

Федеральное агентство по образованию
Государственное образовательное учреждение высшего
профессионального образования
«Сибирский государственный индустриальный университет»
Российская академия естественных наук

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

Отделение металлургии

Сборник научных трудов

Издается с 1994 г. ежегодно

Выпуск 19

Под редакцией профессора Г.В. Галевского

Москва
Новокузнецк
2007

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

ББК 34.3я4

В 387

В 387 Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов. Вып. 19 / Редкол.: Г.В. Галевский (главн. ред.) и др.: Сибирский государственный индустриальный университет. – Новокузнецк, 2007. – 232 с., ил.
ISBN 5–7806–0251–4

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

Федеральная целевая программа «Интеграция».

Сборник реферируется в РЖ Металлургия.

Ил. 65, табл. 34, библиогр. назв. 168.

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

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

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

ББК 34.3я4

© Сибирский государственный индустриальный университет, 2007
ISBN 5–7806–0251–4

СВЕДЕНИЯ О РУКОВОДИТЕЛЯХ АВТОРСКИХ КОЛЛЕКТИВОВ

- Быстров В.А. д-р техн. наук, проф., НФИ КемГУ,
г. Новокузнецк
- Бородулин А.В. д-р техн. наук, в.н.с., Институт черной металлургии Национальной Академии наук Украины, г. Днепропетровск
- Дегтярь В.А. д-р хим. наук, проф., СибГИУ,
г. Новокузнецк
- Павленко С.И. д-р техн. наук, проф., чл.-корр. Международной Академии инженерных наук, д.ч. Нью-Йоркской АН, д.ч. МАН ВШ, СибГИУ,
г. Новокузнецк
- Перетяцько В.Н. д-р техн. наук, проф., чл.-корр. Академии инженерных наук, СибГИУ, г. Новокузнецк
- Полторацкий Л.М. д-р техн. наук, с.н.с., ОАО «ЗСМК»,
г. Новокузнецк
- Протопопов Е.В. д-р техн. наук, проф., чл.-корр. Международной академии энерго-информационных наук, СибГИУ, г. Новокузнецк
- Селянин И.Ф. д-р техн. наук, проф., СибГИУ, г. Новокузнецк
- Черепанов К.А. д-р техн. наук, проф., д. ч. МАНЭБ, чл.-корр. САН ВШ, НФИ КемГУ, г. Новокузнецк
- Шакиров К.М. д-р техн. наук, проф., СибГИУ,
г. Новокузнецк

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	7
МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ	8
<i>И.А. Жибинова, К.М. Шакиров, Е.В. Протопопов, М.К. Шакиров</i>	9
Термодинамический анализ реакций восстановления оксидов железа и марганца в условиях сталеплавильных процессов.....	9
<i>И.А. Жибинова, К.М. Шакиров, Е.В. Протопопов</i>	
Анализ технологических показателей конвертерного процесса с жидкофазным восстановлением.....	26
<i>Е.М. Рыбалкин, А.А. Андреева</i>	
Структурные изменения железа – углеродистых сплавов при обработке их флюсами.....	43
<i>М.В. Темлянецв</i>	
Концепция процессо-структуро-свойствоориентированных технологий тепловой обработки стали.....	55
<i>М.В. Темлянецв, О.Д. Олендаренко</i>	
Снижение угара рельсовой стали при нагреве под прокатку на основе применения защитных покрытий.....	64
<i>В.Б. Деев, В.А. Дегтярь, А.И. Куценко, И.Ф. Селянин, А.П. Войтков</i>	
Комплексная технология получения литейных алюминиевых сплавов на основе низкосортных шихтовых материалов	68
<i>А.В. Кухаренко, И.Ф. Селянин, В.Б. Деев, Н.В. Башмакова, В.А. Скударнов</i>	
Опыт использования борной кислоты для очистки алюминия от примесей ванадия и титана	78
<i>М.В. Темлянецв, И.Н. Панкратов</i>	
Исследование особенностей фазового и химического состава окалины, образующейся на меди при высокотемпературном нагреве под ковку...	81
<i>В.Н. Перетяцько, М.В. Филиппова</i>	
Расчет компенсатора при точной штамповке выдавливанием	84
<i>В.М. Павловец</i>	
Окомкование влажной железорудной шихты напылением материала на подвижную эластичную ленту	89
ПОРОШКОВАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ	И
КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ	100
<i>В.В. Руднева</i>	
Исследование плазменного модифицирования микропорошка карбида кремния	101

<i>В.А. Быстров</i> Улучшение свойств композиционных материалов за счет введения дополнительно карбида ниобия	109
ФИЗИКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ	117
<i>В.А. Петрова, В.И. Петров, В.М. Нефедов, А.В. Патанин, О.В. Олесюк</i> Система контроля качества стыковых сварных соединений в процессе производства.....	118
<i>В.И. Петров, Н.Д. Калюкина, С. Л. Семенов, А.В. Патанин</i> Определение дефектности металла паропроводов ТЭС в процессе эксплуатации	126
<i>В.И. Петров, Н.Д. Калюкина, С. Л. Семенов, А.В. Патанин, О.В. Олесюк</i> Исследование микроструктуры металла прямых участков и гнутых отводов паропроводов ТЭС	133
ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И ЭКОЛОГИЯ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ	141
<i>О.В. Иваныкина, Н.В. Журавлева</i> Изучение элементного состава отходов обогащения железных руд для целей геоэкологического мониторинга	142
<i>М.В. Луханин, Е.Г. Авакумов, С.И. Павленко</i> Использование методов механохимии для получения огнестойкой муллитовой керамики на основе силикатов и алюмосиликатов.....	148
<i>Л.В. Ворон</i> Организация оборотного водоснабжения газоочистки доменного производства.....	154
<i>К.А. Черепанов, Е.Н. Темлянцева, М.В. Темлянцев</i> Исследование свойств альтернативных экологически безопасных огнезащитных покрытий металла	161
<i>К.А. Черепанов, М.В. Темлянцев, Б.В. Коровченко, М.В. Зубенко</i> Решение проблемы сбережения тепловой энергии у ее производителей и потребителей	166
<i>Л.М. Полторацкий, А.Ю. Пронякин, Л.Б. Павлович, Р.Т. Галиуллин</i> Исследование влияния свойств заполнителей на качество огнеупоров	169
<i>В.А. Быстров, О.Г. Трегубова, Н.Ю. Грекова</i> Роль интеллектуальной собственности в развитии современного предприятия.....	174

<i>А.В. Мудрак</i>	
Повышение роли регионов в процессе экономического развития	183
<i>О.А. Стародумова, А.В. Стародумов</i>	
Многофункциональная модель оценки влияния качества сырья на экономические показатели предприятия.....	194
ПРОБЛЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ.....	201
<i>О.А. Полях, В.И. Кожемяченко</i>	
Разработка тестовых заданий и анализ результатов компьютерного тестирования студентов по дисциплине «Процессы и аппараты химической технологии»	202
<i>О.А. Семина, Ю.К. Осипов, А.П. Семин</i>	
Лексические заимствования в терминологии архитектуры английского языка.....	210
ОТКЛИКИ, РЕЦЕНЗИИ И БИОГРАФИИ.....	216
<i>А.В. Бородулин</i>	
Доменное дело В.И. Гульги – инженера и гражданина	217
К сведению авторов	230

ПРЕДИСЛОВИЕ

19-й выпуск ВЕСТНИКА ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ СЕКЦИИ РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ ЕСТЕСТВЕННЫХ НАУК. ОТДЕЛЕНИЕ МЕТАЛЛУРГИИ включает труды российских и украинских ученых в области металлургии, физики металлов, металловедения, экономики, экологии и управления на предприятиях, высшего профессионального образования. Авторскими коллективами высших учебных заведений, промышленных предприятий, научно-исследовательских институтов представлены результаты перспективных разработок, направленных на совершенствование технологий производства чугуна и стали, улучшение качества металлопродукции, разработки эффективных решений, обеспечивающих повышение экономической эффективности и экологической безопасности производств.

Сборник научных трудов содержит раздел, посвященный проблемам высшего профессионального образования, включающий передовой опыт подготовки инженерных кадров.

Впервые в сборник научных трудов включен раздел, содержащий статьи, посвященные биографиям ведущих российских и зарубежных ученых, их научным достижениям и открытиям.

Редакционная коллегия благодарит авторов, представивших статьи и приглашает принять участие в очередном 20-м выпуске сборника научных трудов.

**МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ
МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ**

УДК 541.11:669.112

И.А. Жибинова, К.М. Шакиров, Е.В. Протопопов,
М.К. Шакиров

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

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ РЕАКЦИЙ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ОКСИДОВ ЖЕЛЕЗА И МАРГАНЦА В УСЛОВИЯХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ

В статье проведен термодинамический анализ реакций восстановления оксидов железа и марганца в условиях сталеплавильных процессов.

In the article the thermodynamic analysis of responses of recovery of oxides of iron and manganese is conducted during production of steel.

Известно [1,2], что для выработки принципов и реализации стратегии и тактики управления такими сложными и скоротечными процессами, как кислородно-конвертерное производство стали, необходимо синтезировать адекватные динамические модели, основанные на детальном изучении истинного механизма большого числа взаимосвязанных высокотемпературных физических и химических превращений и гидродинамических закономерностей взаимодействия фаз в сложных газожидкостных сталеплавильных системах.

В то же время, очевидно, что на начальных этапах разработки новых технологических вариантов производства и внепечной обработки стали, использование и термодинамических моделей может оказаться оправданным для приближенного (иногда очень грубого) оценивания [3] предельно достижимых граничных условий возможного протекания отдельных реакций. По крайней мере, они могут послужить основой для более детальных целенаправленных исследований [4]. Актуальность вопросов разработки и применения термодинамических моделей еще более возрастает с учетом намечающегося в последние годы развития новых направлений совершенствования и расширения сырьевой базы сталеплавильного производства, связанных с реализацией технологических вариантов с использованием элементов жидкофазного восстановления [5] и прямого легирования стали непосредственно в агрегатах [6] или в ковшах [7].

В связи с этим, в данном сообщении, в дополнение к [8], приводятся результаты термодинамического анализа реакций восстановления оксидов Fe и Mn в условиях сталеплавильных процессов, кроме элементов-примесей чугуна (C, Si, P), еще двумя группами восстановителей (1 – твердым углеродом $C_{гр}$ и продуктами неполного взаимодействия углерода и природного газа с кислородом, т.е. CO и H_2 ; и 2 – элементами-раскислителями, такими как тот же Si, Ca, Al и др.). При этом рассмотрели случай взаимодействия чистых компонентов для всех оксидов железа и марганца с различными восстановителями.

1. Оксиды и восстановители

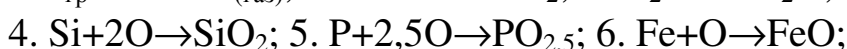
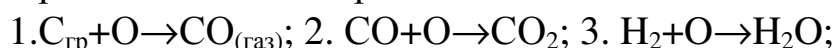
Рассмотрели все термодинамически устойчивые в условиях сталеплавильных процессов оксиды железа и марганца [9...11]: Fe_2O_3 , Fe_3O_4 , FeO и MnO_2 , Mn_2O_3 , Mn_3O_4 и MnO.

Потенциально возможные восстановители условно разделили на три группы: 1 – традиционные восстановители-продукты неполного взаимодействия углерода и природного газа с кислородом, т.е. CO и H_2 и непосредственно твердый углерод; 2 – элементы-примеси чугуна – [C], [Si] и в некоторых случаях [P], растворенные в жидком железе; 3 – элементы-раскислители, такие как Si, Ca, Al, Mn. Для марганца в определенных условиях в качестве восстановителя может служить и железо.

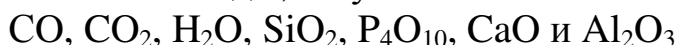
Рассмотрели все возможные реакции между оксидами Fe и Mn и восстановителями.

2. Реакции между чистыми компонентами

Предполагали, что в ходе анализируемых реакций отмеченные выше восстановители претерпевали следующие превращения, связанные с присоединением определенного числа атомов кислорода:



7. $Ca + O \rightarrow CaO$; 8. $Al + 1,5O \rightarrow AlO_{1,5}$, в результате которых образуются также оксиды, но уже восстановителей, соответственно:



Не трудно видеть, что во всех реакциях, кроме восстановителей участвуют только оксиды Fe и Mn и оксиды соответствующих восстановителей.

Ниже последовательно рассматриваются реакции между всеми 7-ю перечисленными в п.1 оксидами Fe и Mn (присвоив им индексы от 2 до 8; индекс 1 присвоили основной переменной – температуре T, обозначив ее через x_1) и восстановителями, оксидам которых кроме FeO присвоили индексы от 9 (CO) до 16 (H_2O).

Последнее позволяет рассчитывать термодинамические функции всех реакций ($\Delta_r H_i^0, \Delta_r S_i^0$ и $\Delta_r G_i^0$) на основании только данных об изменении этих функций при образовании соответствующих оксидов ($\Delta_f H_j^0, \Delta_f S_j^0$ и $\Delta_f G_j^0$). Здесь $\Delta_r F_i^0$ и $\Delta_f F_j^0$ – изменения соответствующей функции при i -той реакции и при образовании j -того оксида соответственно. При анализе основное внимание уделили определяющей термодинамической функции реакций $\Delta_r G_i^0$ – изменению энергии Гиббса при i -той реакции, протекающей в стандартных условиях.

Участвующие в реакциях восстановители рассматривали в следующей последовательности. $C_{гр}$, CO, H_2 ; [C], [Si], [P]; Fe, Ca, Al. При этом имели ввиду взаимодействие каждого восстановителя (кроме Fe) со всеми оксидами Fe и Mn, а Fe только с оксидами Mn. Была принята следующая нумерация реакций для 7 оксидов Fe и Mn ($Fe_2O_3, Fe_3O_4, FeO, MnO_2, Mn_2O_3, Mn_3O_4$ и MnO):

а) восстановление твердым углеродом (с превращением $C_{гр} \rightarrow CO$) реакции 1...7;

б) восстановление CO (с превращением $CO \rightarrow CO_2$) – реакции 8...14 и т.д.;

в) восстановление фосфором (с превращением $P \rightarrow \frac{1}{4}P_4O_{10}$) – реакции 29...35;

г) восстановление железом (с превращением $Fe \rightarrow FeO$) – только для оксидов Mn – реакции 36...39;

д) с учетом легковосстановимости высших оксидов Fe и Mn [9, 10] восстановление Ca и Al рассмотрели только для низших оксидов: FeO и MnO – реакции 40...43 ($Ca \rightarrow CaO; Al \rightarrow AlO_{1,5}$).

Кроме этих 43 традиционных реакций рассмотрели термодинамически не запрещенные, однако обычно не анализирующиеся в технической литературе, реакции. Это реакции восстановления монооксидов Fe и Mn твердым углеродом с образованием не CO, а CO_2 (с превращением $C_{гр} + 2O \rightarrow CO_2$):



и реакции восстановления MnO железом с образованием Fe_3O_4 и Fe_2O_3 :



3. Методика расчета, исходные данные и формулы для расчета изменения энергии Гиббса $\Delta_r G_i^0$ при реакциях восстановления оксидов железа и марганца

С учетом отмеченной выше особенности всех 47 реакций с участием перечисленных оксидов Fe и Mn и всех восстановителей, термодинамические функции этих реакций можно рассчитать на основании данных о термодинамических функциях при образовании соответствующих оксидов. При этом особое внимание уделили расчетам и анализу основной термодинамической функции химических реакций – изменения энергии Гиббса $\Delta_r G_i^0$, которая позволяет непосредственно судить о термодинамической предпочтительности и глубине протекания реакции.

Таким образом, для расчетов величин $\Delta_r G_i^0$ при 47 перечисленных выше реакциях достаточно иметь данные о $\Delta_f G_j^0$ для оксидов Fe, Mn и восстановителей.

Обозначив через x_1 основную переменную – температуру T(K), а через $x_2 \dots x_{16}$ – изменения энергии Гиббса $\Delta_f G_j^0$ при образовании j-того оксида в такой последовательности: Fe₂O₃, Fe₃O₄, FeO, MnO₂, Mn₂O₃, Mn₃O₄, и MnO; CO; CO₂; SiO₂; CaO; P₄O₁₀; Al₂O₃; CaO₂ и H₂O. Такой же нумерации будем придерживаться относительно и других функций ($\Delta_f H_j^0$, $\Delta_f S_j^0$).

Закон Гесса позволяет определить любую термодинамическую функцию в том числе и $\Delta_r G_i^0$, i-той реакции (i=1...47) по изменениям этих функций при образовании соответствующих оксидов.

Обозначив через y_i величину $\Delta_r G_i^0$ – изменение энергии Гиббса при i-той реакции (т.е. приняв, что $y_i \equiv \Delta_r G_i^0$), рассмотрим пример расчета величины $\Delta_r G_i^0$ при реакции (1)



$$y_1 \equiv \Delta_r G_1^0 = [2 \Delta_f G_{(\text{Fe}_3\text{O}_4)}^0 + \Delta_f G_{(\text{CO})}^0] - 3 \Delta_f G_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)}^0 \quad (48)$$

или, обозначив $\Delta_f G_j^0$ через x_j ,

$$y_1 = (2x_3 + x_9) - 3x_2 \quad (49)$$

Для $\Delta_r G_i^0 \equiv y_i$ остальных 46 реакций аналогично уравнению (49) запишем:

$$y_2 = (3x_4 + x_9) - x_3 \quad (50); \quad y_3 \equiv \Delta_r G_3^0 = x_9 - x_4 \quad (51)$$

$$y_4 = (x_6 + x_9) - 2x_5 \quad (52); \quad y_5 = (2x_7 + x_9) - 3x_6 \quad (53)$$

$$y_6 = (3x_8 + x_9) - x_7 \quad (54); \quad y_7 = x_9 - x_8 \quad (55)$$

$$y_8 = (2x_3 + x_{10}) - (3x_2 + x_9) \quad (56); \quad y_9 = (3x_4 + x_{10}) - (x_3 + x_9) \quad (57)$$

$$y_{10} = x_{10} - (x_4 + x_9) \quad (58); \quad y_{11} = (x_6 + x_{10}) - (2x_5 + x_9) \quad (59)$$

$$y_{12} = (2x_7 + x_{10}) - (3x_6 + x_9) \quad (60); \quad y_{13} = (3x_8 + x_{10}) - (x_7 + x_9) \quad (61)$$

$$y_{14} = x_{10} - (x_8 + x_9) \quad (62); \quad y_{15} \equiv \Delta_r G_{15}^0 = (2x_3 + x_{16}) - 3x_2 \quad (63)$$

$$y_{16} = (3x_4 + x_{16}) - x_3 \quad (64); \quad y_{17} = x_{16} - x_4 \quad (65)$$

$$y_{18} = (x_6 + x_{16}) - 2x_5 \quad (66); \quad y_{19} = (2x_7 + x_{16}) - 3x_6 \quad (67)$$

$$y_{20} = (3x_8 + x_{16}) - x_7 \quad (68); \quad y_{21} = x_{16} - x_8 \quad (69)$$

$$\Delta_r G_{22}^0 \equiv y_{22} = (4x_3 + x_{11}) - 6x_2 \quad (70); \quad y_{23} = (6x_4 + x_{11}) - 2x_3 \quad (71)$$

$$y_{24} = x_{11} - 2x_4 \quad (72); \quad y_{25} = (2x_6 + x_{11}) - 4x_2 \quad (73)$$

$$y_{26} = (4x_7 + x_{11}) - 6x_6 \quad (74); \quad y_{27} = (6x_8 + x_{11}) - 2x_7 \quad (75)$$

$$y_{28} = x_{11} - 2x_8 \quad (76); \quad y_{29} = \left(5x_3 + \frac{1}{4}x_{13}\right) - 7,5x_2 \quad (77)$$

$$y_{30} = \left(7,5x_4 + \frac{1}{4}x_{13}\right) - 2,5x_3 \quad (78); \quad y_{31} = \frac{1}{4}x_{13} - 2,5x_4 \quad (79)$$

$$y_{32} = \left(2,5x_6 + \frac{1}{4}x_{13}\right) - 5x_2 \quad (80); \quad y_{33} = \left(5x_7 + \frac{1}{4}x_{13}\right) - 7,5x_6 \quad (81)$$

$$y_{34} = \left(7,5x_8 + \frac{1}{4}x_{13}\right) - 2,5x_7 \quad (82); \quad y_{35} = \frac{1}{4}x_{13} - 2,5x_8 \quad (83)$$

$$y_{36} \equiv \Delta_r G_{36}^0 = (x_6 + x_4) - 2x_5 \quad (84); \quad y_{37} = (2x_7 + x_4) - 3x_6 \quad (85)$$

$$y_{38} = (3x_8 + x_4) - x_7 \quad (86); \quad y_{39} = x_4 - x_8 \quad (87)$$

$$y_{40} = x_{12} - x_4 \quad (88); \quad y_{41} = x_{12} - x_8 \quad (89)$$

$$y_{42} = \frac{1}{2}x_{14} - 1,5x_4 \quad (90); \quad y_{43} = \frac{1}{2}x_{14} - 1,5x_8 \quad (91)$$

$$y_{44} = x_{10} - 2x_4 \quad (92); \quad y_{45} = x_{10} - 2x_8 \quad (93)$$

$$y_{46} = x_3 - 4x_8 \quad (94); \quad y_{47} = x_2 - 3x_8 \quad (95)$$

Необходимые для расчетов $\Delta_r G_i^0 \equiv y_i (i=1...47)$ значения $\Delta_f G_j^0$ (изменения энергии Гиббса при образовании j-того оксида; $\Delta_f G_j^0 \equiv x_j$, $j=2...16$) заимствовали из справочника [11], который содержит, на наш взгляд, достаточно представительную базу данных по термодинамическим характеристикам реакций образования оксидов и других соединений.

В таблице 1 привели значения $\Delta_f G_j^0 \equiv x_j$ для перечисленных выше 15 оксидов Fe, Mn и восстановителей в интервале температур (x_1) 1000...2000 К с учетом фазовых состояний реагентов, устойчивых при отмеченных температурах. В таблицу включили также данные о $\Delta_f G_{CaO_2}^0 \equiv x_{15}$ для диоксида кальция CaO_2 , который в интервале температур 298,15...3000 К существует предположительно [11] в кристаллическом состоянии.

4. Результаты расчетов $\Delta_r G_i^0$, их представление и общий качественный анализ (таблица 2)

С использованием данных таблицы 1 и $\Delta_f G_j^0$ по уравнениям (49)...(95) для различных температур ($T \equiv x_1$) рассчитали значения $\Delta_r G_i^0 \equiv y_i$ при всех реакциях (1)...(47). Результаты расчетов $\Delta_r G_i^0$ внесли в таблицу 2. По данным таблицы 2 нашли уравнения линейных зависимостей $y_i = f_i(T)$ в форме:

$$y_i = \Delta_r G_i^0 = A_i - B_i T, \quad (96)$$

которые привели ниже (см. формулы (97)...(143)):

$$y_1 = 134116 - 230,36T \quad (97); \quad y_2 = 208619 - 209,55T \quad (98);$$

$$y_3 = 136821 - 142,19T \quad (99); \quad y_4 = -44225 - 176,46T \quad (100);$$

$$y_5 = 5137 - 173,81T \quad (101); \quad y_6 = 92903 - 199,86T \quad (102);$$

$$y_7 = 282573 - 168,89T \quad (103); \quad y_8 = -30054 - 59,608T \quad (104);$$

$$y_9 = 44449 - 38,793T \quad (105); \quad y_{10} = -27348 + 28,57T \quad (106);$$

$$y_{11} = -208395 - 5,704T \quad (107); \quad y_{12} = -159033 - 3,054T \quad (108);$$

$$y_{13} = -71267 - 29,1T \quad (109); \quad y_{14} = 118403 + 1,862T \quad (110);$$

$$y_{15} = -988,35 - 87,034T \quad (111); \quad y_{16} = 73515 - 66,219T \quad (112);$$

$$y_{17} = 1717,3 + 1,144T \quad (113); \quad y_{18} = -179329 - 33,13T \quad (114);$$

$$y_{19} = -129967 - 30,48T \quad (115); \quad y_{20} = -42201 - 56,526T \quad (116);$$

$$y_{21} = 147469 - 25,564T \quad (117); \quad y_{22} = -381367 - 109,41T \quad (118);$$

$$y_{23} = -232361 - 67,781T \quad (119); \quad y_{24} = -375956 + 66,944T \quad (120);$$

$$y_{25} = -738048 - 1,604T \quad (121); \quad y_{26} = -639324 + 3,696T \quad (122);$$

Таблица 1 – Данные [11] об изменениях энергии Гиббса $\Delta_f G_j^0$ при образовании соответствующих оксидов (x_j), Дж/моль

x1	x2	x3	x4	x5	x6	x7	x8	x9	x10	x11	x12	x13	x14	x15	x16
1000	-560238	-790358	-198949	-340996	-699146,4	-999558	-311917	-200706	-395848	-697891,2	-531786,4	-2186558,4	-1361055	-481160	-192590
1100	-535970	-760651	-192673	-323005	-673205,6	-981985	-304595	-209409	-395974	-680736,8	-521744,8	-2087397,6	-1328002	-464424	-187025
1200	-511285	-730526	-185979	-305014	-647264,8	-964412	-297064	-218196	-396057	-663164	-510866,4	-1987818,4	-1295366	-447688	-181418
1300	-487018	-700402	-179494	-287022	-621742,4	-929266	-289742	-226940	-396141	-646009,6	-499988	-1889912,8	-1262313	-428860	-175728
1400	-462750	-670695	-173218	-269031	-595383,2	-894121	-282211	-235601	-396183	-628855,2	-488691,2	-1792007,2	-1229678	-412124	-170038
1500	-438483	-640989	-166732	-253132	-569442,4	-859394	-274470	-244220	-396267	-611700,8	-477812,8	-1694520	-1197042	-393296	-164264
1600	-414216	-611282	-160247	-234304	-541828	-822365	-265684	-252839	-396350	-594546,4	-466934,4	-1597451,2	-1164826	-376560	-158490
1700	-390367	-581576	-155226	-215894	-513795,2	-785128	-256898	-261333	-396308	-577392	-456056	-1500382,4	-1132190	-359824	-152716
1800	-366100	-551870	-150624	-197066	-485762,4	-747890	-248111	-269784	-396308	-557308,8	-442248,8	-1403732	-1099974	-338904	-146900
1900	-340578	-522163	-145603	-178238	-458148	-710652	-239743	-278236	-396308	-537644	-423002,4	-1307500	-1067757	-312126,4	-141043
2000	-315055	-497478	-140582	-159410	-430115,2	-673415	-230957	-286646	-396308	-518397,6	-403756	-1211268	-1035540	-286604	-135185

Таблица 2 – Результаты расчетов $\Delta_r G_i^0 = y_i$ ($i=1...47$) при реакциях восстановления оксидов Fe и Mn различными восстановителями, Дж/моль

x1	y1	y2	y3	y4	y5	y6	y7	y8	y9	y10
1000	-100709	-7196,48	-1757,28	-217861	-102382	-136900	111210,7	-95144,2	-1631,76	3807,44
1100	-122800	-26777,6	-16736	-236605	-153762	-141210	95186	-99955,8	-3932,96	6108,64
1200	-145394	-45605,6	-32216,8	-255433	-205225	-144976	78868,4	-105060	-5271,84	8116,96
1300	-166691	-65019,4	-47446,6	-274638	-220246	-166900	62801,84	-108951	-7280,16	10292,64
1400	-188740	-84558,6	-62383,4	-292922	-237693	-188113	46609,76	-113721	-9539,52	12635,68
1500	-210748	-103428	-77487,7	-307398	-254680	-208238	30250,32	-118575	-11255	14685,84
1600	-232756	-122298	-92591,9	-326059	-272086	-227526	12844,88	-123428	-12970,4	16736
1700	-253383	-145436	-106106	-343339	-290202	-246898	-4435,04	-127026	-19079	20250,56
1800	-275224	-169787	-119160	-361414	-308277	-266228	-21673,1	-131963	-26526,6	24099,84
1900	-300830	-192882	-132633	-379907	-325097	-286813	-38492,8	-140666	-32718,9	27530,72
2000	-336435	-210915	-146063	-397940	-343130	-306101	-55689	-159452	-33932,2	30919,76

Продолжение таблицы 2

x1	y11	y12	y13	y14	y15	y16	y17	y18	y19	y20
1000	-212296	-96817,8	-131336	116775,4	-92591,9	920,48	6359,68	-209744	-94265,5	-128784
1100	-213761	-130917	-118365	118030,6	-100416	-4393,2	5648,4	-214221	-131378	-118826
1200	-215099	-164891	-104642	119202,2	-108617	-8828,24	4560,56	-218656	-168448	-108198
1300	-216899	-162507	-109161	120541	-115478	-13807,2	3765,6	-223426	-169034	-115688
1400	-217903	-162674	-113094	121628,9	-123177	-18995,4	3179,84	-227359	-172130	-122549
1500	-215225	-162507	-116064	122423,8	-130792	-23472,2	2468,56	-227442	-174724	-128281
1600	-216731	-162758	-118198	122172,8	-138407	-27949,1	1757,28	-231710	-177736	-133177
1700	-216982	-163845	-120541	121921,8	-144766	-36819,2	2510,4	-234722	-181586	-138281
1800	-218154	-165017	-122968	121587	-152339	-46902,6	3723,76	-238530	-185393	-143344
1900	-219744	-164933	-126650	121670,7	-163636	-55689	4560,56	-242714	-187903	-149620
2000	-220957	-166147	-129118	121294,2	-184975	-59454,6	5397,36	-246479	-191669	-154641

Продолжение таблицы 2

x1	y21	y22	y23	y24	y25	y26	y27	y28	y29	y30
1000	119327,7	-497896	-310871	-299993	-732200	-501243	-570279	-74056,8	-296646	-62864,6
1100	117570,4	-507519	-315474	-295390	-735129	-569442	-544338	-71546,4	-305327	-65270,4
1200	115645,8	-517561	-317984	-291206	-737639	-637223	-516724	-69036	-314951	-65479,6
1300	114014	-525510	-322168	-287022	-741405	-632621	-525929	-66525,6	-321854	-67676,2
1400	112173	-535134	-326770	-282420	-743497	-633039	-533878	-64433,6	-330850	-70395,8
1500	110206,6	-544757	-330118	-278236	-738058	-632621	-539736	-62760	-339950	-71651
1600	107194,1	-554380	-333465	-274052	-740986	-633039	-543920	-63178,4	-349155	-73010,8
1700	104181,6	-561493	-345598	-266939	-741405	-635131	-548522	-63596,8	-355222	-85353,6
1800	101211	-568187	-357314	-256061	-740568	-634294	-550196	-61086,4	-364531	-100939
1900	98700,56	-582831	-366937	-246438	-740986	-631366	-554798	-58157,6	-383359	-113491
2000	95771,76	-617977	-366937	-237233	-740986	-631366	-557309	-56484	-427291	-113491

Продолжение таблицы 2

x1	y31	y32	y33	y34	y35	y36	y37	y38	y39
1000	-49266,6	506682,4	-300830	-387125	233153,4	-216104	-100625	-135143	112968
1100	-40166,4	474988,6	-382731	-351351	239638,6	-219869	-137026	-124474	111922
1200	-32007,6	441307,4	-464529	-313905	245705,4	-223216	-173008	-112759	111085,2
1300	-23744,2	408253,8	-455742	-322377	251876,8	-227191	-172799	-119453	110248,4
1400	-14957,8	377292,2	-453232	-329281	257525,2	-230538	-175310	-125729	108993,2
1500	-6799	345180	-449780	-333674	262546	-229911	-177192	-130750	107738
1600	1255,2	317147,2	-447479	-336080	264847,2	-233467	-179494	-134934	105436,8
1700	12970,4	292252,4	-447270	-339009	267148,4	-237233	-184096	-140792	101671,2
1800	25627	265161	-447165	-342042	269345	-242254	-189117	-147068	97487,2
1900	37133	230643	-444027	-348318	272483	-247274	-192464	-154180	94140
2000	48639	197171	-444027	-351456	274575	-251877	-197066	-160038	90374,4

Продолжение таблицы 2

x1	y40	y41	y42	y43	y44	y45	y46	y47
1000	-332837	-219869	-382104	-212652	2050,16	227986,2	457311,2	375514
1100	-329072	-217150	-374991	-207108	-10627,4	213216,6	457729,6	377815,2
1200	-324888	-213802	-368715	-202087	-24099,8	198070,6	457729,6	379907,2
1300	-320494	-210246	-361916	-196543	-37153,9	183342,9	458566,4	382208,4
1400	-315474	-206480	-355012	-191523	-49747,8	168238,6	458148	383882
1500	-311080	-203342	-348423	-186816	-62801,8	152674,2	456892,8	384928
1600	-306687	-201250	-342042	-183887	-75855,9	135017,7	451453,6	382836
1700	-300830	-199158	-333256	-180749	-85855,7	117486,7	446014,4	380325,6
1800	-291625	-194138	-324051	-177820	-95060,5	99913,92	440575,2	378233,6
1900	-277399	-183259	-315474	-174264	-105102	83177,92	436809,6	378652
2000	-263174	-172799	-306896	-171335	-115144	65605,12	426349,6	377815,2

$$y_{27} = -463792 - 48,395T \quad (123);$$

$$y_{29} = -163060 - 119,42T \quad (125);$$

$$y_{31} = -156296 + 101,03T \quad (127);$$

$$y_{33} = -485507 + 21,966T \quad (129);$$

$$y_{35} = 208084 + 34,257T \quad (131);$$

$$y_{37} = -131684 - 31,624T \quad (133);$$

$$y_{39} = 145752 - 26,708T \quad (135);$$

$$y_{41} = -271300 + 45,64T \quad (137);$$

$$y_{43} = -244555 + 37,22T \quad (139);$$

$$y_{45} = 400977 - 167,03T \quad (141);$$

$$y_{47} = 390293 - 5,823T \quad (143).$$

$$y_{28} = -84452 + 13,528T \quad (124);$$

$$y_{30} = 23198 - 67,38T \quad (126);$$

$$y_{32} = 795797 - 297,76T \quad (128);$$

$$y_{34} = -266091 - 43,148T \quad (130);$$

$$y_{36} = -181046 - 34,274T \quad (132);$$

$$y_{38} = -43918 - 57,669T \quad (134);$$

$$y_{40} = -417052 + 72,348T \quad (136);$$

$$y_{42} = -463183 + 77,282T \quad (138);$$

$$y_{44} = 109473 - 113,62T \quad (140);$$

$$y_{46} = 511210 - 39,469T \quad (142);$$

Исходя из общих соображений, проанализируем результаты расчетов $\Delta_r G_i^0$, отраженные в таблице 2 и формулами (97)...(143). При этом обратим внимание, прежде всего на степень вероятности протекания той или иной реакции. О термодинамической предпочтительности отдельных реакций судили по величине $\Delta_r G_i^0$: чем больше

отрицательная величина $\Delta_r G_i^0$, тем больше вероятность протекания этой реакции.

И так как в соответствии с уравнением нормального химического сродства

$$\Delta_r G_i^0 = -RT \ln K_{pi} \quad (144)$$

и

$$\lg K_{pi} = -\frac{\Delta_r G_i^0}{2,3RT}, \quad (145)$$

то более вероятной реакции будет соответствовать большее значение константы равновесия K_{pi} .

Сопоставление $\Delta_r G_i^0$ или K_{pi} для различных реакций позволяет судить об относительной термодинамической предпочтительности реакций в том или ином ряду (например, в ряду оксидов по степени окисленности металла или в ряду восстановителей по степени их восстановительной способности).

4.1 Термодинамическая предпочтительность отдельных реакций восстановления оксидов с различными степенями окисленности Fe и Mn (таблица 2 и формулы (97)...(143)).

Рассмотрим выделенные выше ряды оксидов Fe и Mn: FeO, Fe₃O₄, Fe₂O₃ и MnO, Mn₃O₄, Mn₂O₃, MnO₂. Анализ данных таблицы 2 показывает: как при низких (1000...1200К), так и при относительно высоких (1800...2000К) температурах наименее отрицательные $\Delta_r G_i^0$ (соответственно наименьшие значения K_{pi}) имеют реакции восстановления низших оксидов (FeO и MnO). Так, $\Delta_r G_3^0 > \Delta_r G_2^0 > \Delta_r G_1^0$, а $\Delta_r G_7^0 > \Delta_r G_6^0 > \Delta_r G_5^0 > \Delta_r G_4^0$ для реакций восстановления твердым углеродом. При восстановлении монооксидом углерода (реакции 8...14) значения y_{10} и $y_{14} > 0$, в то время как для более высоких оксидов $y_i < 0$. Подобные соотношения сохраняются и для реакций восстановления водородом (реакции 15...21), кремнием (22...28) и фосфором (29...35). Не составляют исключения и реакции восстановления оксидов Mn железом. Так, для реакции восстановления монооксида марганца $\Delta_r G_{39}^0$ также больше, чем для остальных оксидов Mn ($y_{39} \equiv \Delta_r G_{39}^0 > y_{38} >^*) y_{37} > y_{36}$). На основании этого в дальнейшем будем

*) Только при $T \approx x_1 = 1000$ и 1100 К $y_{37} > y_{38}$

подробнее анализировать термодинамические особенности только для реакций восстановления монооксидов Fe и Mn.

Это реакции (3), (10), (17), (24), (31), (40), (42), (44) с участием FeO и реакции (7), (14), (21), (28), (35), (39), (41), (43) и (45)...(47) – с участием MnO.

Анализ данных таблицы 2 и формул (97)...(143) дает еще одно качественное наблюдение, связанное с различием величин $\Delta_r G_i^0$, соответствующих реакциям взаимодействия различных восстановителей с FeO и MnO. В соответствии с этим наблюдением оказывается, как и следовало ожидать, что MnO является более устойчивым оксидом, т.к. изменение энергии Гиббса $\Delta_f G_j^0$ при образовании MnO меньше, чем при образовании FeO, т.е. $x_7 < x_3$ (см. табл.1) при всех рассматриваемых температурах.

4.2 Относительная восстановительная способность веществ

В связи с качественным наблюдением о различной восстановительной способности отдельных реагентов по отношению к монооксидам Fe и Mn представляет определенный интерес количественная оценка этого различия. С этой целью в таблице 3 привели значения $\Delta_r G_i^0$ (из данных таблицы 2) для реакций взаимодействия низших оксидов Fe и Mn с различными восстановителями (2-я и 3-я строки соответственно в таблице 3). Для конкретизации анализа рассмотрели три температуры: 1200 К (относительно низкая), 1600 К (средняя) и 2000 К (высокая температура). В таблице 3 кроме $\Delta_r G_i^0$ для различных восстановителей (с их химическими превращениями) при всех температурах привели также значения $\Delta_f G_{(MnO)}^0$, $\Delta_f G_{(FeO)}^0$, их разности $\Delta\Delta_f$ (3-я колонка) и разности между $\Delta_r G_i^0$ при взаимодействии данного восстановителя с MnO и FeO (3-я и 4-я строки таблицы 3 для каждой температуры). В таблице 3 восстановители расположены в порядке увеличения $\Delta_r G_i^0$, т.е. в порядке уменьшения восстановительной способности веществ.

Анализ данных таблицы 3 (см. 4-ую и 5-ю строки) приводит к следующим выводам. Прежде всего обращает на себя внимание то обстоятельство, что при всех температурах разность $(\Delta_r G_{(MnO)}^0 - \Delta_r G_{(FeO)}^0)$ для большинства восстановителей оказывается одной и той же величиной, а для других восстановителей – кратной

этой величине. Так, например, при образовании диоксида восстановителя (SiO_2 и CO_2) кратность равна 2, триоксида (Al_2O_3) – $\frac{3}{2}$ и пентаоксида (P_2O_5) – $\frac{5}{2}$. Оказалось, что эта величина при каждой температуре

в точности равняется разности $\Delta_f G_{(\text{FeO})}^0 - \Delta_f G_{(\text{MnO})}^0$, что является следствием закона Гесса. Действительно, т.к. $y_3 = x_9 - x_4$, а $y_7 = x_9 - x_8$ (Восст. $\text{C}_{\text{гp}} \rightarrow \text{CO}$), то $y_7 - y_3 = x_4 - x_8 = \Delta_f G_{(\text{FeO})}^0 - \Delta_f G_{(\text{MnO})}^0$ точно также $y_{14} - y_{10} = y_{21} - y_{17} = y_{41} - y_{40} = x_4 - x_8$, а $y_{28} - y_{24} = y_{45} - y_{44} = 2(x_4 - x_8)$; $y_{43} - y_{42} = \frac{3}{2}(x_4 - x_8)$ и $y_{35} - y_{31} = \frac{5}{2}(x_4 - x_8)$.

Анализ результатов расчетов $\Delta_r G^0 \equiv y_i$ (таблица 2 и таблица 3, а также их анализ) позволяет теоретически обоснованно выбирать в каждом периоде сталеплавильного передела, в зависимости от условий, наиболее эффективные из рассмотренных восстановителей и в соответствии с этим улучшать кинетические условия протекания реакций восстановления FeO и (или) MnO именно этими реагентами. При этом следует иметь в виду, что для более детального анализа необходимо учесть вклад в $\Delta_r G^0$ процессов растворения элементов – потенциальных восстановителей – в жидком железе [11,13], выбрав в качестве стандартного состояния 1 %-ный гипотетический разбавленный раствор [13].

Подобная зависимость восстановительной способности веществ от числа присоединяемых ими атомов кислорода скорее в форме намека, а не утверждения, отмечена в учебнике [12, стр.113].

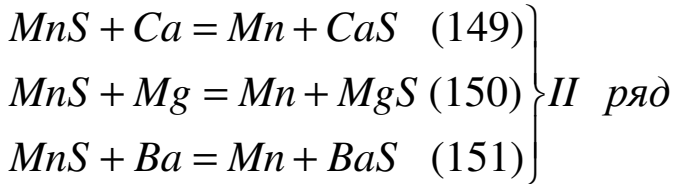
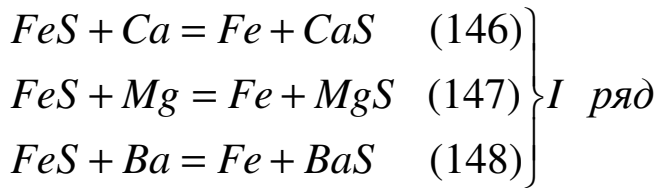
Несмотря на то, что отмеченная особенность является лишь следствием выполнимости закона Гесса, тем не менее, она может служить основанием для ускоренного метода расчета термодинамических характеристик для одного из двух рядов однотипных реакций, если они известны для реакций другого ряда.

Сущность предлагаемого метода можно продемонстрировать на следующем примере.

Рассмотрим реакции восстановления железа и марганца из их сульфидов различными сульфидообразующими элементами, например, Ca , Mg и Ba :

Таблица 3 – Сопоставление $\Delta_r G_i^0$ при реакциях восстановления FeO и MnO различными восстановителями, Дж/моль

Т, К	Восстанавли- ваемый оксид	$\Delta_f G_{окс}^0$, Дж/моль	Превращения восстановителя $nMeO + V = nMe + V_2O_n$ и $y_i = \Delta_r G_i^0$, Дж/моль									
			Al → Al ₂ O ₃ Y ₄₂ ; Y ₄₃	Ca → CaO Y ₄₀ ; Y ₄₁	Si → SiO ₂ Y ₂₄ ; Y ₂₈	C _{гр} → CO Y ₄ ; Y ₈	C _{гр} → CO ₂ Y ₄₄ ; Y ₄₅	H ₂ → H ₂ O Y ₁₇ ; Y ₂₁	CO → CO ₂ Y ₈ ; Y ₁₄	P → PO _{2,5} Y ₃₁ ; Y ₃₅		
1200	FeO	-185980	-368715	-324887,6	-291206	-32217	-24100	+4561	+8117	-32008		
	MnO	-297064	-202087	-213802,4	-69036	+78868	+198071	+115646	+119202	+245705		
	Разность $\Delta_r G_{(MnO)}^0 - \Delta_r G_{(FeO)}^0$	+111085	=111085x1,5	111085	=111085x2	111085	=111085x2	222170	=111085x2	111085	x1	277713= =111085x2,5
1600	FeO	-160247	-342042	-306687	-274052	-92952	-75856	+1757	+16736	+1255		
	MnO	-265684	-183887	-201250	-63178	+12845	+135018	+107194	+122173	+264847		
	Разность $\Delta_r G_{(MnO)}^0 - \Delta_r G_{(FeO)}^0$	+105437	=105437x1,5	105437	=105437x2	105437	=105437x2	210874	=105437x2	105437	x1	263592= =105437x2,5
2000	FeO	-140582	-306896	-263174	-237233	-146063	-115144	+5397	+30920	+48639		
	MnO	-230957	-171335	-172799	-56484	-55689	+65605	+95772	+121294	+274575		
	Разность $\Delta_r G_{(MnO)}^0 - \Delta_r G_{(FeO)}^0$	+90374	=90374x1,5	90374	=90374x2	90374	=90374x2	180749	=90374x2	90374	x1	225936= =90374x2,5



Обозначим изменение энергии Гиббса при образовании FeS и MnS через $\Delta_f G^0_{(FeS)}$ и $\Delta_f G^0_{(MnS)}$, а при реакциях (146)...(151) – соответственно через $\Delta_r G^0_{(146)}$ - $\Delta_r G^0_{(151)}$. И пусть $\Delta_r G^0_{(149)}$, $\Delta_r G^0_{(150)}$ и $\Delta_r G^0_{(151)}$, а также $\Delta_f G^0_{(FeS)}$ и $\Delta_f G^0_{(MnS)}$, известны. Тогда для реакций восстановления FeS логично записать уравнения:

$$y_{146} \equiv \Delta_r G^0_{146} = \Delta_r G^0_{149} + \Delta\Delta_f, \quad (152)$$

$$y_{147} \equiv \Delta_r G^0_{147} = \Delta_r G^0_{150} + \Delta\Delta_f, \quad (153)$$

$$y_{148} \equiv \Delta_r G^0_{148} = \Delta_r G^0_{151} + \Delta\Delta_f, \quad (154)$$

в которых $\Delta\Delta_f = \Delta_f G^0_{(MnS)} - \Delta_f G^0_{(FeS)}$.

Возможно сочетание более сложных рядов однотипных реакций.

ВЫВОДЫ

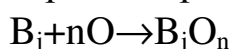
1. Рассмотрены все термодинамически устойчивые при температурах сталеварения оксиды железа и марганца (Fe_2O_3 ; Fe_3O_4 ; FeO и MnO_2 ; Mn_2O_3 ; Mn_3O_4 ; MnO).

2. Потенциально возможные восстановители распределены на три группы: 1 – традиционные восстановители – это твердый углерод $C_{тр}$ и продукты его газификации и конверсии природного газа, т.е. монооксид углерода CO и водород H_2 ; 2 – элементы-примеси жидкого чугуна, такие, как углерод, кремний и в некоторых случаях фосфор, растворенные в жидком металле и 3 – элементы-раскислители: тот же кремний, кальций и алюминий.

3. Рассмотрен случай взаимодействия чистых компонентов для каждого из 7 оксидов Fe и Mn с восстановителями: с твердым углеродом $C_{тр}$ (реакции 1...7); с монооксидом углерода CO (реакции 8...14); с газообразным водородом H_2 (реакции 15...21); с кремнием Si

(22...28); с фосфором P (29...35) и реакции восстановления оксидов Mn железом (36...39). Восстановление компонентами 3-ей группы рассмотрено только для монооксидов Fe и Mn, как наиболее трудно-восстановимых (реакции 40...43). Кроме того рассмотрели нетрадиционные реакции: термодинамически не запрещенные, но обычно не обсуждаемые в технической литературе: это реакции восстановления FeO и MnO твердым углеродом с образованием не CO, а CO₂ (реакции 44...45) и восстановления MnO железом с образованием не FeO, а Fe₃O₄ и Fe₂O₃ (реакции 46...47). Итого выделено 47 реакций восстановления.

4. Отмечено, что каждая из 47 реакций сопровождается определенным типом превращения восстановителя; а именно присоединением того или иного количества атомов кислорода. Так, превращения C_{гр}→CO (реакции 1...7); CO→CO₂ (8...14), H₂→H₂O (15...21), Fe→FeO (реакции 36...39); Ca→CaO (40 и 41) сопровождаются присоединением одного атома кислорода; превращения Si→SiO₂ (22...28) и C_{гр}→CO₂ (44 и 45) – двух; превращение Al→AlO_{1,5} (42 и 43) – 1,5 и P→PO_{2,5} (29...35) – 2,5 атома кислорода, что в общем виде может быть отражено реакцией:



5. Обратив внимание на то обстоятельство, что во всех рассмотренных 47 реакциях кроме химических элементов участвуют только оксиды Fe и Mn и оксиды восстановителей, пришли к выводу, что для расчета термодинамических характеристик этих реакций восстановления достаточно знать соответствующие характеристики для реакций образования этих оксидов.

6. Показано что, использование закона Гесса оправдано при расчете не только тепловых эффектов реакций $\Delta_r H_i^0$, но и изменений энергии Гиббса $\Delta_r G_i^0$ при них.

7. Получены расчетные формулы для $\Delta_r G_i^0$ для всех 47 реакций восстановления через величины изменения энергии Гиббса $\Delta_f G_j^0$ при образовании всех j оксидов.

8. Рассчитаны значения $\Delta_r G_i^0$ через 100 градусов в интервале температур T=1000...2000 К и табулированы (таблица 2).

9. Общий качественный анализ результатов расчетов $\Delta_r G_i^0$ дает следующие выводы:

- 9.1 Подтверждено, что наиболее трудновосстановимыми (соответственно с максимальными значениями $\Delta_r G_i^0$) являются низшие оксиды-монооксиды Fe и Mn.
- 9.2 При одинаковой степени окисленности Fe и Mn восстановление оксидов железа сопровождается меньшим изменением энергии Гиббса $\Delta_r G_{(FeO)}^0 < \Delta_r G_{(MnO)}^0$, что подтверждает большую термодинамическую устойчивость оксидов Mn по отношению ко всем рассмотренным восстановителям.
- 9.3 С учетом относительной трудновосстановимости низших оксидов Fe и Mn более детальному анализу подвергли зависимости $\Delta_r G_i^0 = f_i(T)$ только для реакций восстановления FeO и MnO.

10. Количественное сопоставление величин $\Delta_r G_{(FeO)}^0$ и $\Delta_r G_{(MnO)}^0$ выявило следующие особенности: для большинства восстановителей (процессы $C_{гр} \rightarrow CO$; $CO \rightarrow CO_2$; $H_2 \rightarrow H_2O$; $Ca \rightarrow CaO$) разность между ними для всех рассмотренных температур (1200, 1600 и 2000 К) оказывается величиной одной и той же, для остальных – кратной этой величине. Так, для превращений ($Si \rightarrow SiO_2$ и $C_{гр} \rightarrow CO_2$) – эта кратность равна 2, для $Al \rightarrow AlO_{1,5}$ – 1,5 и для $P \rightarrow PO_{2,5}$ – 2,5. Показано, что эта особенность является следствием закона Гесса.

11. В результате анализа количественного различия в $\Delta_r G_i^0$ при восстановлении FeO и MnO одним и тем же веществом предложена ускоренная методика расчета термодинамических характеристик для одного из двух рядов однотипных реакций, если они известны для реакций другого ряда.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Туркенич Д.И. Управление плавкой стали в конвертере / Д.И. Туркенич. – М.: Metallurgy, 1971. – 360 с.
2. Шакиров К.М. Физико-химические предпосылки управления дутьевым режимом кислородно-конвертерного процесса / К.М. Шакиров // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1993. – № 2. – С. 1-6.
3. Падерин С.Н., Падерин П.С., Кузьмин И.В. // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2003. – № 5. – С. 6-11.
4. Дерябин Ю.А. // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2001. – № 8. – С. 5-13.

5. Айзатулов Р.С., Протопопов Е.В., Камшуков В.П., Шакиров К.М. и др. // Труды научно методической конференции «Современные проблемы производства стали и управление качеством подготовки специалистов». Мариуполь, 11-13 сентября 2002 г. – Мариуполь, 2002.

6. Талымбеков М.Ж. Освоение прямого легирования стали марганцеворудным сырьем / М.Ж. Талымбеков, А.Б. Ахметов // Современные проблемы электростали. Материалы XI Международной конференции. – Челябинск: Изд. ЮУрГУ, 2001. – С. 90-91.

7. Нохрина О.И. Рожихина И.Д. // Сборник трудов VI конгресса сталеплавильщиков. – Череповец, 1999. – С. 25-27.

8. Жибинова И.А. Шакиров К.М., Протопопов Е.В., Пошевнева А.И. // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2005. – № 2. – С. 3-6.

9. Гасик М.И. Электротермия марганца / М.И. Гасик. – Киев: «Техника», 1979. – 167 с.

10. Толстогузов Н.В. Теоретические основы технологии плавки кремнистых и марганцевых сплавов / Н.В. Толстогузов. – М.: Металлургия, 1992. – 232 с.

11. Эллиот Д.Ф. Термохимия сталеплавильных процессов / Д.Ф. Эллиот, М. Глейзер, В. Рамакришна: пер. с англ. – М.: Металлургия, 1969. – 252 с.

12. Еланский Г.Н. Основы производства и обработки металлов. Учебник / Г.Н. Еланский, Б.В. Линчевский, А.А. Кальменев. – М.: МГВМИ, 2005. – 416 с.

13. Попель С.И. Теория металлургических процессов / С.И. Попель, А.И. Сотников, В.И. Бороненков. – М.: Металлургия, 1986. – 462 с.

УДК 669.184:536.7

И.А. Жибинова, К.М. Шакиров, Е.В. Протопопов

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

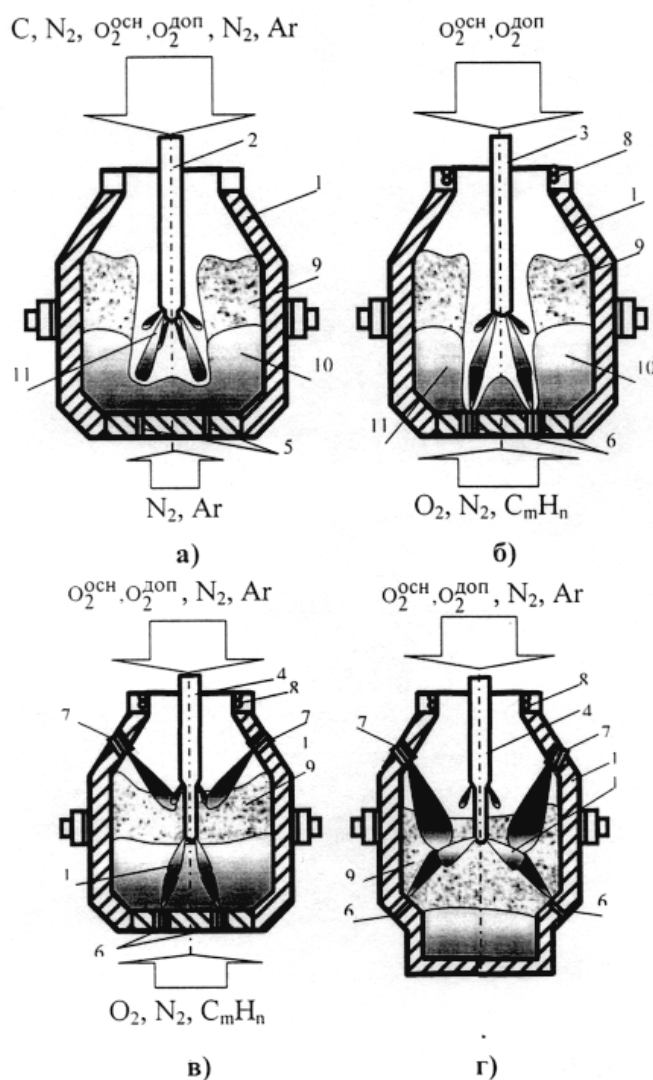
АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ КОНВЕРТЕРНОГО ПРОЦЕССА С ЖИДКОФАЗНЫМ ВОССТАНОВЛЕНИЕМ

На основании выполненного термодинамического анализа, многократного расчета материального и теплового балансов кислородной плавки с жидкофазным восстановлением железосодержащих отходов определены и обоснованы рациональные и предельные показатели процесса.

On the basis of the executed thermodynamic analysis, repeated account of material and thermal balances oxygen heat with liquid phase by restoration iron containing wastes are certain and the rational and limiting parameters of process are reasonable.

В современных условиях повышение эффективности кислородно-конвертерного производства стали неразрывно связано с проблемами разработки ресурсо- и энергосберегающей технологии конвертерной плавки с использованием одновременно с ломом, в качестве охладителей операции, железо-марганцевых материалов, а также всевозможных металлургических отходов [1,2].

При этом к числу важнейших проблем относится разработка оптимальной технологии продувки конвертерной ванны с организацией дожигания отходящих газов в рабочем пространстве агрегата при вводе кусковых и порошкообразных углеродсодержащих материалов с целью увеличения приходной части теплового баланса плавки. В условиях изменяющихся рыночных условий, дефицита основных шихтовых материалов, такая технология позволяет перерабатывать в конвертерах способом жидкофазного восстановления повышенное количество железо- и марганецрудного сырья с применением в качестве дополнительного теплоносителя и восстановителя энергетических марок угля (рисунок 1).



1 – конвертер; 2 – верхняя многоконтурная фурма; 3 – верхняя двухконтурная фурма; 4 – верхняя двухъярусная фурма; 5 – донные фурмы подачи нейтральных перемешивающих газов; 6, 7 – донные и боковые многосопловые топливно-кислородные фурмы соответственно; 8 – устройство подогрева природного газа; 9 – объем газошлакометаллической эмульсии; 10 – объем металлической ванны; 11 – реакционные зоны встречного взаимодействия дутья и потоков отходящих газов

Рисунок 1 – Схемы конвертерных агрегатов и способов реализации комбинированной продувки конвертерной ванны с жидкофазным восстановлением железо-марганецсодержащих материалов

Например, в Японии в настоящее время около 50 % марганца вводят в сталь не в виде марганцевых сплавов, а в виде марганцевой руды [3]. Аналогичным образом добиваются восстановления хрома

(до 13-15 %) при выплавке в конвертере коррозионнотойкой хромистой стали [4].

Говоря об активизации процессов жидкофазного восстановления в ванне в условиях комбинированной продувки, следует отметить, что в Японии большое внимание уделяется экспериментам с целью организации производства в конвертере чугуна процессом жидкофазного восстановления из кусковой железной руды, присаживаемой совместно с углем в оставляемую жидкую ванну. Специалисты фирмы, добившиеся в ходе экспериментов максимальной производительности 41 т/ч при использовании неподготовленной руды, считают новый процесс легко осуществимым в промышленных масштабах [3].

Достигнутые на 160-т конвертерах ОАО «ЗСМК» результаты [5] свидетельствуют о широких возможностях технологии плавки с жидкофазным восстановлением железосодержащих отходов (прокатной окалины). Приобретенный опыт эксплуатации, отработанные технологические режимы и конструктивное оформление конвертерного агрегата позволяют рекомендовать разработанную технологию [6] к широкому промышленному внедрению на предприятиях отрасли.

Для решения поставленных задач предварительно выполнили термодинамический и кинетический анализы процессов, сопровождающих выплавку стали в кислородных конвертерах с использованием твердых окислителей. Последние, как известно, кроме выполнения функций окислителя и охладителя, являются дополнительным источником железа, что позволяет при определенных условиях обеспечить повышение выхода жидкой стали. Однако именно при кислородно-конвертерном переделе, для которого окислительный характер сталеплавильных процессов проявляется в наибольшей степени, реализация этой функции твердых окислителей встречает наибольшие трудности.

Сущность предлагаемой и анализируемой технологии заключается в подаче в конвертер жидкого чугуна, твердого окислителя и углеродсодержащих материалов, перемешивании расплава нейтральным газом или слабоокислительной газовой смесью для восстановления оксидов твердого окислителя примесями чугуна, присаживаемыми углеродсодержащими материалами или углеродсодержащими газами рабочего пространства конвертера с последующим рафинированием расплава окислительным газом.

Существенное повышение расхода окалины, вплоть до полного исключения лома из металлозавалки, может быть реализовано при двухстадийном газо-кислородном рафинировании расплава в конвер-

тере с элементами жидкофазного восстановления. В соответствии с предлагаемым вариантом технологии плавка ведется в две стадии:

- на первой, восстановительной стадии, обеспечивается высокая степень восстановления железа из окалина, для чего залитый чугуны («подложка»), присаживаемая в агрегат окалина и углеродсодержащий материал (кокс, антрацит) для интенсификации массообменных процессов при восстановлении перемешивают азотом (с расходом до 400 - 500 м³/мин) или газо-кислородной смесью (азот или природный газ 300 - 350 м³/мин и кислород 50 - 150 м³/мин);
- на второй стадии реализуется окислительная продувка в конвертере по разработанному дутьевому и шлаковому режиму плавки.

При определении оптимальных параметров технологического режима целесообразно определить возможные пределы восстановления железа из твердого окислителя, вклад сопровождающих процессов в тепловой баланс плавки, а также скорости их протекания. Поэтому основное внимание при анализе уделили оценке равновесия реакций восстановления оксидов железа, количества тепла, необходимого для нагрева твердого окислителя в процессе реакции, и их скоростей.

Известно, что охлаждающий эффект железорудных материалов в несколько раз (3-4) выше, чем у металлолома [5]. Для расплавления и нагрева до 1620 °С 1 кг лома требуется 1,42 МДж/кг тепла, а для усвоения железа из руды с нагревом до той же температуры - до 5,8 Мдж/кг. Следовательно, для обеспечения нормального температурного режима плавки даже при полной замене металлолома можно перерабатывать твердых окислителей максимум 6 - 8 % от массы металлозавалки. Для получения существенного эффекта, связанного с неизбежным увеличением удельного расхода твердых окислителей, необходимы дополнительные присадки теплоносителей и восстановителя.

С учетом дополнительных компонентов шихтовки конвертерной плавки возможно протекание следующих основных физических и химических процессов.

К физическим процессам можно отнести:

- нагрев твердых окислителей до температуры ванны (Т_в) и растворение их в оксидном расплаве;
- нагрев твердого углерода до температуры ванны и растворение его в металле.

К химическим превращениям:

восстановление оксидов железа из шлака растворенными в металле углеродом, марганцем, фосфором, кремнием; восстановление оксида железа монооксидом углерода; окисление растворенного в металле углерода газообразным кислородом; окисление железа кислородом; горение твердого углерода; реакцию газификации; растворение оксида железа в шлаке и углерода в металле.

Причем в данных условиях для каждой из реакций можно выделить пять перечисленных ниже реакционных зон, где возможно восстановление железа: зона 1 – поверхность контакта всплывающих частиц твердого окислителя с жидким чугуном; зона 2 – поверхность контакта всплывающих капель шлака с жидким чугуном; зона 3 – поверхность контакта всплывающих капель шлака со взвешенным в расплаве углеродсодержащим материалом; 4 – поверхность контакта шлака с жидким чугуном; зона 5 – поверхность контакта шлака со взвешенным углеродсодержащим материалом.

Предварительно с учетом тепловых эффектов реакции восстановления определяли количество окалина $m_{ок}^*$, эквивалентное по охлаждающему эффекту обычно используемому количеству металлолома $m_{мл}^*$, полученного из соотношения:

$$m_{ок}^* = m_{мл}^* \cdot \frac{M_{ок}}{M_{Fe}} \cdot \frac{\Delta H_{мл}^{\circ}}{(\Delta H_{ок}^{\circ} + \sum_{i=1}^k \alpha_{ок} \cdot \Delta_{гi} H_{ок}^{\circ})}, \quad (1)$$

в котором $\Delta H_{мл}^{\circ}$ и $\Delta H_{ок}^{\circ}$ – количества теплоты, необходимые для нагрева до температуры ванны и расплавления одного моля соответственно металлолома (основа – Fe) и окалина (основа – Fe_3O_4), Дж/моль; $\alpha_{ок}$ и $\Delta_{гi} H_{ок}^{\circ}$ – соответственно степень и тепловой эффект восстановления оксидов железа i – тым компонентом (C, Si, P, Mn), растворенным в жидком металле; $M_{ок}$ и M_{Fe} – молекулярные массы Fe_nO_m и Fe.

С другой стороны, в связи с тем, что окалина является не только охладителем, но и окислителем (в отличие от металлолома), учитывали, что необходимо в тепловом балансе компенсировать потери от замены газообразного кислорода на конденсированный. Как известно, при окислении примесей чугуна газообразным кислородом тепла выделяется больше, чем при окислении оксидами железа.

Количество углерода m_C^* , которое необходимо израсходовать для компенсации потерь тепла, связаны с термодинамическими характеристиками веществ и реакций:

$$m_C^* = 0,01 \cdot \frac{m_{\text{мл}}^*}{(1 - \Theta_{\text{мл}}^*)} \cdot \frac{\Delta H_{\text{мл}}^\circ}{\Delta H_C^\circ (\Delta H_{\text{ок}}^\circ + \sum_{i=1}^k \alpha_{\text{ок}i} \Delta_{\text{г}i} H_{\text{ок}}^\circ)} \frac{Q_{\text{хр}}^{\text{уд}}}{V_{\text{O}_2}^{\text{уд}}}, \quad (2)$$

$$\text{где } \Delta H_C^\circ = [\Delta H_{\text{C}, \text{O}_2}^\circ + \alpha_{\text{C}}^{\text{CO}} \Delta_{\text{г}} H_{\text{CO}}^\circ + \alpha_{\text{C}}^{\text{CO}_2} \Delta_{\text{г}} H_{\text{CO}_2}^\circ], \quad (3)$$

$Q_{\text{хр}}^{\text{уд}}$ – удельная теплота химических реакций, Дж/кг; $V_{\text{O}_2}^{\text{уд}}$ – удельный расход кислорода, м³/кг; $\Theta_{\text{мл}}^* = m_{\text{мл}}^* / m_{\text{мш}}$ – доля металлолома в шихте.

Приближенную оценку величин $m_{\text{ок}}^*$ и m_C^* проводили с использованием справочных данных [9,10]. Так при допущении, что основу окалина составляет оксид Fe₃O₄, металлолома – Fe, степень восстановления Fe₃O₄ равна 0,9; доля CO в продуктах горения – 0,9, при нагреве материалов до температуры ванны T_в=1600K (в конце восстановительного периода), получим $m_{\text{ок}}^* \approx 0,3m_{\text{мл}}^*$ и $m_C^* \approx 0,1m_{\text{мл}}^*$.

Таким образом, охлаждающий эффект окалина оказывается в среднем в 3-4 раза больше, чем у металлолома, что практически совпадает с эмпирическими данными [8]. При этом полная замена традиционно используемого в конвертерном процессе доли металлолома в шихте $\Theta_{\text{мл}}^* \approx 0,25$ позволяет без нарушений теплового баланса перерабатывать количество окалина $m_{\text{ок}}^* \approx 0,3 \cdot 0,25 \cdot m_{\text{мш}} = 0,075m_{\text{мш}}$, т.е. всего 7-8 % от массы металлошихты.

Переработка дополнительного количества окалина $m'_{\text{ок}}$ требует использования и дополнительного количества углерода m'_C , соотношение между которыми определяли исходя из тепловых эффектов реакций восстановления оксидов железа и горения твердого углерода:

$$\frac{m'_C}{m'_{\text{ок}}} = \frac{M_C}{M_{\text{ок}}} \cdot \frac{\Delta H_{\text{ок}}^\circ + \sum_{i=1}^k \alpha_{\text{ок}i} \Delta_{\text{г}i} H_{\text{ок}}^\circ}{\Delta H_C^\circ}. \quad (4)$$

Тогда соотношение суммарных количеств углерода и окалина, задаваемых на плавку, определяется равенством:

$$\frac{m_C^\Sigma}{m_{\text{ок}}^\Sigma} = \frac{m_C^* + m'_C}{m_{\text{ок}}^* + m'_{\text{ок}}}. \quad (5)$$

В соответствии с выражением (5) в зависимости от величины $m_{ок}^{\Sigma}$ углерод и окалина расходуются в соотношении от 1:4 до 1:3, и в термодинамическом отношении никаких ограничений здесь не существует вплоть до полной замены газообразного кислорода твердым окислителем. Так, в последнем случае на 1 т чугуна вместо 60 м³ кислорода необходимо расходовать предельное количество окислыны 300 кг Fe₃O₄, а для компенсации тепловых потерь – еще и 0,25·300 + 0,09·75 = 82 кг углерода в целом. При этом предельный выход жидкой стали, рассчитанный по формуле

$$B_{жс} = \frac{m_{Fe}^ч + m_{Fe}^{ок}}{m_ч} \cdot 100\% \quad (6)$$

составит свыше 110 % даже с учетом 5 % потерь железа; здесь $m_ч$ и $m_{Fe}^ч$ – соответственно массы чугуна и железа в нем.

Таким образом, в тепловом отношении использование твердых окислителей не создает существенных осложнений. Дальнейшее повышение расхода окислыны (свыше 300 кг/т) и приближение рассматриваемого конвертерного процесса к процессам прямого получения железа, является предметом дальнейших исследований.

Анализ полученных данных показывает, что фактически наблюдаемая при проведении опытных плавки температура ванны к концу восстановительного периода соответствует степени восстановления 0,4 - 0,6. Дальнейшее продолжение восстановительной продувки в данных условиях сопровождается переохлаждением ванны, свертыванием шлака, утратой его жидкоподвижности и, соответственно, резким замедлением массообменных процессов. Расчеты показывают, что составы шлаков к этому времени соответствуют температурам их плавления (порядка 1170-1300 °С) и последующее проведение газокислородного перемешивания не целесообразно. Переход к окислительной продувке с коррекцией дутьевого режима плавки в дальнейшем обеспечивает практически полное восстановление железосодержащих материалов за счет углерода чугуна и присаживаемых углеродсодержащих компонентов и обеспечивает окисленность конечного шлака, не превышающую допустимые пределы.

При анализе промышленных результатов по отработке данной технологии прежде всего находили из определения рациональных параметров дутьевого и шлакового режимов восстановительного и окислительного периодов плавки с целью обеспечения получения стабильно высоких показателей. Опытные кампании показали, что на всех плавках сразу же был достигнут более высокий выход годной

стали, в пределах 94 - 102 % в зависимости от расхода железосодержащих материалов. Максимальный расход окалины достигал 30,0 т/плавку или 213 кг/т стали. Как видно (рисунок 2) значительное увеличение выхода годного металла стало возможным в результате практически полного восстановления оксидов железа прокатной окалины.

Как установлено наиболее сложным параметром технологии оказалось обеспечение оптимального сочетания температурного режима процесса с уровнем окисленности шлака, определяющим условия перехода от восстановительной к окислительной стадии плавки.

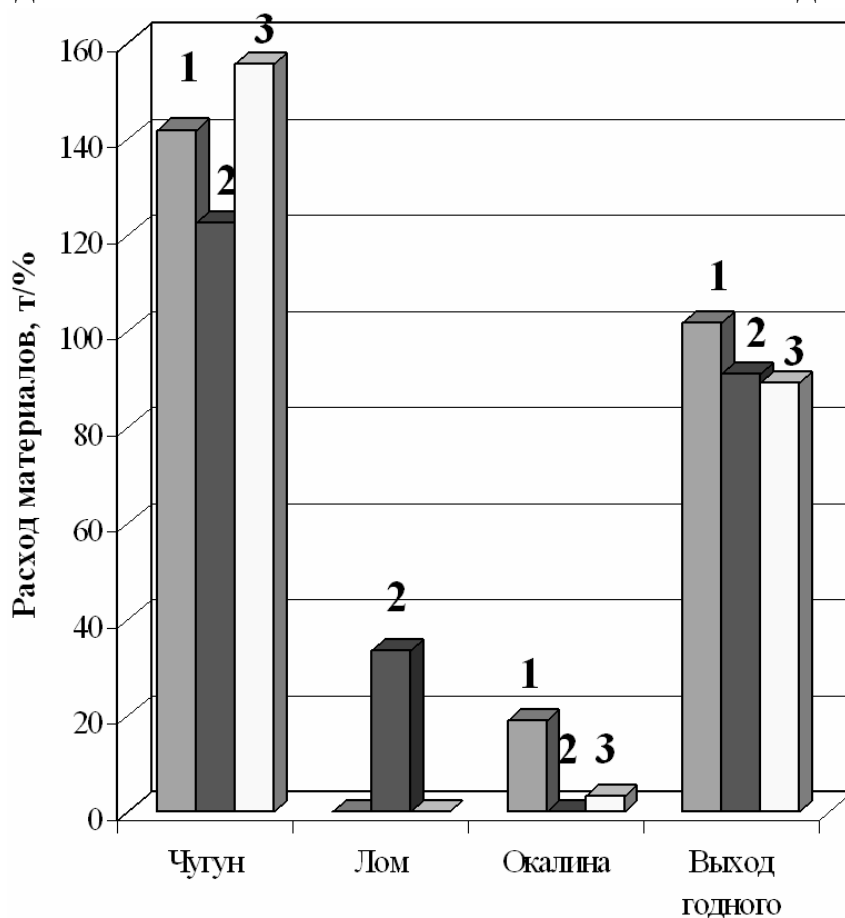


Рисунок 2 – Баланс железосодержащих составляющих технологического процесса: 1 – разработанная технология; 2 – обычная технология; 3 – технология с переработкой 100 % чугуна

Промышленные эксперименты показали, что фактическая температура ванны по окончании восстановительной продувки значительно выше расчетной [7]. Отмеченный факт, очевидно, говорит о том, что при анализе теплового баланса восстановительного периода [5] не учтены некоторые статьи приходной части. При этом первоначально сделанные предположения о неполном восстановлении окси-

дов железа потребовали уточнения и не подтвердились промышленными данными. Возможным источником дополнительного поступления тепла в рассматриваемой системе может быть только развитие дожигания монооксида углерода в газовой фазе.

В то же время известно, что в характерной для конвертерного процесса системе Fe - O - C, в условиях взаимодействия нескольких фаз (металл - шлак - газ), присутствии твердого углерода и недостатка кислорода, при температурах выше 1100 °С, состав газовой фазы определяется прежде всего развитием реакции $C_{тв} + CO_2 = 2CO$, в соответствии с которой газовая фаза должна состоять практически из 100 % CO и термодинамически дожигание CO невозможно. Однако, учитывая значительные размеры системы, распределенность ее параметров в рабочем пространстве конвертера и особенности механики взаимодействия фаз, (шлак изолирует газовую фазу от металла и углеродсодержащего материала) можно допустить, что усредненный состав газовой фазы определяется не только развитием этой реакции. Известно, что равновесие газовой фазы в значительной степени зависит от химического состава оксидной фазы, и, прежде всего, от окисленности шлакового расплава, которое однозначно определяется соотношением Fe^{2+} и Fe^{3+} . Так, в соответствии с, при изменении массовой концентрации кислорода в шлаке от 23 до 25 % равновесное содержание CO_2 в смеси CO - CO_2 изменяется с 30 до 90 %, т.е. термодинамически становится возможным дожигание CO до CO_2 на 30-90 %.

Первая причина – развитие реакции дожигания CO до CO_2 в полости конвертера. Учитывая значительные размеры системы, распределенность ее параметров в рабочем пространстве конвертера и особенности механики взаимодействия фаз (шлак изолирует газовую фазу от металла и углеродсодержащего материала), можно допустить, что усредненный состав газовой фазы определяется и другими реакциями. Так, в соответствии с данными [5-7] состав газовой фазы существенно зависит от окисленности шлаковой фазы, т.е. от соотношения в ней концентраций ионов двух- и трехвалентного железа.

Таблица 1 – Зависимость отношения равновесных концентраций CO_2 и CO от окисленности шлака (N_O/N_{Fe})

t, °C	1500				1600									
N_O/N_{Fe}	1,04	1,07	1,10	1,15	1,04	1,07	1,10	1,15	1,20	1,25	1,30	1,33	1,34	1,37
$(\%CO_2)/(\%CO)$	0,384	0,886	1,893	6,60	0,425	0,952	1,970	6,48	20	63,1	224	550	668	1660

Как видно, в зависимости от окисленности шлака (отношение N_O/N_{Fe} , предельное значение которого для Fe_3O_4 достигает 1,33) степень дожигания CO до CO_2 может достигать практически единицы.

Вторая причина – преимущественное развитие в первом периоде реакций восстановления оксидов железа кремнием, фосфором, которые идут с выделением тепла в отличие от эндотермической реакции восстановления углеродом. Так, расчеты с использованием вышеприведенных уравнений показывают, что в зависимости от доли участия кремния в восстановлении окалина масса углерода, необходимая для компенсации теплового баланса может колебаться в значительных пределах $m_C = (\sim 0 \dots 15)m_{мл}$. Т.е. при участии кремния в восстановлении оксидов железа сжигание углерода в количестве $m_C = 0,1 \cdot m_{мл}$ дает дополнительное количество тепла, создавая резерв для увеличения количества перерабатываемых материалов.

С учетом отмеченных закономерностей в дальнейшем рассматривали возможное развитие реакции дожигания CO до CO_2 в восстановительный период, при этом исходили из допущения, что в начале операции шлак состоит преимущественно из одних оксидов железа и последние поступают в шлак из окалина. Полагая, что окалина – это Fe_3O_4 , получим соотношение между Fe^{2+} и Fe^{3+} равным единице, что соответствует содержанию кислорода (% по массе) в шлаке ~26%. В конце восстановительного периода относительное количество Fe_2O_3 уменьшается и по данным химического анализа опытных плавков в шлаке содержится $FeO \sim 45\%$ и $Fe_2O_3 \sim 5\%$, что соответствует, в свою очередь, концентрации кислорода ~22,8%.

Расчетное изменение % CO и % CO_2 в газовой фазе в соответствии с концентрацией кислорода в шлаке (% O_2) по ходу восстановительного периода приведено в таблице 2.

Таблица 2 – Расчетный состав газовой фазы равновесный с оксидами железа в шлаке

$Y_{FeO}, \%$	80	82	84	86	88	90
$Y_{Fe_2O_3}, \%$	20	18	16	14	12	10
$Y_{O_2}, \%$	23,76	23,6	23,45	23,29	23,14	22,98
% CO	47	53	56	60	70	75
% CO_2	53	47	44	40	30	25
$\alpha_{CO \rightarrow CO_2}$	0,53	0,47	0,44	0,40	0,30	0,25

Как видно (рисунок 3), при построении диаграммы с учетом данных [8-10], определенным концентрациям кислорода соответству-

ет конкретное соотношение концентраций CO и CO_2 в газовой фазе. На диаграмме нанесена траектория изменения состояния системы в фазовом пространстве « $t, ^\circ\text{C} - \frac{\% \text{CO}}{\% \text{CO}_2}$ ». В начальной стадии процесса (точка 1), степень дожигания может достигать 90 % ($\% \text{CO}_{\text{равн}} \sim 10 \%$) и даже в конце восстановительного периода (точка 2) – порядка 30 %, что соответствует фактически полученным данным газового анализа на опытных плавках.

Следует отметить, что на диаграмме (рисунок 3) представлены области устойчивости фаз для случая, когда оксидная фаза состоит из чистых оксидов железа.

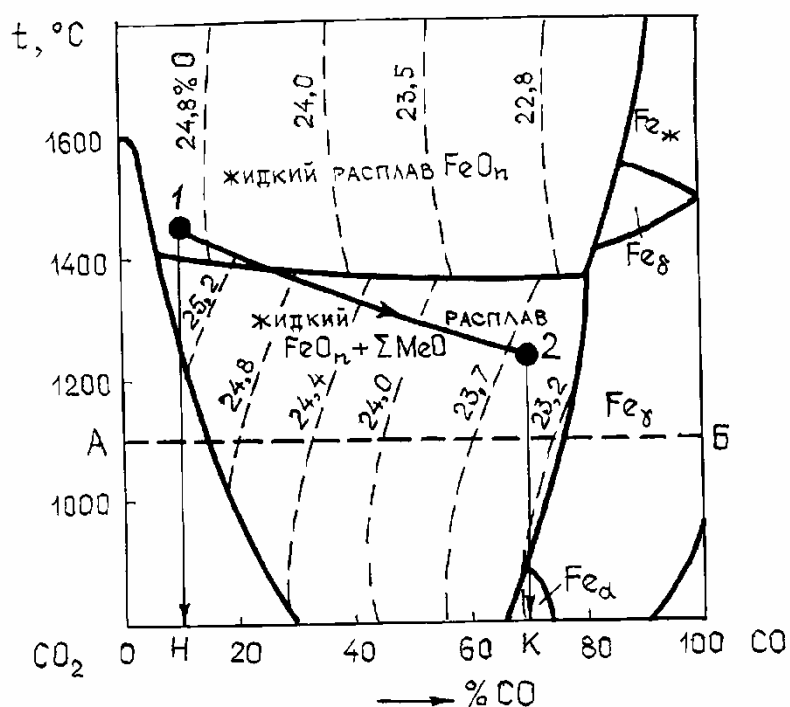


Рисунок 3 – Траектория движения системы в восстановительном периоде в фазовом пространстве « $t - \% \text{CO}$ » на диаграмме равновесия оксидов железа с газовой смесью $\text{CO}-\text{CO}_2$:

«н» и «к» – начальный момент и окончание восстановительного периода; 1 - 2 – траектория движения системы; ----- – линии изоконцентрации кислорода в расплавах FeO и Fe_2O_3

В действительности шлаковый расплав – это раствор и область существования жидкофазного состояния системы распространяется на диапазон более низких температур (линия А - Б), поэтому фактическое движение системы в рассматриваемый период (линия 1-2) можно рассматривать без учета фазовых превращений. Возможность реакции предложенного механизма дожигания CO до CO_2 в восстановитель-

ный период дополнительно подтверждается тем, что реакция $\{CO\} + \frac{1}{2}\{O_2\} = \{CO_2\}$ происходит в газовой фазе над шлаком по цепному механизму практически мгновенно, а реакция $C_{ТВ} + \{CO_2\} = 2\{CO\}$ – относительно медленно.

Эффективность новой технологии конвертерного процесса определяется выходом годного металла и тесно связана с расходом исходных материалов.

Полученные уравнения (1...5), дополненные уравнениями теплового баланса, позволяют рассчитать температуру ванны при любом соотношении количеств окислы и углерода.

Сравнение экспериментальных данных и расчетных значений степени восстановления окислы и температуры ванны в конце первого периода показало значительное превышение реальных величин над расчетными, полученными в предположении, что в присутствии больших количеств твердого углерода равновесный состав газовой фазы определяется реакцией газификации углерода.

Существование дополнительного прихода тепла в тепловом балансе плавки, обнаруженное экспериментально, может быть обусловлено только двумя причинами.

Смещение реакций восстановления оксидов железа кремнием в начальный период достигается интенсивным перемешиванием жидкой ванны за счет замещения части газообразного кислорода на нейтральный газ и ограничением количества присаживаемого в завалку углерода.

Анализ полученных в производственных условиях данных на 160-тонных конвертерах показывает, что расход прокатной окислы в пределах 100...125 кг/т (15-18 т) приводит к значительному увеличению расхода жидкого чугуна вплоть до 1025-1050 кг/т и себестоимости стали – на 6-7% по сравнению с плавками, охлажденными металлоломом.

Результаты промышленных плавок с увеличенным до 20-25% от веса металлозавалки расходом окислы, а также расчеты материальных и тепловых балансов плавок подтверждают технологическую возможность и экономическую целесообразность переработки в кислородных конвертерах значительно большего количества окисных железосодержащих отходов вплоть до полного замещения отходами жидкого чугуна.

Как показано ранее, снижение расхода чугуна, компенсируемого прокатной окислой, требует использования в качестве теплоносителя и восстановителя углеродсодержащих материалов, а для их сжига-

ния повышенного количества кислорода. Соотношение расходов чугуна, прокатной окалины, коксовой мелочи и кислорода, обеспечивающих стандартную металлозавалку (для 160-т конвертеров – 152-154 т) и получение равновесной плавки массой 141...143 т, представлено на рисунке 4.

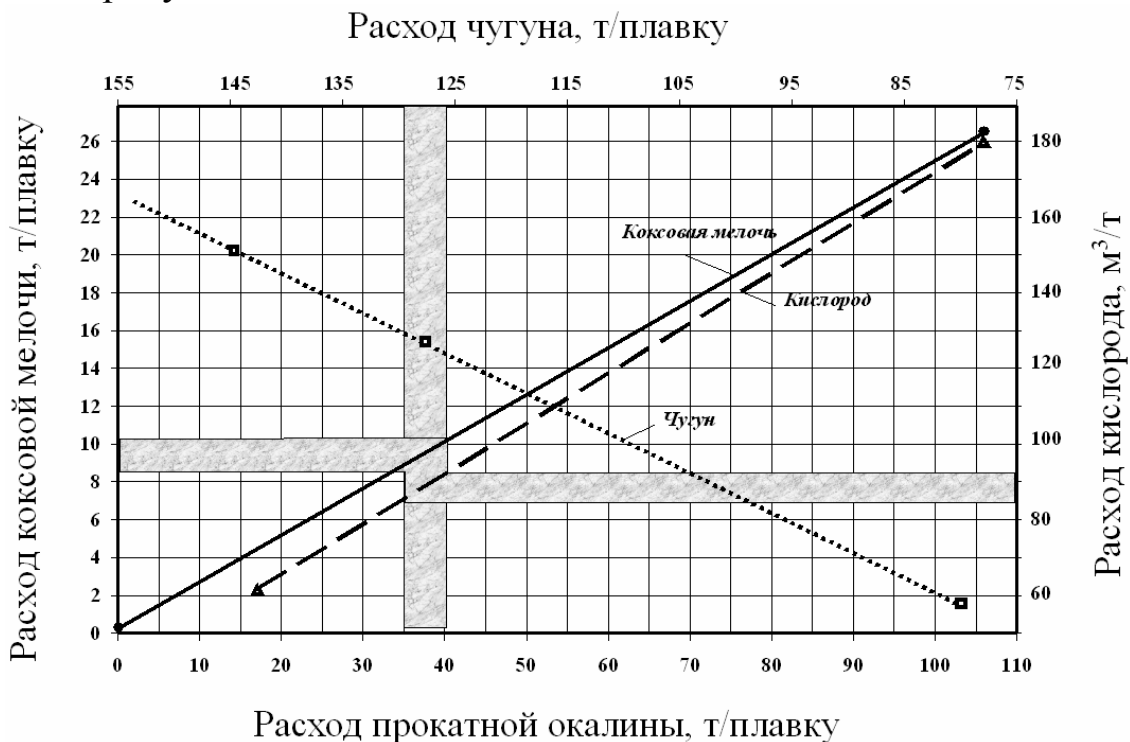


Рисунок 4 – Соотношение расходов чугуна, окалины, кислорода и коксовой мелочи в конвертерном процессе с жидкофазным восстановлением

Столь существенные различия в расходе чугуна и добавочных материалов в процессе с жидкофазным восстановлением должны отразиться и на себестоимости выплавляемой стали, которую необходимо сравнивать с ее величиной при традиционной технологии с охлаждением плавки металлоломом.

Как известно, затраты на металлошихту и добавочные материалы составляют более 80% себестоимости стали, поэтому целесообразно сопоставление именно этих затрат при различных соотношениях компонентов металлошихты. Выполненные расчеты показывают (рис. 5), что затраты на добавочные материалы и традиционную металлошихту, состоящую из чугуна и металлолома (вариант 1), равны затратам на чугун, прокатную окалину, коксовую мелочь, кислород и азот в технологии с жидкофазным восстановлением при расходе прокатной окалины в пределах ~ 250 кг/т стали (вариант 3). Восстановление такого количества прокатной окалины вызовет существенный дефи-

цит тепла, который может быть компенсирован за счет использования ~ 65 кг/т коксовой мелочи или энергетического угля.

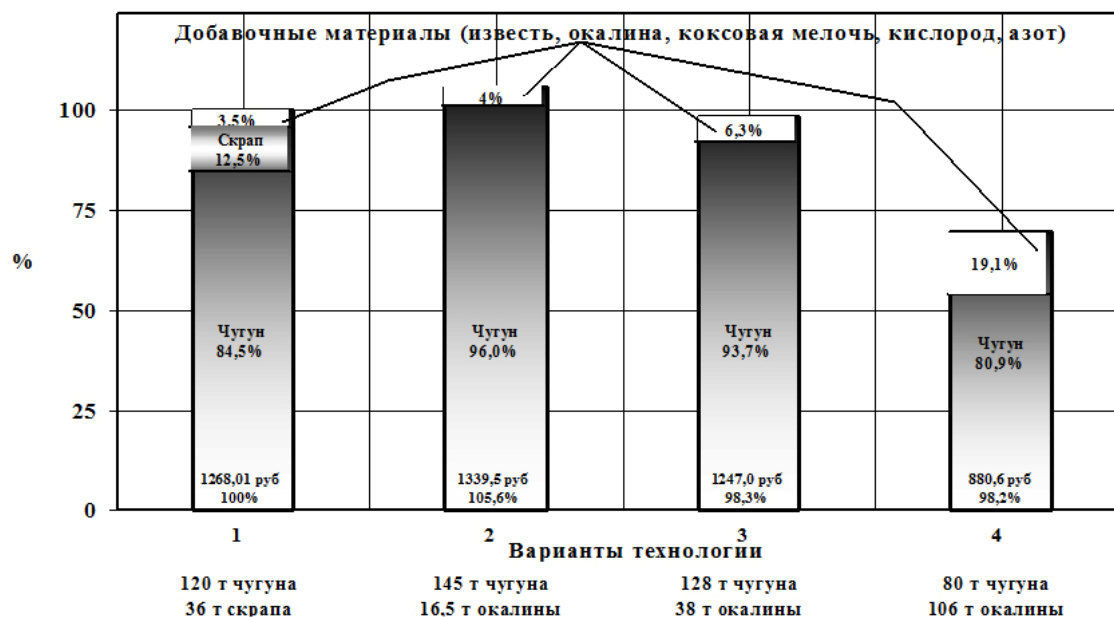


Рисунок 5 – Затраты на металлошихту и добавочные материалы при различных вариантах конвертерного процесса

Подача увеличенного количества дополнительных сыпучих материалов в конвертер сопряжена с техническими трудностями, которые явились причиной ограничения массы прокатной окалины, используемой на плавку (~15...18 т) в условиях реализации технологии на 160-тонных конвертерах ОАО «ЗСМК». При таком расходе прокатной окалины затраты на металлошихту и добавочные материалы были на 5,6 % больше (вариант 2), чем по варианту 1 с охлаждением плавки металлоломом.

Реконструкция тракта сыпучих материалов для увеличения его пропускной способности или подача сыпучих железосодержащих материалов и коксовой мелочи в совках для металлолома позволит реализовать технологию конвертерного процесса с переработкой до 40 т прокатной окалины на плавку (вариант 3). Дальнейшее повышение расхода окалины при соответствующем снижении расхода жидкого чугуна приведет к росту дефицита тепла (рисунок 6), который уже нельзя будет компенсировать только за счет сжигания углеродсодержащих материалов, поскольку значительное количество неиспользованной энергии угля покидает жидкую ванну с отходящими газами.

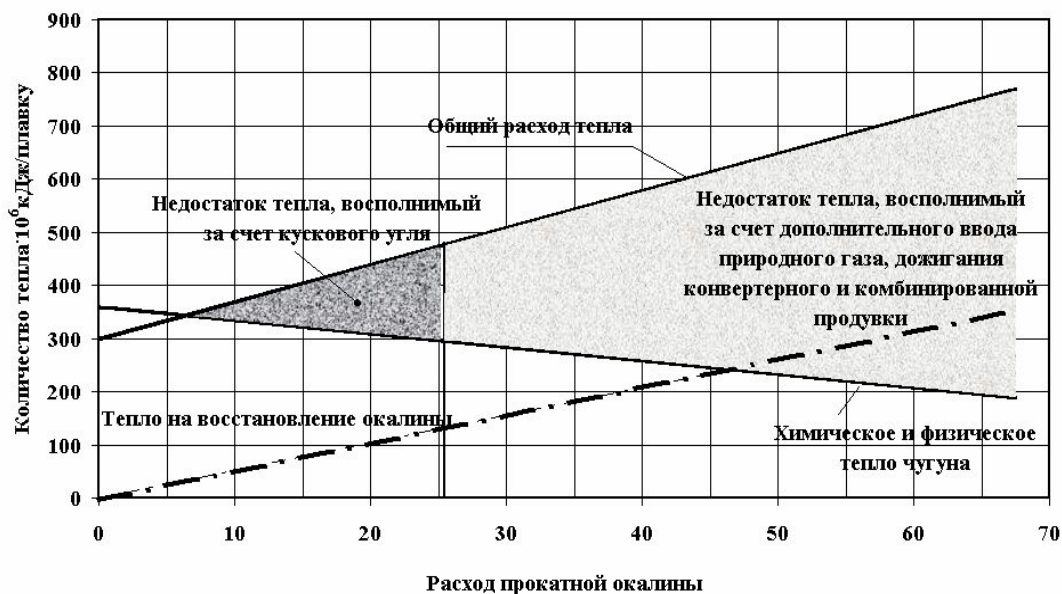


Рисунок 6 – Баланс тепла в гипотетическом конвертерном процессе с различным расходом прокатной окалины

Расходные коэффициенты основных и добавочных материалов при различных вариантах конвертерного процесса приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Расходы на металлошихту и добавочные материалы при различных вариантах конвертерного процесса

Наименование затрат	Шихтовка плавки			
	120 т чугуна 36 т скрапа	145 т чугуна 16,5 т окалины	128 т чугуна 38 т окалины	80 т чугуна 106 т окалины
Жидкий чугун, т/т	0,8532	1,035	0,935	0,570
Металлолом, т/т	0,2576	-	-	-
Окалина, т/т	0,0107	0,114	0,268	0,757
Известь, т/т	0,066	0,06	0,08	0,08
Коксовая мелочь, т/т	0,006	0,029	0,064	0,189
Кислород, т/т	0,088	0,060	0,089	0,180
Азот, т/т	0,01	0,015	0,040	0,071
Расходы относительно варианта с охлаждением плавки скрапом	100 %	105,6 %	98,3 %	69,5 %

Представленные данные свидетельствуют о том, что только существенное повышение количества используемых железосодержащих отходов в конвертерной плавке (на примере прокатной окалины) обеспечивает взаимное снижение себестоимости стали ниже уровня, характерного для варианта с использованием металлолома.

Основные технико-экономические показатели процесса получения стали из шихты, состоящей из 50% (по железу) прокатной окалины и 50% жидкого чугуна характеризуются следующими значениями:

1. Расход основных материалов, кг/т, м³/т стали: жидкий чугун – 570; прокатная окалина – 757; коксовая мелочь – 189; кислород – 180; известь – 80; азот – 71.

2. Продолжительность плавки, час-мин – 1-20.

3. Производительность 150-т агрегата, т/час – 105,0.

4. Выход шлака, кг/т – 215,0.

5. Сквозной выход железа, % – 92,0.

6. Снижение затрат на основные и добавочные материалы по сравнению с вариантом использования металлолома, % – 30.

Выполненный анализ и отмеченные закономерности свидетельствуют о широких возможностях технологии конвертерной плавки с жидкофазным восстановлением и высокой эффективности ее использования для переработки железосодержащих отходов. Некоторый опыт эксплуатации, отработанные технические режимы и конструктивное оформление агрегата позволяют рекомендовать разработанную технологию к широкому промышленному внедрению на предприятиях отрасли.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Лякишев Н.П. Сравнительная характеристика состояния кислородно-конвертерного производства стали в России и за рубежом / Н.П. Лякишев, А.Г. Шалимов – М.: Элиз, 2000. – 64 с.

2. Noro Katsnhico, Takenchi Mitsugu, Mitukami Yoshimasa / Necessity of scrap reclamation technologies and present conditions of technical development // ISIJ Int. – 1997. – V. 37. – № 3. – P. 17–31.

3. Development of smelting Reduction of Iron Ore—an Approach to Commercial Ironmaking / T. Ubaruki, M. Kanemoto, S. Ogato et al // Iron and Steelmaking. – 1990. – № 12. – P. 30–37.

4. Разработка технологии выплавки коррозионностойкой стали с верхней продувкой смесью газов и донной продувкой аргоном / Я.Кисимото, Ф.Такасахи, Ё.Като и др. // Дзайрё то пуросесу. – 1988. – Т. 1. – № 4. – С. 1210.

5. Технологические возможности конвертерного процесса с жидкофазным восстановлением при переработке отходов металлургического производства / Р.С. Айзатулов, Е.В. Протопопов, В.В. Соколов и др. // Черная металлургия // Черная металлургия. Бюл. НТИ. – 2001. – № 11. – С. 36–40.

6. Патент № 2107737 России, МКИ С 21 С 5/28. Способ выплавки стали в конвертере / Р.С. Айзатулов, Е.В. Протопопов, В.В. Соколов и др. – № 97102677/02 (003053); Заявл. 26.02.97; Опубл. 10.06.97. Бюл. № 9. – 1998.

7. Протопопов Е.В., Шакиров К.М., Айзатулов Р.С. Обоснование некоторых параметров технологии конвертерной плавки с элементами жидкофазного восстановления // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1998. – №12. – С.15–18.

8. Технология производства стали в современных конвертерных цехах. / С.В. Колпаков, Р.В. Старов, В.В. Смоктий и др. – М.: Машиностроение, 1991. – 464 с.

9. Самохвалов С.Е. Теплофизические процессы в многофазных средах: теоретические основы компьютерного моделирования. – Киев: Институт системных исследований: Мин. обр. Украины, 1994.– 172с.

10. Теплофизические свойства плавильных пылей, шлаков и зол в черной металлургии / А.Н. Афонин, В.М. Бабошин, Е.А. Кричевцов и др. – М.: Черметинформация, 1982.– 75с.

УДК 669.017:53.

Е.М. Рыбалкин, А.А. Андреева

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

СТРУКТУРНЫЕ ИЗМЕНЕНИЯ ЖЕЛЕЗО – УГЛЕРОДИСТЫХ СПЛАВОВ ПРИ ОБРАБОТКЕ ИХ ФЛЮСАМИ

В данной работе была определена прочность различных марок чугуна обработанных и необработанных. Предел прочности необработанных и обработанных солями чугунов определен на специальных образцах, изготовленных из рассмотренных марок чугуна. Отмечено значительное увеличение предела прочности обработанных чугунов по сравнению с величинами исходных. Кроме того, выявлены следующие особенности в структуре неметаллической фазы: графитовые включения в различных образцах различны по форме и размерам, а также по количественному содержанию.

In the given work strength of various marks of treated and raw pig-iron was determined. Strength limit of raw pig-iron and the one processed by salts is determined at special samples made of considered marks of pig-iron. Substantial growth of strength of treated pig-iron is marked in comparison with the values of strength of the raw ones. In addition the following features in structure of a nonmetallic phase are revealed: graphite inclusions in various samples are various in their form, size, and quantitative contents.

Решение проблемы повышения качества чугуна становится особенно трудным в связи с непрерывным ухудшением качества природного сырья и его истощения. Качество металла не является стандартной характеристикой металла, а определяется его потребительским назначением, обладая определенным комплексом физико-механических свойств. Такие важные свойства, как прочность, вязкость, поведение при фазовых превращениях, твердость, жаропрочность, коррозионная стойкость зависят в основном от химического состава и структуры железо-углеродистого сплава.

С другой стороны известны многочисленные случаи повреждения конструкций из железо-углеродистого сплава до исчерпания их расчетного ресурса, что приводит к аварийным ситуациям. Происхо-

дит структурное разрушение металла. Существенную роль играют и примеси в сплаве, особенно сера и фосфор.

Процессы производства чугуна и стали сопровождаются физическими превращениями веществ и соответствующими химическими реакциями. Необходимо вести эти процессы так, чтобы полнее перевести в шлак примеси, ухудшающие качество металла, особенно серу и фосфор. Методов внедоменного обессеривания разработано довольно много, но все они имеют недостатки и поставленную задачу не решают.

В последние годы очень интенсивно используются флюсы системы Na_2CO_3 , CaO , BaO , Na_2O , обладающие высокими рафинирующими свойствами. Представляется, что создание новых процессов внепечной обработки железо-углеродистых сплавов должно базироваться на использовании дешевых, доступных и недефицитных реагентов, подаваемых в поток металла.

Таким доступным и дешевым методом является подача солеобразующих веществ на поверхность расплава, и такая задача и поставлена перед нами. Кроме того, при обработке флюсами происходит изменение структуры металла, что сказывается на его служебных характеристиках, такие как прочность, твердость, износостойчивость, коррозионная стойкость.

Нами была поставлена цель: определить прочность различных марок чугунов при обработке их флюсами.

Для определения прочности чугуна чаще всего испытывают его на растяжение, хотя для характеристики этих свойств могут быть использованы и другие виды нагружения. Испытание на растяжение применяется для всех видов чугуна, на изгиб же – главным образом для серого чугуна. Кроме того, показатели прочности сильно изменяются в зависимости от структуры матрицы и количества, формы и характера выделения и распределения графита в чугуне.

Определение предела прочности необработанных и обработанных солями чугунов была установлена специальными испытаниями образцов, изготовленных нами из различных марок литейного чугуна. Слитки чугуна брали на разливочной машине Западно-Сибирского металлургического комбината. Из данной чушки брали пробу на химический анализ. Пробу металла подвергали тщательному дроблению сначала в металлической ступке, а потом в агатовой ступке до дисперсного состояния. Анализ производился в химической лаборатории СибГИУ на следующие компоненты: С, Мп, Si, Р, S. Химический анализ приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический анализ проб чугуна и вид обработки

Марка чугуна	№ чугуна	C	Si	Mn	P	S	Примечание
1	2	3	4	5	6	7	8
ЛК-0	1	3,49	3,21	0,29	0,22	0,024	обр. NaCl
	2	3,57	3,31	0,29	0,24	0,032	не обраб.
	3	3,68	3,09	0,20	0,26	0,038	не обраб.
	4	3,71	3,12	0,18	0,28	0,017	обр. Na ₂ CO ₃
	5	3,52	3,40	0,18	0,20	0,016	обр.
	6	3,54	3,20	0,27	0,18	0,017	обр. NaCl
ЛК-1	7	3,71	2,60	0,25	0,16	0,016	обр. NaCl
	8	3,86	3,07	0,21	0,15	0,020	обр. NaCl
	9	3,82	3,04	0,26	0,25	0,028	не обраб.
	10	3,94	2,95	0,28	0,18	0,018	обр. Na ₂ CO ₃
	11	3,96	3,0	0,35	0,22	0,016	обр. NaCl
ЛК-2	12	3,86	2,70	0,22	0,21	0,03	обр. NaCl
	13	3,93	2,72	0,23	0,17	0,028	не обраб.
	14	3,85	2,68	0,18	0,18	0,020	обр. NaCl
	15	3,95	2,65	0,21	0,16	0,017	обр. Na ₂ CO ₃
ЛК-3	16	3,58	1,74	0,13	0,15	0,030	обр. NaCl
	17	3,82	1,70	ОД8	0,24	0,036	не обраб.
	18	3,80	1,65	0,20	0,17	0,026	обр. Na ₂ CO ₃
ЛК-4	19	4,32	1,40	0,20	0,19	0,036	не обраб.
	20	4,20	1,38	0,22	0,17	0,028	обр. NaCl
Перед.	21	4,40	0,92	0,20	0,17	0,022	обр. NaCl
	22	4,35	0,91	0,21		0,040	не обраб.

Образцы для испытания предела прочности вырезались из средней части слитка, на фрезерном станке. Данная часть работы выполнялась в механической лаборатории СибГИУ, где находятся фрезерные станки.

Машина для испытания на растяжение – разрывная машина Гагарина с усилием в 5 т с большой диаграммной записью, механическим приводом и рычажным силоизмерением. Испытания вели на типовых образцах, применяемых при испытаниях на растяжение. Значение предела прочности определяли по формуле: $G_n = P_B / f_0$. P_B – максимальная нагрузка, момент достижения которой практически совпадает с началом образования шейки в образце. f_0 – площадь разрыва образца. Результаты испытаний и химический состав сведены в таблицу

2

Таблица 2 – Определение предела прочности на растяжение

№	δв МПа	среднее знач. δв	№	δв МПа	среднее знач. δв	№	δв МПа	среднее знач. δв
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	80,6	72 не обраб. солями	6	72,1	Обработ. солями 107,3	12	85,0	7,52 не обраб
2	69,6		7	99,1		13	85,0	
3	80,5		8	113,2		14	69,8	
4	62,3		9	101,8		15	65	
5	67,1		10	112,8		16	75	
			11	109,8		17	75,8	
18	108,5	Обработ. Солями 104,05	23	98	Обраб 104,12	28	84,5	Обработ. 100,18
19	115		24	105,1		29	99,5	
20	112,8		25	107		30	110,4	
21	99,5		26	98,5		31	108	
22	84,5		27	112		32	98,5	
33	134	Обработ 114,2	38	170,9	Обработ. 154,9	43	85,0	89,3 не обраб
34	126		39	168,5		44	80,5	
35	108		40	157,9		45	95,2	
36	104,5		41	138,8		46	97,2	
37	98,5		42	145,8		47	88,4	
48	118,2	Обработ. 121,26	53	105,8	Обраб 124,94	58	109,5	Не обраб. 115,6
49	115,0		54	120,4		59	123,5	
50	120,3		55	122,0		60	122,2	
51	124,8		56	148,0		61	111,8	
52	128,0		57	128,5		62	111,0	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
63	91,9	Не обраб. 85,0	68	118,5	Обработ. 119,2	73	134,1	Обработ. 129,82 129,82
64	79,5		69	126,0		74	132,0	
65	90,1		70	122,0		75	128,5	
66	86,0		71	119,0		76	119,5	
67	79,5		72	109,5		77	134,0	
78	120,5	Обраб. 122,4 122,4	83	117,9	Не обраб. 107,1	88	125,1	Обработ. 131,98
79	112,3		84	120		89	138,0	
80	127,0		85	100,6		90	135,0	
81	134,4		86	102,5		91	141,0	
82	115,3		87	95,5		92	115,3	
93	84,9	Не обраб. 78,9	98	99,0	110,0 110,0	103	59,1	Обработ 70,6
94	74,2		99	106,1		104	83,5	
95	84,8		100	122,4		105	75,7	
96	82,7		101	115,2		106	67,6	
97	70,6		102	109,6		107	67,4	
108	59,3	Не обраб,	109	54,8		110	70,8	64,5
111	70,2		112	67,1				

Отобранные пробы различных марок литейного чугуна переплавляли в печи Таймана. Тигель ($d_{\text{нар}}=0,006\text{м}$, $H=0,014\text{м}$) заполняли заранее приготовленным сплавом определенного состава (таблица 1) и нагревали вместе с печью до температуры опыта, которая менялась в интервале 1350-1400 °С. Её колебания во время опыта не превышали 5-7 °С. Температуру металла контролировали платино-родиевой термопарой.

После небольшой выдержки на поверхность расплава через кварцевую трубку (SiO_2) подавали NaCl , Na_2CO_3 либо их смеси в количестве 5-7 граммов.

Химический состав чугунов в результате расплавления изменялся незначительно в результате удаления серы и фосфора. Для подтверждения отбирались пробы чугуна после окончания опыта и отправлялись на химический анализ. После обработки расплава солями, расплав выливали в специальную пробницу. Из полученного слитка на фрезерном станке, также как и до обработки вырезались образцы и испытывались на растяжение на разрывной машине Гагарина. Результаты испытаний приведены в таблице 2.

Во всех случаях наблюдается более высокое значение предела прочности обработанных чугунов по сравнению с величинами исходных (не обработанных солями чугунов). Величины предела прочности для образцов по длине чушки меняются практически одинаково для исходного и обработанного чугуна, а различие в свойствах почти всегда постоянно. Повышение предела прочности обработанного чугуна вызвано измельчением выделений графита, в меньшей степени разъединяющего металлическую матрицу. Кроме того, при обработке содой происходит взаимодействие с углеродом



Интенсивное разложение соды начинается около 1200 °С. При 1225 °С давление окиси углерода =1 атм., а реакция между содой, углеродом и серой с образованием сульфида натрия начинается при более низких температурах. Десульфатация содой – по существу, это десульфатация окисью натрия. Преимуществами использования соды как десульфатора является его легкоплавкость (945 °С): выделения окиси углерода при реакции с углеродом способствует перемешиванию металла с реагентом. Образующийся продукт реакции – сульфид натрия частично улетучивается с газами. Сравнивая результаты предыдущих опытов с синтетическими и промышленными чугунами видим, что полученные результаты хорошо согласуются с нашими исследованиями [9, 10].

Из экспериментальных данных видно, что содержание серы и фосфора уменьшалось значительно. Дефосфорирующая и десульфуризирующая способность солей были подтверждены в последующих работах. При обработке флюсами было экспериментально доказано, что основная часть серы и фосфора переходят в шлаковую фазу. С точки зрения экологии более целесообразно, так как сопровождается меньшим пыле и газовой выделением с меньшим содержанием Na_2CO_3 во флюсе. Однако степень удаления серы резко возрастает с увеличением Na_2CO_3 . Степень удаления серы из расплава одной солью Na_2CO_3 или NaCl достигает 95 %.

Структура чугуна, различных по химическому составу и типу обработки, изучена металлографическим методом с использованием световой и электронной микроскопии, так как условия плавок для разных образцов были несколько различны, то целесообразно искать это различие в структуре чугуна и, прежде всего, в составе и строении графитовых включений.

Шлифы готовились по обычной методике – шлифовка на всех номерах наждачной бумаги и полировка на сукне с применением оксида хрома. Изучены под световым микроскопом (МИМ - 7), как не травленные поверхности шлифов, так травленные 4 % спиртовым раствором HNO_3 .

В результате просмотра выявлены следующие особенности в структуре неметаллической фазы: графитовые включения в различных образцах различны по форме и размерам, а также по количественному содержанию, хотя во всех образцах количество неметаллической фазы велико. Неметаллическая фаза состоит из графитовых включений (однородные серые образования при просмотре в светлом поле оптического микроскопа). Также встречаются включения сложного состава в виде отдельных глобуль или в конгломерате с графитом (рисунки 1б,е, 2б).

По форме графитовые включения в различных шлифах отличаются друг от друга (рисунки 1, 2). Необработанные чугуны, включения имеют форму игл различного размера и различной ориентировки (рисунки 1б, е, 2б).

Центральная часть крабовидных скоплений представляет сложное образование неоднородное по цвету и неоднородное по форме, от него в разные стороны расходятся графитовые (однородные по составу – светло-серые) палочки иглы 5-8 штук, крабы встречаются значительно реже, там больше иглоподобного графита и много мелких графитовых включений.

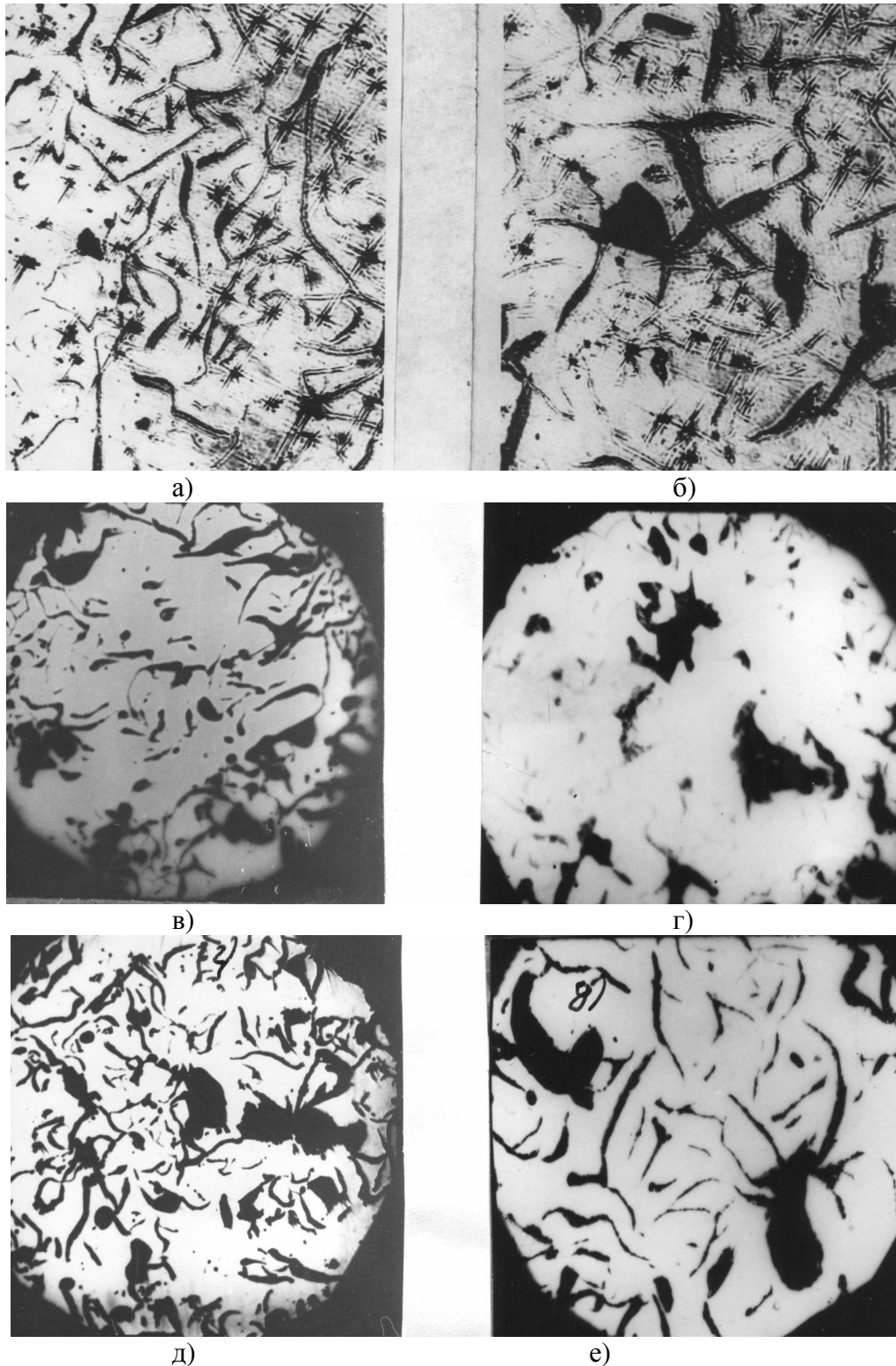


Рисунок 1 – Микроструктура чугуна

На рисунках 1а, г, 2а, г, д представлены шлифы обработанных чугунов смесью $\text{NaCl} + \text{Na}_2\text{CO}_3$, а на рисунках 1г, 2г смесью $\text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{CaF}_2$, в них включения в виде розеток различных размеров, причем количество их различно.

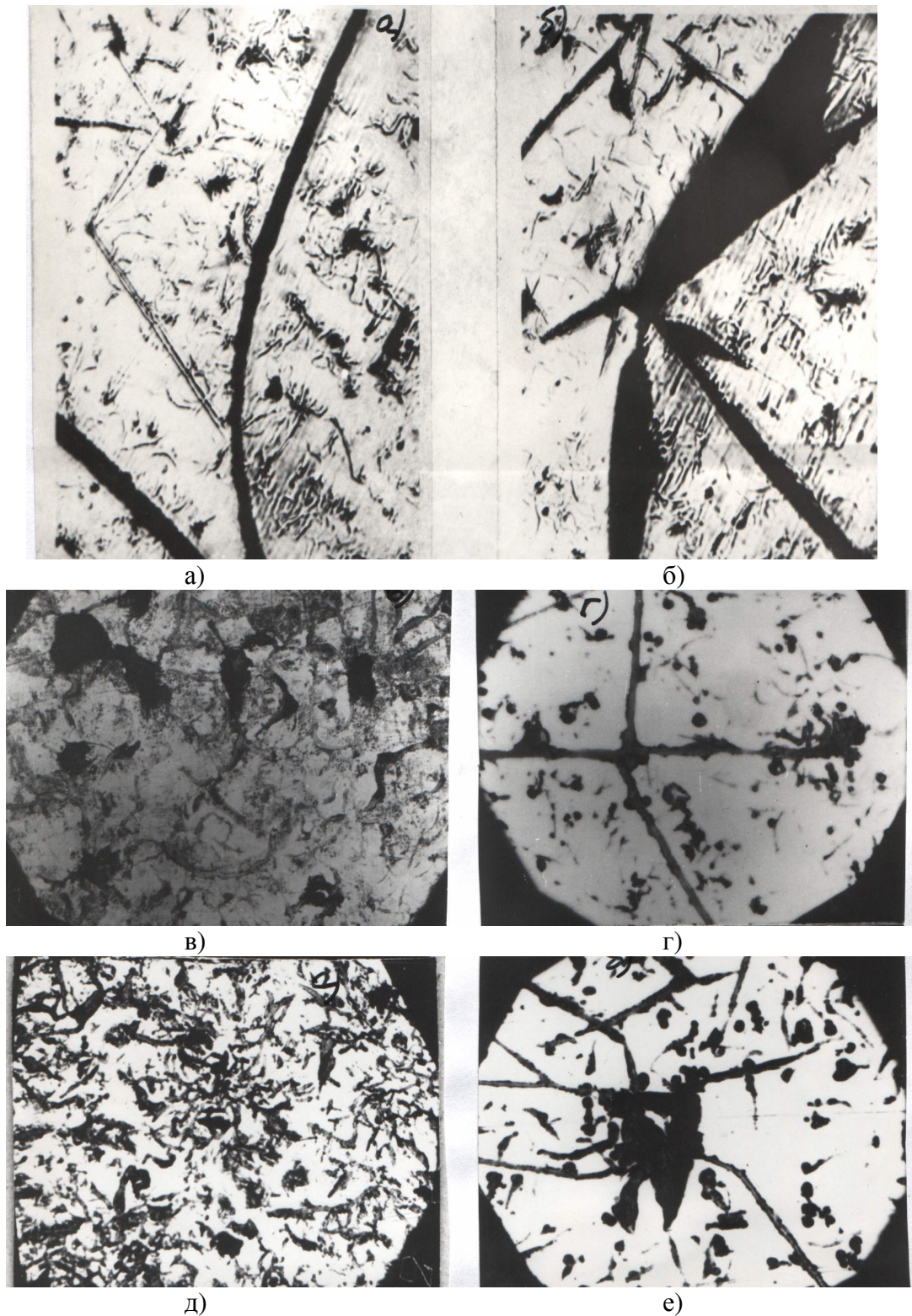


Рисунок 2 – Микроструктура чугуна

В результате просмотра выявлены следующие особенности в структуре неметаллической фазы; графитовые включения в различных образцах различны по форме и размерам, а также по количественному содержанию, хотя во всех образцах количество неме-

таллической фазы велико. Неметаллическая фаза состоит из графитовых включений (однородные серые образования при просмотре в светлом поле оптического микроскопа), также встречаются включения сложного состава в виде отдельных глобуль или в конгломерате с графитом.

Для выяснения структуры неметаллических включений неопределенного состава использован электронный микроскоп УЭВМ-100. Одно из основных достоинств электронно-микроскопического метода в том, что он дает возможность исследовать локальное распределение и морфологию неметаллических включений в объекте и что возможен непосредственный переход от рассмотрения микрокартины объекта и микродифракционной картине любого его участка, что очень важно при исследовании дисперсных неметаллических включений.

В работе изучение неметаллических включений производилось на препарате, полученном непосредственно со шлифа. В качестве препарата применяли угольные пленки – отпечатки (реплики), так как они являются наиболее совершенными из всех существующих как по разрешающей способности (до 10° А), так и по термической и механической стойкости и удовлетворяют всем требованиям, предъявляемым репликам.

Метод электронно-микроскопического исследования неметаллических включений со шлифа называется полупрямым (или реплик с извлечением).

Суть метода заключается в следующем; образец протравливается электролитически или химически в растворе, который не растворяет частицы включений, а растворяет лишь основу металла-матрицу. В протравленном образце включения, не потерявшие связи с матрицей, выступают над поверхностью шлифа. На такой шлиф в вакууме (10^{-4} мм рт.ст.) напыляется угольная пленка. В качестве распылителей используются спектральные химически чистые угольные стержни. Отделение пленки от шлифа производят электролитически (или химически), часто в том же электролите, в котором производили травления, или механически, нанося на шлиф с угольной пленкой каплю 10 % водного раствора желатина, который высыхая, сдирает пленку вместе с включениями с поверхности шлифа. Затем отделившуюся пленку промывают в метиловом или этиловом спиртах в дистиллированной воде, а при механическом отделении – освобождают от желатина растворением последнего в горячей воде 60-70 °С и высушивают фильтровальной бумагой.

Отделившийся таким образом препарат является, с одной стороны, слепком рельефа шлифа и в этом смысле его исследование косвенное, но с другой стороны, препарат несет в себе включения, фиксированные в тех местах рельефа и тех положениях, какие они занимали в образце, и исследование этих включений микроскопическое и дифракционное – прямое (рисунок 3).

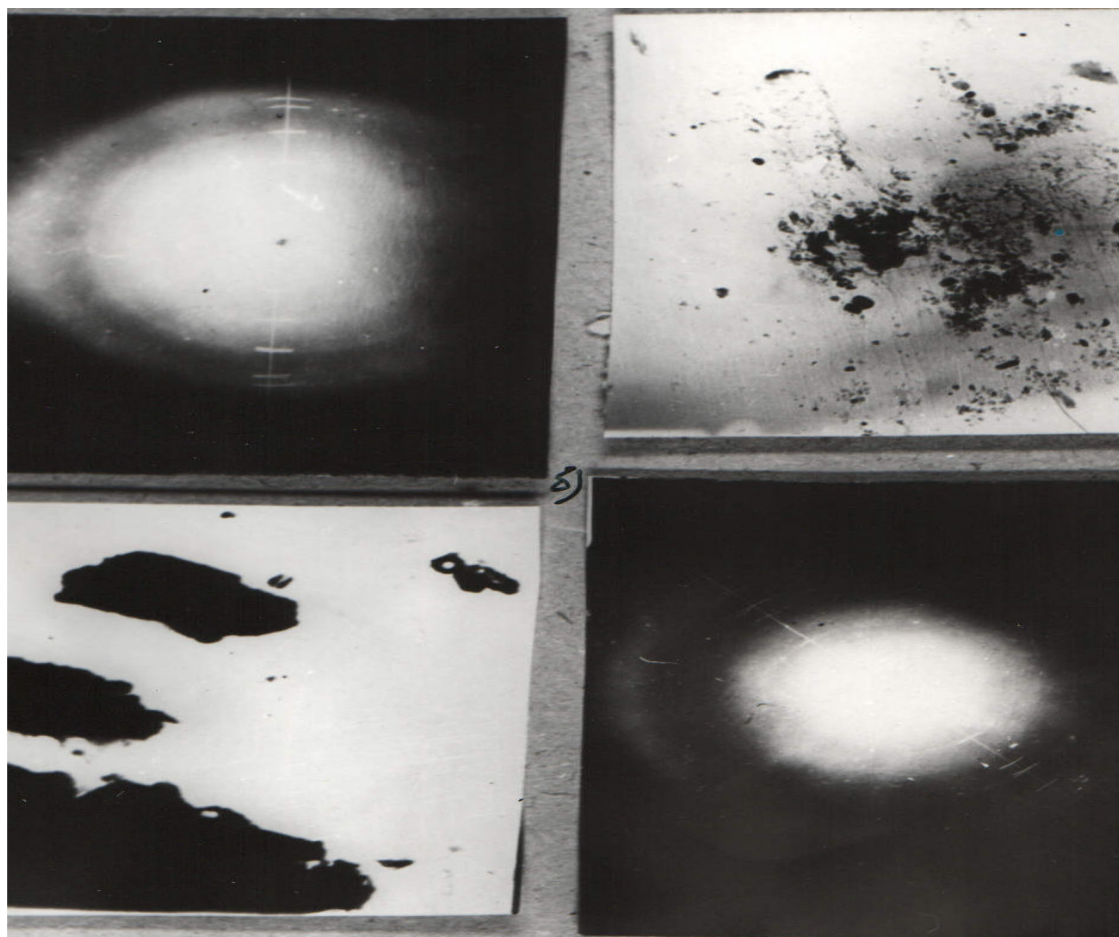


Рисунок 3 – Микроскопическое и дифракционное исследование препарата

Каждое кристаллическое вещество характеризуется определенным набором межплоскостных расстояний. Идентификация неизвестной фазы производится сравнением измеренных межплоскостных расстояний, с межплоскостными расстояниями, взятыми из справочной литературы.

Ввиду незначительного различия между межплоскостными расстояниями (в пределах ошибки изменений) Na_2FeO_4 и FeCl_2 , оба вещества могут давать совмещенную дифракционную картину.

В результате расчета электронограмм, полученных со всех образцов, установлено в составе неметаллической фазы наличие следующих веществ.

При обработке чугуна NaCl наряду с многочисленными графитовыми включениями присутствуют включения типа Na_2FeO_4 , FeCl_2 , FeCl_3 а при обработке CaF_2 – соединения типа CaFeO_4 , CaFe_2O_4 , $2\text{CaO}\cdot\text{FeO}_3$.

Часть соединений гексагональной структуры расшифровать не удалось из-за отсутствия табличных данных, это могут быть соединения типа CaFeF_3 , или CaFeF_4 .

В переплавленных образцах наряду с графитовыми включениями обнаружены включения типа FeS_2 .

Безусловно, проделанный анализ не исключает возможность присутствия других соединений.

В результате металлографического анализа видно, что размер графитовых включений уменьшается, измельчение графита происходит даже при незначительной добавке флюсов. Шлифы для которых были приготовлены из проб, взятых на разливочной машине ЗСМК до и после обработки флюсами. Графитовые включения имеют вид игл различного размера и ориентировки. Переплавка незначительно уменьшает размер графита, а обработка флюсами приводит к значительному измельчению графита, который равномерно распределяется по поверхности шлифа. Травление более рельефно выделяет включения: на фоне матрицы (рисунок 3).

7

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Антипин В. Г. Чистая сталь и перспективы технологии. Часть I / В. Г. Антипин, С.И. Тишаев: Институт металлургии им. А.А. Байкова. – Москва, 1991. – С. 9-10.
2. Бичеев А.М. Непрерывные сталеплавильные процессы / А.М. Бичеев. – М.: Металлургия, 1986. – 136 с.
3. Бурылев Б.П. Термодинамика и физическая кинетика структурообразования в стали и чугуне. Вып.3 / Б.П. Бурылев: ОНТИ ВНИИЛТЕКМАШ. – М.: Металлургия, 1967. – С. 3-13.
4. Вертман А.А., Иванов Д.П., Самарин А.М., Филлипов Е.С. // Литейное производство. – 1964. – № 10. – С. 30-33.
5. Дитякин Б.Д., Попов А.Б., Шмачков В.Г. // Продление срока эксплуатации паропроводов. – 2000. – № 4. – С. 6-8.
6. Коррозионная и химическая стойкость материалов. Справочник / Под ред. Н.А. Долешаля. – М.: Машгиз, 1984. – 510 с.
7. Лившиц Б.Г. Физические свойства металлов и сплавов / Б.Г. Лившиц. – М.: Машгиз, 1956. – 420 с.

8. Лунев В.В. Сера и фосфор в стали / В.В. Лунев, В.В. Аверин. – М.: Металлургия, 1988. – 256 с.

9. Петров В.И. Накопляемость повреждений в паропроводах и нагревательных трубах при эксплуатации / В.И. Петров, В.В. Пискаленко, В.Е. Громов // Сб. научных трудов. Отделение металлургии. 2000. – С. 101-108.

10. Рыбалкин Е.М. Влияние хлористого натрия и фтористого кальция на свойства и структурообразование чугунов / Е.М. Рыбалкин, Б.П. Бурылев. – Тула, 1970.

УДК 669.18:621.78

М.В. Темлянцев

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

КОНЦЕПЦИЯ ПРОЦЕССО-СТРУКТУРО- СВОЙСТВООРИЕНТИРОВАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ТЕПЛОВОЙ ОБРАБОТКИ СТАЛИ

Проведен критический анализ и систематизированы сведения по технологиям тепловой обработки стали. Установлено, что одним из наиболее перспективных направлений дальнейшей рационализации температурных и тепловых режимов нагрева является детальный учет свойств конкретной марки стали, особенностей физических и физико-химических процессов протекающих в ней. Сформулирована концепция ПССО технологий.

The critical analysis is conducted and the informations on technologies of thermal processing of steel. Is established, that one from the most perspective directions of further rationalization of temperature and thermal modes of heating is the detail account of properties of the particular mark of steel, features of natural and chemical processes flowing past in it. The concept of PSPO technologies is formulated.

Работа выполнена по гранту Губернатора Кемеровской области на проведение фундаментальных и прикладных исследований по приоритетным направлениям социально-экономического развития Кемеровской области

Понятие «технология нагрева стали» получило распространение в 50–60-е годы прошлого века благодаря работам Н.Ю. Тайца [1, 2]. В широком смысле (технология произошло от греческого *téchnē* – искусство, мастерство, умение и *lógos* – слово, учение) оно означает искусство нагрева стали. Н.Ю. Тайцем достаточно четко и емко, насколько позволял уровень развития науки и техники того времени, были сформулированы основные элементы технологии нагрева стали. Их можно разделить на три укрупненные группы:

- свойства (теплофизические, термомеханические, пластические и др.) нагреваемой стали;
- конструктивные особенности нагревательного устройства, геометрические характеристики (форма) нагреваемого металла;

- параметры режима нагрева (скорость подъема температуры, конечная температура нагрева и др.).

При разработке технологии нагрева учитывают совокупность факторов и их взаимосвязь.

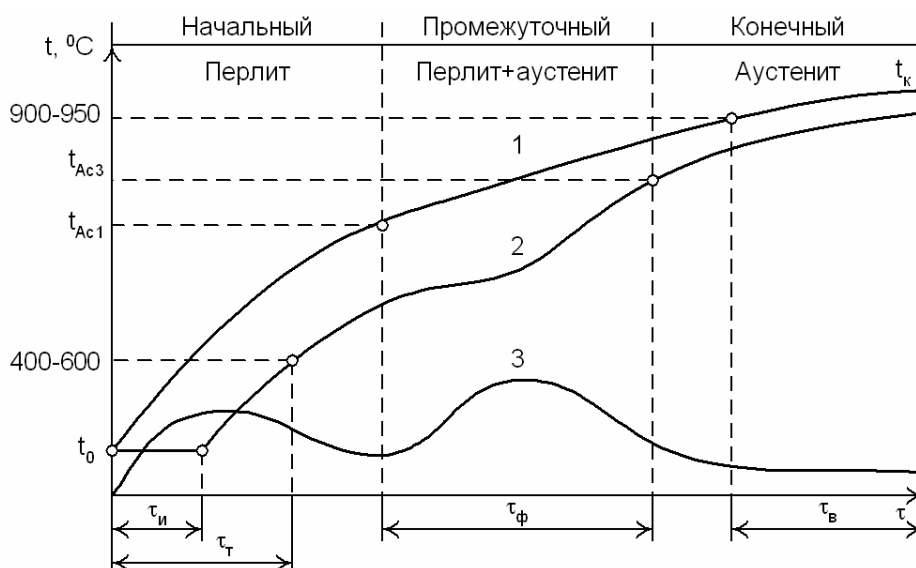
Г.Г. Немзер основную задачу технологии нагрева слитков (заготовок) определяет как обеспечение теплового состояния, соответствующего достижению стали требуемых пластических свойств, без перегрева металла и нарушения его сплошности. При этом необходимо обеспечить минимальные эксплуатационные расходы, затраты топлива и потери стали от окисления [3].

Существенный прогресс в области теории и технологии нагрева стали, развитие вычислительной техники и математического моделирования, автоматизации и систем управления нагревательными печами привели к расширению области и глубины исследования тепловых процессов при производстве проката и поковок, и, что самое главное, рассмотрение их в комплексе, например разливка – охлаждение – нагрев – прокатка – охлаждение. Такой комплексный подход находит применение в работах Г.Г. Немзера, В.Г. Лисиенко, Ю.А. Самойловича, В.И. Тимошпольского [3–6], которые широко оперируют такими понятиями, как теплотехнология и тепловая обработка (охлаждение слитков и непрерывнолитых заготовок после разливки, их нагрев перед обработкой давлением, дальнейшее охлаждение после пластической деформации, в отличие от термической обработки – температурного воздействия, направленного на изменение структуры и свойств металла, например охлаждение при закалке).

Анализ современных работ в области нагрева стали [3–10] показывает, что наибольший положительный эффект от реализации технологии нагрева может быть получен только в том случае, если она основана на доскональном учете широкого спектра свойств нагреваемой марки стали. Такие технологии нагрева стали можно охарактеризовать как процессо-структуро-свойствоориентированные (ПССО) [11, 12]. Основная цель таких технологий – это максимальный учет особенностей физических и физико-химических процессов, протекающих в нагреваемой стали, специфики теплофизических и термомеханических свойств конкретной марки, эволюции ее структурного состояния, обеспечивающий высокое качество металлопродукции, позволяющий разработать энерго- и ресурсосберегающие режимы нагрева, в некоторых случаях усовершенствовать конструкцию нагревательного устройства. ПССО технологии представляют синтез знаний в области теории и практики печестроения, теплообмена, физи-

ческой химии, металловедения и физики металлов, обработки металлов давлением.

При нагреве стали под обработку давлением от температур $0...20 - 1100...1300$ °С определенные физические и физико-химические процессы в нагреваемом металле протекают практически во всем температурном интервале. Проиллюстрируем это на примере наиболее многочисленной и распространенной группы сталей – сталях перлитного класса. При их нагреве под обработку давлением условно можно выделить три периода или стадии (рисунок).



1 и 2 – температуры поверхности и центра заготовки, 3 – перепад температур поверхность–центр

Рисунок – Температурный график нагрева стали под обработку давлением

Начальный период – область температур металла от начальной температуры $t_0 = 0$ до 730 °С. Эта область присутствует при нагреве стали с холодного и теплового посада. Структура стали в данной области представлена перлитом. При форсированном нагреве в этой области температур в интервале от нуля до $400...600$ °С на промежутке времени τ_T для сталей некоторых марок существует опасность трещинообразования, коробления заготовок.

Промежуточный период – область температур металла $730 - 900$ °С, в которой протекают фазовые превращения. Характерным признаком этого периода является замедление скорости роста температуры металла в области фазовых превращений (аустенитизации) во временном интервале τ_{ϕ} , которое может достигать $10 - 20$ % и более. Началом фазовых превращений можно считать момент достижения тем-

пературы поверхностных слоев слитков заготовок или изделий критической точки A_{c1} , а окончанием нагрев центральных слоев до температуры точки A_{c3} (A_{cm}). Замедление скорости нагрева, а в некоторых случаях возникновение явления декалесценции – снижения температуры металла в результате превращения, связано с эндотермическим эффектом, сопровождающим фазовые превращения. Неодновременность протекания эндотермических превращений по толщине нагреваемого материала приводит к формированию значительной неравномерности температурного поля.

Конечный период – область температур металла 900 – 1100...1300 °С, структура стали в этой области представлена аустенином. В этой области при температурах более 900 – 950 °С во временном интервале τ_b интенсифицируются диффузионные процессы окисления и обезуглероживания стали, роста зерна, формируется конечное тепловое состояние металла, обеспечивающее необходимую пластичность и сопротивление пластической деформации, существует опасность перегрева и пережога стали.

Большое внимание процессам, протекающим при нагреве стали, ее свойствам и структуре отводится в работах Н.Ю. Тайца, однако актуальность выделения этих аспектов в отдельное направление в то время в полной мере не назрела. Современные предпосылки создания ПССО технологий как отдельного направления следующие:

- значительное увеличение марочного состава сталей и сплавов черных металлов (в настоящее время разработано более 600 марок);
- существенное расширение направления формирования необходимых эксплуатационных свойств стали за счет микролегирования и модифицирования, например расширение сортамента сталей с карбидо- и нитридообразующими элементами (V, Ti, Nb и др.). В частности, микролегирование стали ванадием до 0,03–0,15 % приводит к эффекту карбонитридного упрочнения, которое включает дисперсионное упрочнение, измельчение зерна и образование совершенной субзеренной структуры. Применение сталей, микролегированных ванадием, вместо углеродистых в некоторых случаях позволяет снизить массу металлоизделий и конструкций на 30–50 %;
- наметившиеся тенденции в большей «специализации» металлургических предприятий, т.е. переход от производства широкого сортамента стали к более узкому, например специализации на производстве рельсовых, кордовых, листовых марок стали, что

позволяет учитывать специфические свойства стали уже на стадии проектирования нагревательной печи, например предусматривать возможность форсированного нагрева малоуглеродистых марок сталей в методической зоне печи;

- развитие математического моделирования, позволяющего с применением ЭВМ оперативно и с достаточной степенью точности проводить многофакторные, многовариантные расчеты температурных и тепловых режимов нагрева, учитывающих совокупность и взаимосвязь процессов, протекающих в стали в различных температурных интервалах;
- возможность более гибкого управления нагревательной печью вследствие применения систем автоматизации и, как следствие, – создание необходимого температурного и теплового режимов;
- прогресс в области прокатного оборудования (рост мощностей прокатных станов, увеличение стойкости валков, переход от одно-клетевых, линейных станов к непрерывным и др.).

Успех применения ПССО технологий нагрева стали тесно связан с дефектологией, а конкретнее с влиянием технологии нагрева на качество стали, установлением первопричин тех или иных дефектов, особенностей их трансформации и видоизменения в цикле металлургического производства. При этом весьма важно обеспечить не только отсутствие возникновения дефектов на стадии нагрева, но и сформировать необходимые свойства стали, исключая образование и снижение качества металла на стадии пластической деформации.

В таблице представлены различные аспекты и составляющие ПССО технологий на примере применения их к сталям перлитного класса.

Рассмотрим возможность реализации форсированного режима нагрева термически массивных тел в методических печах, основываясь на концепции ПССО технологий. При этом примем, что рост скорости нагрева достигается увеличением температуры в зонах печи.

Традиционные «классические» режимы нагрева термически массивных тел в методических печах противоточного типа – трехстадийные, включающие замедленный нагрев в начальный и конечный периоды, форсированный – в промежуточный. Присущие таким режимам недостатки в значительной степени проявляются при нагреве сталей определенных марок. В частности, для них характерны ограничения на форсирование нагрева в начальный период, поскольку увеличение температуры в методической зоне требует увеличения температуры уходящих газов, что снижает коэффициент полезного действия печи, стойкость рекуператора, увеличивает расход топлива.

Таблица – Составляющие ПССО технологий (на примере сталей перлитного класса)

Аспекты ПССО технологии	Периоды нагрева		
	Начальный	Промежуточный	Конечный
Процессы	Теплообменные, термомеханические (возникновение температурных напряжений)	Теплообменные, термомеханические (возникновение структурных напряжений), фазовые превращения	Теплообменные, массообменные (диффузия углерода, легирующих элементов, растворение карбидов, нитридов, карбонитридов)
Структура	Перлит Химический состав стали, <i>Параметры структуры:</i> величина зерна стали, состояние границ зерен (наличие хрупких эвтектик по границам), <i>Тип структуры:</i> литая, деформированная (катаная, коваяная), <i>Металлургическое качество стали:</i> неметаллические включения, пористость (рыхлость), ликвация, флокены, микротрещины	Перлит+аустенит Химический состав стали, <i>Параметры структуры:</i> величина зерна стали, <i>Тип структуры:</i> литая, деформированная (катаная, коваяная)	Аустенит Химический состав стали, <i>Параметры структуры:</i> величина зерна стали, состояние границ зерен (наличие легкоплавких эвтектик по границам), карбидная ликвация, природа сульфидной фазы, <i>Металлургическое качество стали:</i> неметаллические включения, ликвация, подкорковые пузыри
Свойства	Теплопроводность, теплоемкость, плотность, температуропроводность, линейное расширение, модуль упругости, коэффициент Пуассона, предел текучести	Теплопроводность, теплоемкость, плотность, температуропроводность, линейное расширение, модуль упругости, коэффициент Пуассона, предел текучести, критические точки A_{c1} , A_{c3} (A_{cm}), тепловые эффекты фазовых превращений	Теплопроводность, теплоемкость, плотность, температуропроводность, коэффициенты диффузии элементов, константы скорости и тепловые эффекты окисления элементов, температуры плавления легкоплавких эвтектик (сульфидной, нитридной фазы и др.)
Дефекты, виды брака	Трещины (нарушения сплошности), коробление, разрушение заготовок (слитков) на час-ти	Трещины (нарушения сплошности)	Перегрев, пережог, обезуглероживание, науглероживание, обезлегирование, окисление (окалинообразование), недогрев, непрогрев

Замедленный нагрев в конечный период и наличие стадии томления или выдержки приводят к значительному увеличению времени нахождения металла в области интенсивного окисления и обезуглероживания, что является причиной повышенного угара и обезуглероживания. Неоспоримое достоинство «классических» режимов нагрева – это универсальность, а основной недостаток – ограниченность использования ресурсов по форсированию, энерго- и ресурсосбережению, связанных с особенностями определенных марок сталей.

Основываясь на концепции ПССО технологий весьма перспективными являются режимы, обеспечивающие форсированный нагрев в начальный и конечный периоды, замедленный в – промежуточный. Такие режимы характерны для методических печей прямоточно-противоточного типа с центральным отбором дыма. Помимо имеющихся доводов в пользу прямоточно-противоточного режима, хотелось бы привести следующие. В первую очередь – это существенный ресурс по форсированию нагрева, поскольку поддержание температуры в начале печи на уровне 1100 – 1200 °С не имеет особых препятствий. Как было отмечено выше, в промежуточный период процесс перехода перлита в аустенит происходит с поглощением тепла, приводит к замедлению нагрева, а неодновременность протекания структурных превращений формирует второй максимум перепада температур поверхность – центр, причем, зачастую, гораздо больший, чем перепад температур в начальный период, вызванный нерегулярным периодом нагрева.

В конечный период (конец сварочной и томильная зоны) выравнивание перепада температур, сформированного после структурных превращений, существенно затруднено, поскольку, как известно, теплопроводность сталей перлитного класса при температурах более 900 – 1000 °С почти в 2 раза ниже, чем при температуре 20 °С. Соответственно, промежуточный период рациональней проводить при снижении теплового потока на металл, структурные превращения будут протекать более равномерно по объему заготовки и перепад температур сформируется менее значительный, что относительно легко реализуемо в печах прямоточно-противоточного типа при отборе дыма с температурой 800 – 1000 °С из средней части печи. Дальнейший догрев (даже форсированный) до конечных температур сформирует относительно небольшие перепады температур по сечению. Учитывая, что наибольшие потери металла вследствие угара возникают в высокотемпературных сварочной и томильной зонах, особенно при продолжительных выдержках при высокой температуре поверхности,

форсирование нагрева в конечный период целесообразно и с точки зрения ресурсосбережения.

В данном случае возникает вопрос об области применимости прямоточно-противоточного режима. Форсирование режима нагрева без ущерба качества (нарушения сплошности) возможно для низкоуглеродистых, низколегированных конструкционных сталей, особенно с предварительно деформированной структурой, при нагреве термически тонких тел и нагреве заготовок с «горячего» и «теплого» (200 – 400 °С) посадок. Реализация прямоточно-противоточного режима без особых ограничений возможна и в печах толкательного типа, что может быть учтено при реконструкции действующих печных агрегатов.

Конечный период является наиболее неблагоприятным с позиции влияния на структуру стали, угар и обезуглероживание. При температурах более 1270 – 1300 °С и значительном времени нагрева шероховатость окалины снижается почти в 7 раз, и окалина приобретает характерный блеск (становится как бы зеркальной), что снижает ее степень черноты и повышает отражательную способность, замедляя интенсивность подвода тепла к поверхности металла. В таких случаях попытки форсировать нагрев в конечный период приводят к тому, что слой окалины, выполняющий роль теплового сопротивления, формирует перепады температур по его толщине (могут достигать в среднем 40 – 100 °С), что в свою очередь снижает точность измерения температуры поверхности металла пирометрами. Высокие скорости нагрева в этот период могут привести к оплавлению окалины на углах и торцах заготовок, перегреву металла. Традиционные конечные параметры нагрева – температура t_k – на 100 – 150 °С ниже значений температуры солидуса для данной марки стали, при температурном перепаде по сечению заготовок 1 – 3 К/см во многих случаях могут быть пересмотрены с учетом того, что за последнее время значительные изменения претерпело не только печное оборудование, но и прокатное (возросли мощности прокатных станов, стойкость валков, переход от одноклетевых, линейных станов к непрерывным и др.).

Одно из перспективных направлений в этой области – снижение конечной температуры нагрева стали в среднем на 50 – 200 °С, что позволяет значительно снизить обезуглероживание, потери от угара металла (в 2 раза и более), температуры в рабочем пространстве печи и тепловые потери через кладку, расход топлива, вредные выбросы оксидов азота, повысить производительность печи. Такие эксперименты проводились на различных предприятиях и давали положительные результаты [13, 14].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Тайц Н.Ю. Технология нагрева стали / Н.Ю. Тайц – М.: Металлургиздат, 1950. – 450 с.
2. Тайц Н.Ю. Технология нагрева стали / Н.Ю. Тайц. – М.: Металлургиздат, 1962. – 567 с.
3. Немзер Г.Г. Теплотехнология кузнечно–прессового производства / Г.Г. Немзер. – Л.: Машиностроение, 1988. – 320 с.
4. Тимошпольский В.И. Теоретические основы тепловой обработки стали в трубопрокатном производстве / В.И. Тимошпольский, Ю.А. Самойлович. – Минск: Белорусская наука, 2005. – 303 с.
5. Производство высокоуглеродистой катанки на металлургических агрегатах высшего технического уровня / В.И. Тимошпольский и др. – Минск: Белорусская наука, 2004. – 238 с.
6. Теплотехнология нагрева высокоуглеродистых марок сталей в печах с механизированным подом РУП «БМЗ» / В.И. Тимошпольский и др. // Изв. вузов. Энергетика. – 2001. – № 5. – С.71–81.
7. Кривандин В.А. Тепловая работа и конструкции печей черной металлургии / В.А. Кривандин, А.В. Егоров. – М.: Металлургия, 1989. – 462 с.
8. Губинский В.И. Теория пламенных печей / В.И. Губинский, Лу Чжун-У. – М.: Машиностроение, 1995. – 256 с.
9. Стальной слиток. В 3 т. Т. 3. Нагрев / В.И. Тимошпольский и др. – Минск: Белорусская наука, 2001. – 879 с.
10. Энергосберегающая технология нагрева слитков / Е.И. Казанцев и др. – М.: Металлургия, 1992. – 176 с.
11. Темлянцев М.В. Рациональные тепловые и температурные режимы нагрева стали в методических печах // Вестник РАЕН. – 2006. – № 3.– С. 31–33.
12. Разработка технологии нагрева рельсовых заготовок в методической печи с шагающими балками / М.В. Темлянцев и др. // Сталь. – 2006. – № 12. – С. 33–35.
13. Применение низкотемпературного режима нагрева и прокатки при производстве катанки / В.И.Губинский и др. // Сталь. – 1991. – № 3.– С. 49 – 51.
14. Технология производства катанки на стане 150 из заготовок с пониженными температурами нагрева / А.А. Горбанев и др. // Сталь. – 1992. – № 5.– С. 52 – 54.

УДК 620.197 (031)

М.В. Темлянцев, О.Д. Олендаренко

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

СНИЖЕНИЕ УГАРА РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ ПРИ НАГРЕВЕ ПОД ПРОКАТКУ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ ЗАЩИТНЫХ ПОКРЫТИЙ

В статье представлены результаты исследования химического и фазового состава окалина, образующейся на меди марки М1 при высокотемпературном нагреве под обработку давлением.

In the article the outcomes of research of a chemical and phase structure oxides, formed on Cu of the mark M1 are shown at high-temperature heating under processing by pressure.

Работа выполнена по гранту Губернатора Кемеровской области на проведение фундаментальных и прикладных исследований по приоритетным направлениям социально-экономического развития Кемеровской области

Одним из весьма не желательных явлений, сопровождающих нагрев непрерывнолитых заготовок рельсовой стали в методических печах под прокатку является окисление. При этом наиболее распространенные мероприятия по снижению угара имеют ограниченные область применения и получаемый эффект. Сокращение времени нагрева и уменьшение конечной температуры должно обеспечивать качественный нагрев металла, а снижение коэффициента расхода окислителя в томительной зоне методической печи ограничено устойчивостью горения, необходимой калориметрической температурой горения и возможностью эффективного дожигания продуктов сгорания в сварочной зоне, предотвращения возникновения вредных выбросов в атмосферу. После исчерпания выше перечисленных режимных мер, как правило, прибегают к реализации специальных [1]. Одной из наиболее распространенных мер является применение защитных покрытий, наносимых на заготовки перед нагревом в печи [2]. В настоящее время разработано значительное количество разнообразных видов и типов защитных покрытий, обеспечивающих снижение угара стали, однако, как показал анализ специальной технической литературы они фактически индивидуальны для конкретных условий: марки стали,

температурного режима нагрева, вида дальнейшей обработки металла и др. факторов. Сведения по защитным покрытиям для рельсовой стали практически отсутствуют.

В рамках настоящей работы проведены исследования по возможности снижения угара рельсовой стали марки Э76Ф на основе применения защитных покрытий. Для исследований использовали образцы стали поперечным сечением 10×10×30 мм. Состав покрытия подбирали опытным путем, при выборе компонентов ориентировались на отходы производства. В результате разработан следующий состав покрытия: молотый лом периклазовых огнеупоров (фракция менее 1,5–2,0 мм), графит – 7 % (масс.), связующее – водная керамическая вяжущая суспензия кремнеземистого состава (на основе кремнеземистой пыли-уноса ферросплавного производства). После нанесения покрытия на образцы их высушивали при температуре 40–60 °С. Толщина покрытия не превышала 2 мм. Внешний вид образцов с нанесенным покрытием представлен на рисунке 1.



Рисунок 1 – Внешний вид образцов с нанесенным покрытием

Нагрев образцов проводили в электрической печи сопротивления СУОЛ-0,25.1/12,5-И1 с нагревателями из карбида кремния в атмосфере воздуха. Использовали температурные режимы нагрева приближенные к промышленным (рисунок 2). Температуру образца измеряли хромель-алюмелевой термопарой и многоканальным программным регулятором температур «Термодат 19Е2». Угар стали определяли гравиметрическим методом по потере массы образца. После определения угара исследовали глубину видимого обезуглероженного слоя стали с помощью металлографического метода. Микроструктуру выявляли травлением в 4 %-ом растворе азотной кислоты и исследовали на микроскопе МИМ-10 при увеличениях 100–500[×]. После на-

грева на дифрактометре ДРОН-2,0 проводили рентгенофазовый анализ (РФА) продуктов высокотемпературного взаимодействия окалины и покрытия.

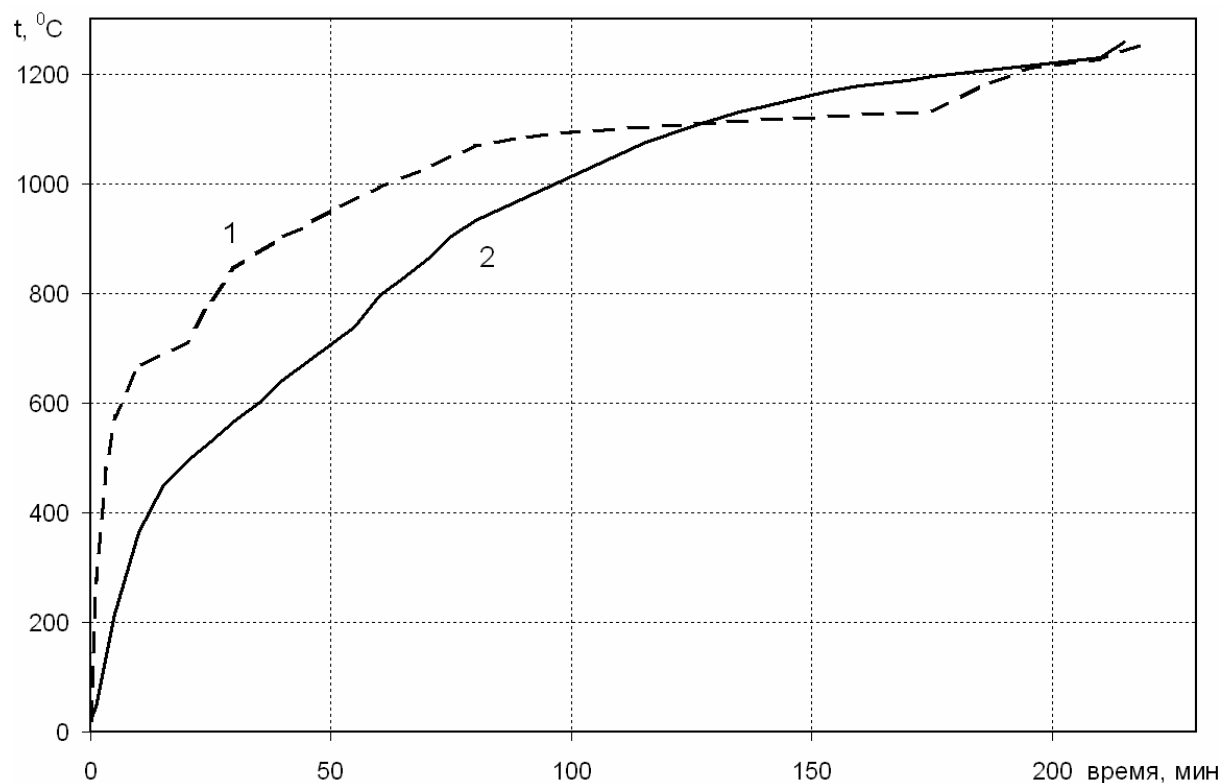


Рисунок 2 – Температурные режимы нагрева образцов

Анализ экспериментальных данных показал, что при нагреве образцов без покрытия по режиму 1 (рисунок 2) угар стали достигает $0,255 \text{ г/см}^2$, с покрытием $0,208 \text{ г/см}^2$ т.е. на 18,4 % меньше, а образцов без покрытия по режиму 2 – $0,265 \text{ г/см}^2$, с покрытием – $0,218 \text{ г/см}^2$, т.е. на 17,6 % меньше. При нагреве по указанным режимам образцов с покрытием и без него глубина видимого обезуглероженного слоя фактически идентична.

РФА продуктов высокотемпературного взаимодействия окалины и покрытия помимо оксидов железа (FeO , Fe_3O_4 , Fe_2O_3) выявил наличие периклаза (MgO), являющегося составляющим покрытия и незначительного количества форстерита (Mg_2SiO_4). Фазовый состав во многом объясняет эффект снижения угара. В частности полученные результаты хорошо согласуются с теорией жаростойкого легирования стали [4], в рамках которой повышение защитных свойств оксидной пленки, образующейся на поверхности металла, связано с образованием двойных оксидов шпинельной структуры с малым параметром решетки. Помимо этого, определенное положительное влияние на

снижение угара связано с присутствием в покрытии графита, окисление которого приводит к образованию в объемах микропор восстановительного газа СО.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Темлянцев М.В. Окисление и обезуглероживание стали в процессах нагрева под обработку давлением / М.В. Темлянцев, Ю.Е. Михайленко – М.: Теплотехник, 2006. – 200 с.
2. Солнцев С.С. Защитные покрытия металлов при нагреве / С.С. Солнцев, А.Т. Туманов – М.: Машиностроение, 1976. – 240с.
3. Черепанов К.А. Рециклинг твердых отходов в металлургии / К.А. Черепанов и др. – М.: Флинта-Наука, 2004. – 212 с.
4. Жук Н.П. Курс теории коррозии и защиты металлов / Н.П. Жук. – М.: Металлургия, 1976. – 472 с.

УДК 621.746

В.Б. Деев, В.А. Дегтярь, А.И. Куценко, И.Ф. Селянин,
А.П. Войтков

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

КОМПЛЕКСНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЛИТЕЙНЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ НА ОСНОВЕ НИЗКОСОРТНЫХ ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ

В статье рассматриваются основные положения ресурсосберегающей комплексной технологии получения литейных алюминиевых сплавов на основе низкосортной шихты. Проведен подробный анализ технологических факторов, влияющих на качество сплавов, выявлен оптимальный состав шихтовых материалов и эффективные режимы термовременной обработки расплавов, получены регрессионные уравнения, связывающие основные параметры процесса.

In article are considered main positions complex technology of the reception foundry aluminum alloy on base low-grade materials. It is organized detailed analysis technological factor, influencing upon quality alloy, is revealed optimum composition material and efficient modes temperature processing alloys, are received equations, linking main parameters of the process.

Использование во многих металлургических и литейных цехах при производстве слитков и отливок из алюминиевых сплавов повышенного количества низкосортной шихты – отходов, лома, возврата разной природы и состава способствует насыщению расплавов неметаллическими включениями, газами и микронеоднородностями различных размеров и составов, приводит к увеличению содержания в сплавах нежелательных примесей, грубокристаллическому строению структуры, пористости и другим негативным явлениям.

Наследственность шихты или расплава можно изменять разработанными в последние годы многочисленными способами (ультра-звуком, термической обработкой, обработкой давлением, центрифуги-рованием и т.д.). Но эти методы в большинстве своем достаточно трудоемки и требуют существенных материальных вложений в основные производственные фонды. Кроме того, дополни-

тельное расходование энергетических и трудовых ресурсов будет повышать себестоимость получаемых сплавов и отливок.

Однако производство конкурентоспособной литейной продукции требует непрерывного повышения ее качества. Поэтому совершенствуются существующие способы обработки расплавов – рафинирование, модифицирование, микролегирование, применение внешних воздействий, термовременной обработки и т.д. Данные приемы воздействия на расплав позволяют регулировать наследственность шихтовых материалов, нивелировать действие нежелательных примесей и получать сплавы с необходимой структурой, химическим составом и регламентированным содержанием газовых и неметаллических включений. Следует отметить недостаточное внимание, уделяемое комплексной технологии обработки расплавов с целью получения литейных алюминиевых сплавов заданного качества, что сдерживает применение низкосортных материалов в более широком масштабе.

Представляет интерес разработка новых технологий обработки расплавов из низкосортных шихтовых материалов. Данные технологии должны быть, прежде всего, ресурсосберегающими и обеспечивать гарантированный уровень необходимых свойств сплавов в отливках. В связи с этим актуальным является разработка комплексных технологий получения литейных алюминиевых сплавов и отливок из них, включающих несколько классических способов воздействия на расплав по оптимальной технологической программе.

В статье представлены основные положения разработанной ресурсосберегающей комплексной технологии получения литейных алюминиевых сплавов на основе низкосортных шихтовых материалов – отходов, лома, возврата производства. Данная технология предусматривает регламентированные параметры термовременной обработки расплава.

Известно, что термовременную обработку, позволяющую снизить уровень микронеоднородности расплава, целесообразно применять в случае повышенного количества низкосортной шихты в плавке при получении литейных алюминиевых сплавов [1, 2, 3]. Однако в случае применения технологии ТВО возникает проблема фиксации эффекта ТВО, так как после высокотемпературного перегрева и выдержки быстро охладить расплав от температуры ТВО до температуры рафинирования и разливки весьма затруднительно. Вынужденное выстаивание с целью охлаждения может достигать существенного временного интервала, за который расплав, во-первых, насыщается водородом и неметаллическими включениями типа Al_2O_3 , и во-

вторых, значительно теряет эффект ТВО – начинается конгломерация кластеров и дисперсных частиц, приводящая к аналогичному до ТВО уровню микронеоднородности расплава.

Специалистами предлагаются следующие основные варианты решения этой проблемы [4]. Первый вариант – технология плавки осуществляется по режиму смешивания, когда после расплавления шихтовых материалов часть (примерно треть или половина) расплава переливается в раздаточный тигель, оставшаяся часть подвергается ТВО, затем части смешивают, в результате которой температура расплава понижается до необходимого уровня и позволяет проводить разливку.

Второй вариант, распространенный на практике – в принципе, аналогичен первому, только плавку ведут в двух разных печах, в одной из печей проводят ТВО, затем расплавы смешивают и осуществляют разливку.

Недостатком первого варианта является то, что в случае использования низкосортной шихты часть расплава, перелитая в тигель, после смешивания с частью расплава, подвергшейся ТВО, вновь вносит микронеоднородности и значительно снижает эффект ТВО. А недостатком второго варианта является еще и то, что он требует два плавильных агрегата.

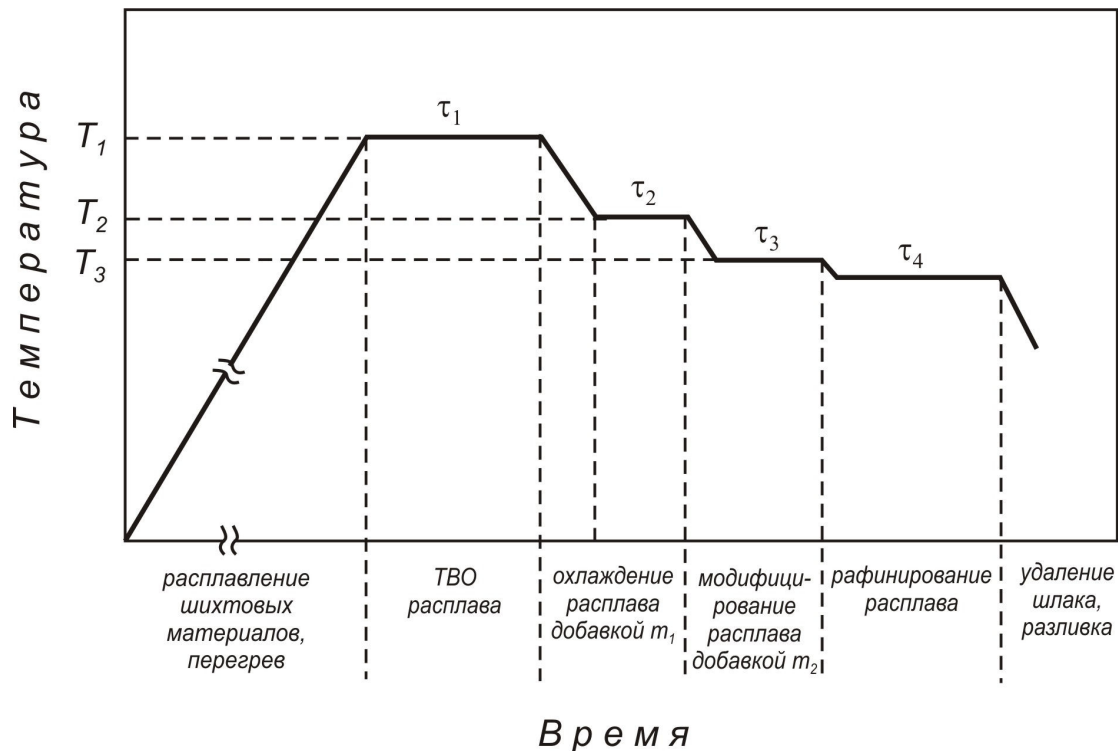
В последние годы в работах проф. Никитина В.И. и его сотрудников [2, 5, 6, 7] отмечены многочисленные положительные эффекты влияния мелкозернистого возврата на свойства получаемых сплавов при небольших добавках в расплав. Данные добавки (в количестве от 5 до 100 %) использовали либо как модифицирующие-инокулирующие (затравочные) перед разливкой сплава, либо сразу погружали их в печь вместе с основной шихтой. При этом механические, литейные и служебные свойства сплавов значительно улучшались. Так, согласно [2], модифицирование алюминиевых сплавов мелкокристаллическими переплавами (мелкозернистой шихтой) способствовали повышению скорости охлаждения, уменьшению объема усадочных дефектов и снижению газовой пористости. Увеличение скорости охлаждения происходит за счет двух эффектов: добавки мелкозернистой шихты выступают в качестве плавящихся микрохолодильников (инокуляторов); добавки мелкозернистой шихты вносят большое число центров кристаллизации.

Эти результаты были подтверждены и более поздними работами других исследователей. Так, согласно [8, 9], применение мелкозернистых возвратов в количестве 10-90 % при добавках к низкосортным

шихтовым материалам способствовало повышению герметичности, механических свойств, жидкотекучести сплавов. Однако мелкозернистый возврат является ценным вторичным сырьем и полностью вести плавку на нем не рационально и дорого, и это может быть оправданно только при получении сплавов, предназначенных для особо ответственных отливок. Поэтому при разработке технологии исходили прежде всего из упрощения технологического процесса и оптимизации его параметров. Соответственно учитывалось, что применять мелкозернистый возврат можно не только в качестве модификатора затравочного действия, но и как охладитель расплава с целью фиксации эффекта ТВО [10]. В результате на примере сплава АК7ч была опробована следующая технология ведения плавки с преобладанием низкосортных материалов в шихте: расплавление низкосортных шихтовых материалов (состоящих из крупнозернистого лома и отходов состава АК7ч), проведение ТВО, охлаждение расплава первой частью кокильного возврата (состав АК7ч) до температуры модифицирования, модифицирование второй частью кокильного возврата, рафинирование и разливка.

Плавки проводили в печи ИСТ-0,06. Для приготовления сплавов использовали возврат, лом, отходы вышеуказанных сплавов, а также чушковые силумины (ГОСТ 1583-93). Температура заливки для всех сплавов составляла 720-740 °С. Механические свойства сплавов определяли на стандартных образцах согласно ГОСТ 1583-93.

Схема технологии представлена на рисунке. Здесь возникают задачи определения не только оптимальных параметров ТВО (температуры перегрева и выдержки) и других температурно-временных параметров плавки, но и определение необходимого количества присадки кокильного возврата в расплав с целью охлаждения и дальнейшего модифицирования, а также температур ввода этих присадок. Решение данной проблемы должно быть целостным, комплексным и охватывать все аспекты технологии, в том числе учитывать и различное количество используемых первичных и низкосортных материалов при плавке. Первый этап отработки предложенной технологии был направлен на оптимизацию параметров ТВО – температуры перегрева и выдержки расплава в зависимости от количества низкосортных материалов в основной шихте. Плавки проводили в лабораторной печи сопротивления. Варьировали температуру T_1 нагрева расплавов (900-1150 °С с шагом 50 °С), время выдержки τ_1 (5-25 мин с шагом 5 мин), состав шихты (от 10 до 50 % – первичный силумин (M_1), от 50 до 90 % – низкосортная шихта (M_2)).



T_1 – температура нагрева расплава при ТВО и ввода первой порции возврата кокильного литья; T_2 – температура ввода второй порции возврата кокильного литья; T_3 – температура расплава после ввода второй порции возврата кокильного литья; τ_1 – время выдержки расплава при ТВО; τ_2 – время выдержки расплава после ввода первой порции возврата кокильного литья; $\tau_2 = (0,3 \dots 0,4) \times \tau_1$; τ_3 – время выдержки расплава после ввода второй порции возврата кокильного литья; $\tau_3 = (0,5 \dots 0,6) \times \tau_1$; τ_4 – время рафинирующей обработки и выдержка расплава после рафинирования (зависит от конкретной обработки); m_1 – количество первой порции возврата кокильного литья; m_2 – количество второй порции возврата кокильного литья.

Рисунок – Схема технологии получения литейных алюминиевых сплавов на основе низкосортных шихтовых материалов (температурно-временные режимы и основные технологические операции)

Нахождение оптимальных параметров осуществлялось по критерию максимальной прочности (временного сопротивления разрыву) получаемых сплавов. Было получено статистически значимое регрессионное уравнение следующего вида (критерий Фишера $F = 60,77$; коэффициент множественной корреляции $R = 0,847$):

$$\sigma_B = 4,3029 \ln(\tau_1) + 1,5921 T_1 - 0,00075 T_1^2 - 0,2267 \cdot \left(\frac{M_1}{M_2} \right) - 661,1. \quad (1)$$

Рассчитанные оптимальные параметры процесса по модели (1) были проверены экспериментально. В результате было установлено, что оптимальные режимы ТВО, обеспечивающие максимальную прочность сплавов, составляют – температура перегрева $T_1 = 950-1100$ °С в зависимости от состава шихты, время выдержки при этих температурах $\tau_1 = 10-15$ мин. Данные режимы использовались на втором этапе отработки технологии. На втором этапе было определено оптимальное соотношение компонентов шихты и параметры ввода кокильного возврата в расплав. В качестве шихты также применялся первичный силумин АК7ч, низкосортная шихта (лом и отходы песчано-глинистого литья состава АК7ч), возврат кокильного литья состава АК7ч. Во всех вариантах ориентировались на оптимальный уровень предварительно определенных температур перегрева – расплавы перегревали до $1030-1050$ °С, варьировали содержание компонентов шихты – первичного силумина, низкосортных материалов, мелкозернистой шихты M_3 (кокильного возврата); соотношение масс вводимых порций мелкозернистой шихты (массы первой m_1 и второй m_2 порций составляли 70 и 30, 60 и 40, 80 и 20, 50 и 50 % соответственно), а также температура ввода второй порции T_2 (800, 835, 870 и 900 °С). Первую порцию во всех вариантах вводили при температуре перегрева T_1 после изотермической выдержки τ_1 . Рафинирование перед разливкой осуществляли гексахлорэтаном в количестве 0,6-0,8 % от массы расплава, который вводили с помощью «колокольчика» в два приема. Температура разлива во всех вариантах составляла 730-740 °С. Время выдержки расплава после загрузки первой (τ_2) и второй (τ_3) порции возврата кокильного литья для интенсификации процесса и выравнивания химического состава по высоте ванны плавильного агрегата составляло 0,3-0,4 и 0,5-0,6 соответственно от времени выдержки при ТВО расплава τ_1 (рисунок).

Ниже представлены регрессионные уравнения, характеризующие механические свойства сплава АК7ч в зависимости от соотношения компонентов шихты, температуры ввода второй (модифицирующей) порции кокильного возврата и соотношения масс первой и второй порций возврата кокильного литья:

$$\sigma_B = 65,71 \cdot \left(\frac{M_1 + M_3}{M_2} \right) + 8,4282 \cdot T_2 - 0,00495 \cdot T_2^2 + 0,3161 \cdot \left(\frac{m_1}{m_2} \right) - 3392,94; \quad (2)$$

$$\delta = 5,797 \cdot \left(\frac{M_1 + M_3}{M_2} \right) + 0,3518 \cdot T_2 - 0,00021 \cdot T_2^2 + 0,033 \cdot \left(\frac{m_1}{m_2} \right) - 147,209; \quad (3)$$

Полученные регрессионные уравнения справедливы для следующих доверительных интервалов: $M_1 = 0,2 \dots 1,0$; $M_2 = 4,2 \dots 5,0$; M_3

$= 0,4 \dots 1,0$; $T_2 = 800 \dots 900$ °С; $\left(\frac{m_1}{m_2} \right) = 1 \dots 4$.

Для уравнения (2): $F = 61,06$; $R = 0,917$; для уравнения (3): $F = 24,61$; $R = 0,721$.

На основании оптимизации по моделям (2) и (3) было установлено, что механические свойства зависят как от соотношения компонентов шихты (первичного силумина, низкосортных материалов и кокильного возврата соответственно), так и массы вводимых порций возврата кокильного литья и температур, при которых вводят эти порции. Максимальный эффект в плане повышения механических свойств во всех вариантах показало введение первой порции кокильного возврата m_1 при температуре перегрева в количестве 60..70 % от общей массы кокильного возврата, причем вторая порция кокильного возврата m_2 вводилась при температурах 835...870 °С. В таблице 1 приведены механические свойства сплава АК7ч в зависимости от соотношения компонентов шихты и технологических параметров их ввода в расплав.

Таким образом, ресурсосберегающая технология получения сплавов из низкосортных материалов состоит в следующем: в качестве шихты используется первичный силумин, низкосортная шихта (лом, отходы), возврат кокильного литья при соотношении масс компонентов (0,3-0,7):(4,2-4,6):(0,7-1,0) соответственно и плавка осуществляется по следующей технологии: расплавление части шихты, содержащей первичный силумин и низкосортные материалы, перегрев расплава до 1030...1050 °С, охлаждение расплава за счет введения 60...70 % массы возврата кокильного литья, последующая загрузка при температуре 835...870 °С остатка возврата кокильного литья, обеспечивающего модифицирующий эффект, рафинирование и разливка.

Таблица 1 – Механические свойства сплава АК7ч в зависимости от соотношения компонентов шихты

Вариант	Соотношения масс компонентов шихты ($M_1 : M_2 : M_3$)*	Механические свойства σ_B / δ , (МПа / %)	
		Эксперимент	Расчет по (2) и (3)
1	0,7 : 4,6 : 0,5	$\frac{191...213}{2,6...4,2}$	$\frac{211}{3,9}$
2	1,0 : 4,5 : 0,4	$\frac{196...215}{2,7...4,1}$	$\frac{215}{4,0}$
3	0,2 : 5,0 : 0,7	$\frac{187...214}{2,6...3,9}$	$\frac{203}{3,3}$
4	0,7 : 4,2 : 1,0	$\frac{198...236}{3,5...5,2}$	$\frac{221}{4,6}$
5	0,3 : 4,6 : 1,0	$\frac{199...235}{3,1...4,9}$	$\frac{218}{4,0}$
6	0,6 : 4,6 : 0,7	$\frac{201...230}{3,3...5,0}$	$\frac{218}{4,0}$

Повышение механических свойств достигается за счет улучшения структуры сплава путем использования шихты предлагаемого состава. Компоненты шихты различны по своей структуре. Наиболее мелкозернистой структурой обладает возврат кокильного литья, что позволяет использовать его как модификатор в условиях высокой гомогенности расплава.

Упрощение технологического процесса достигается за счет получения сплава в одном плавильном агрегате по сравнению с существующими аналогичными технологиями смешения материалов с различной наследственностью и исключения дорогостоящих модификаторов.

Данная технология также была успешно опробована при получении вторичных сплавов АК5М2 и АК5М7. Сравнение с существующей технологией приготовления сплавов в печи ИСТ-0,06 (без высокотемпературных перегревов и добавок кокильного возврата в расплав), заключающейся в использовании в шихте около 60...70 % первичных материалов, остальное – лом и возврат, показало существенные преимущества разработанной технологии (таблица 2).

Данный технологический процесс может успешно применяться при плавке алюминиевых сплавов в литейных и машиностроительных цехах, имеющих кокильное литье.

Таблица 2 – Механические свойства сплавов в зависимости от используемой технологии приготовления

Технология плавки	Механические свойства сплавов					
	АК7ч		АК5М2		АК5М7	
	σ_B , МПа	δ , %	σ_B , МПа	δ , %	σ_B , МПа	δ , %
Существующая	180...203	2,0...3,0	152...175	$\leq 0,5$	146...165	$< 0,5$
Разработанная	220...236	3,8...5,2	192...215	0,6...1,1	180...207	0,6...1,1
Прирост свойств, %	10...21	30...80	10...26	20...100	9...25	20...100

ВЫВОДЫ: На основе принципа структурной наследственности разработан технологический процесс получения алюминиевых сплавов (на примере сплава АК7ч) из низкосортной шихты с термовременной обработкой расплава. Установлены оптимальные технологические параметры термовременной обработки и присадки кокильного возврата в расплав с целью охлаждения и модифицирования. Выявлено, что для получения максимальных механических свойств оптимальные соотношения компонентов в шихте – первичных материалов, низкосортной шихты и кокильного возврата должны составлять (0,3-1,0):(4,2-4,6):(0,7-1,0) соответственно.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ершов Г.С. Высокопрочные алюминиевые сплавы на основе вторичного сырья / Г.С. Ершов, Ю.Б. Бычков. – М.: Металлургия, 1979. – 192 с.
2. Никитин В.И. Наследственность в литых сплавах / В.И. Никитин. – Самара: СамГТУ, 1995. – 249 с.
3. Деев В.Б. Получение герметичных алюминиевых сплавов из вторичных материалов / В.Б. Деев. – М.: Флинта: Наука, 2006. – 218 с.
4. Спасский А.Г. Зависимость свойств сплава АЛ4 от температурной обработки расплава / А.Г. Спасский, Г.Г. Крушенко, Д.П. Ловцов // Литье и обработка сплавов черных и цветных металлов: Докл. III респ. науч.-техн. конф. – Красноярск, 1965. – С. 90-103.
5. Никитин В.И. Использование структурной наследственности для изготовления алюминиевых сплавов ответственного назначения /

В.И. Никитин, Г.С. Лукьянов // Литейное производство. – 1995. – № 10. – С. 14, 15.

6. Никитин В.И. Специально обработанная шихта для алюминиевых отливок / В.И. Никитин, А.М. Парамонов, Г.С. Лукьянов // Литейное производство. – 1995. – № 4–5. – С. 24.

7. Модифицирование силуминов с учетом наследственного влияния структуры шихты / В.И. Никитин, Е.М. Закаречкин, В.Г. Волков и др. // Литейное производство. – 1981. – № 8. – С. 14, 15.

8. Влияние структурной наследственности шихты на качество отливок из силуминов / В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, А.В. Феоктистов, Ю.Ф. Шульгин // Заготовительные производства в машиностроении. – 2003. – № 2. – С. 4-6.

9. Исследование жидкотекучести и герметичности алюминиево-кремниевых сплавов / В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, А.В. Феоктистов, Ю.Ф. Шульгин // Заготовительные производства в машиностроении. – 2003. – № 3. – С. 8-10.

10. Рафинирование расплавов при использовании низкосортной шихты / И.Ф. Селянин, В.Б. Деев, А.П. Войтков, Н.В. Башмакова // Литейщик России. – 2006. – № 2. – С. 18-20.

УДК 621.746

А.В. Кухаренко, И.Ф. Селянин*, В.Б. Деев*, Н.В. Башмакова*,
В.А. Скударнов*

ОАО «Новокузнецкий алюминиевый завод», г. Новокузнецк

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

ОПЫТ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БОРНОЙ КИСЛОТЫ ДЛЯ ОЧИСТКИ АЛЮМИНИЯ ОТ ПРИМЕСЕЙ ВАНАДИЯ И ТИТАНА

В статье предложен способ удаления из алюминия примесей ванадия и титана с помощью борной кислоты. Проведен анализ этого процесса и даны технологические рекомендации по его использованию в реальном производстве.

In article is offered way of the aluminum removing the admixtures vanadium and titanium by means of boric acid. The Organized analysis of this process and are given technological recommendations on its use in real production.

При производстве алюминия-сырца из глинозема во время процесса электролиза происходит насыщение различными элементами, находящимися в глиноземе или анодной массе. Как правило, это нежелательные примеси, которые жестко ограничивают по химическому составу. Так, суммарное содержание таких элементов, как ванадий, титан, хром, марганец в алюминии марок А7Е и АВЕ должно быть не более 0,01 %. Кроме того, в последнее время потребители этих марок настаивают на ужесточении требований по суммарному содержанию этих примесей в металле, предназначенном для производства электротехнических изделий. Это связано с тем, что повышенное содержание примесей приводит к увеличению электросопротивления, что в свою очередь является недопустимым в такой продукции как электрические кабели и проволока для передачи электрического тока.

Чаще всего насыщение алюминия-сырца ванадием происходит из анодной массы, куда ванадий попадает из коксов. При этом следует учитывать, что содержание ванадия в товарной продукции в среднем на две единицы выше, чем в сырце. Подобный рост объясняется тем, что ванадий принадлежит к так называемым «тяжелым» приме-

сям, которые осаждаются на футеровку электролизеров и миксеров. Удаление таких примесей возможно только обыкновенными «промывками» более чистым металлом. При каждой чистке миксера необходимо тщательно удалять «болото» и шлак с подины миксера.

Проведенный в условиях ОАО «НКАЗ» анализ содержания ванадия в анодной массе, сырце и в товарной продукции показал, что для получения в товарной продукции не более 0,003 % ванадия в алюминии-сырце его должно быть не более 0,002 %. При этом в анодной массе содержание ванадия должно быть не более 0,005 %. Если содержание ванадия в алюминии-сырце поднимается выше 0,003 %, то для его удаления в алюминий добавляют лигатуру алюминий-бор (5 % бора). После расплавления лигатуры бор связывает ванадий и титан, образуя бориды VB_2 и TiB , которые осаждаются на стенках миксера и на его подине, при этом содержание ванадия и титана в расплаве резко падает.

Стоимость лигатуры алюминий-бор довольно высокая и в качестве ее заменителя иногда можно воспользоваться борной кислотой H_3BO_3 . С целью изучения возможности замены лигатуры алюминий-бор на борную кислоту была проведена серия экспериментов. Кислоту вводили в пустые литейные ковши из расчета 2 кг на 1 тонну расплава. Затем в ковш с борной кислотой заливали расплавленный алюминий из электролизеров. Предварительно брали пробу на химический анализ из электролизера и из литейного ковша через 15 мин после обработки. Изменение содержания ванадия и титана приведено в таблице.

Согласно данным таблицы, можно сделать вывод, что процесс удаления ванадия и титана при помощи борной кислоты не стабильный. Так, удаление титана и ванадия может происходить очень активно (пробы № 1 и 2), а может и не произойти вообще (пробы № 4, 8, 12). Обычно снижение содержания ванадия происходило на 5...7 единиц от первоначального значения. Кроме того, было замечено резкое снижение содержания магния – с 0,0039 до 0,0029 %.

На процесс удаления ванадия и титана при помощи борной кислоты влияет несколько факторов: первоначальное содержание удаляемых примесей, температура расплава, количество вводимой кислоты и ее гранулированный состав. Для разработки более эффективной технологии было предложено следующее. Борная кислота смешивалась с мелкой фракцией вторичного шлака, полученного при переработке шлака с содержанием алюминия от 50 до 60 %. Из этой массы прессовались таблетки, которые перед вводом в расплав разла-

мывали на 4–5 частей. При этом содержание борной кислоты в таблетках было около 30 %.

Таблица – Химический состав алюминия

Номера проб	Содержание ванадия в электролизере, %	Содержание титана в электролизере, %	Содержание ванадия в ковше после обработки, %	Содержание титана в ковше после обработки, %
1	0,0053	0,0039	0,0038	0,0026
2	0,0042	0,0028	0,0028	0,0018
3	0,0043	0,0024	0,0037	0,0021
4	0,0039	0,0022	0,0041	0,0023
5	0,0043	0,0026	0,0036	0,0021
6	0,0055	0,0029	0,0049	0,0026
7	0,0044	0,0026	0,0042	0,0026
8	0,0037	0,0024	0,0042	0,0025
9	0,0047	0,0028	0,0041	0,0025
10	0,0036	0,0022	0,0030	0,0020
11	0,0038	0,0024	0,0035	0,0023
12	0,0036	0,0022	0,0037	0,0023
13	0,0043	0,0030	0,0029	0,0020
14	0,0065	0,0029	0,0060	0,0024
15	0,0056	0,0054	0,0052	0,0054

Была проведена серия экспериментов, направленных на изучение влияния данных таблеток на изменение химического состава алюминия. В лабораторной печи был приготовлен расплав алюминия, в котором содержание ванадия составляло 0,0038 %; титана – 0,0026 %; магния – 0,0022 %. В ходе экспериментов таблетки с борной кислотой навесками по 0,082 кг вводили в расплав общей массой 5,35 кг. Температура расплава в течение плавки не изменялась и поддерживалась на уровне 800 °С. В каждом отдельном опыте в расплав вводили пять навесок таблеток общей массой 0,41 кг. Результаты показали, что среднее содержание ванадия в металле составило 0,0022 %; титана – 0,0013 %; магния – 0,0011 %.

Таким образом, можно сделать вывод, что для удаления ванадия и титана из алюминия можно использовать борную кислоту, прошедшую совместную грануляцию со шлаком, полученным при переработке алюминиевых сплавов с содержанием в них алюминия от 50 до 60 %.

УДК 669.046.54

М.В. Темлянцев, И.Н. Панкратов*

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

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

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ФАЗОВОГО И ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА ОКАЛИНЫ, ОБРАЗУЮЩЕЙСЯ НА МЕДИ ПРИ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОМ НАГРЕВЕ ПОД КОВКУ

В статье представлены результаты исследования химического и фазового состава окарины, образующейся на меди марки М1 при высокотемпературном нагреве под обработку давлением.

In the article the outcomes of research of a chemical and phase structure oxides, formed on Cu of the mark M1 are shown at high-temperature heating under processing by pressure.

Высокая теплопроводность меди в значительной степени предопределяет область ее применения как конструкционного материала для изготовления водоохлаждаемых элементов оборудования металлургических агрегатов, работающих в условиях интенсивных тепловых воздействий. К числу таких конструктивных элементов, например, относят водоохлаждаемые стенки кристаллизаторов машин непрерывного литья заготовок, кислородные головки (насадки) продувочных фурм конвертеров и др. Значительная часть таких элементов или деталей изготавливается посредством пластической деформации меди (ковки или прокатки) в горячем состоянии. Нагрев заготовок меди как правило осуществляют в пламенных или электрических печах. Одним из отрицательных явлений, происходящих при нагреве металла под обработку давлением является его окисление, сопровождающееся потерей полезной массы заготовок [1, 2]. Учитывая, что медь является одним из наиболее дорогостоящих материалов разработка мероприятий по снижению ее угара при нагреве под обработку давлением актуально и имеет большое практическое значение. Успех в разработке малоокислительных технологий нагрева во многом зави-

сит от имеющихся сведений о строении, химическом, фазовом составе и свойствах окалины, образующихся на поверхности металла.

В рамках настоящей работы исследован химический и фазовый состав окалины, образующейся на заготовках из меди марки М1 после нагрева до 750–950 °С (соответствует температурному интервалу нагрева меди под обработку давлением [3]) в течении 10–20 мин в камерной, пламенной печи, отапливаемой коксовым газом. Исследования проведены в условиях ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат».

Полуколичественный анализ состава окалины проводили на рентгеновском флуоресцентном спектрометре со встроенным дифракционным каналом ARL 9800. Рентгенофазовый анализ (РФА) осуществляли на дифрактометре ДРОН-2,0. Строение слоев окалины исследовали на металлографическом микроскопе МИМ-10 при увеличении 50–400[×]. Для изготовления шлифа пластинки окалины заливали в оправке эпоксидным клеем «ЭДП» (ТУ 2252-001-59564991–2003).

Толщина пластинок окалины, образующейся на меди при нагреве в указанных выше условиях достигает 0,20 – 0,25 мм. Исследование элементного состава окалины показало, что основную ее часть составляет медь Cu=92,7 % наличие примесей не значительно: Fe – 0,176 %, Al – 0,143 %, Si – 0,096 %, P – 0,059 %, Ca – 0,026 %. Рентгенограмма окалины представлена на рисунке 1.

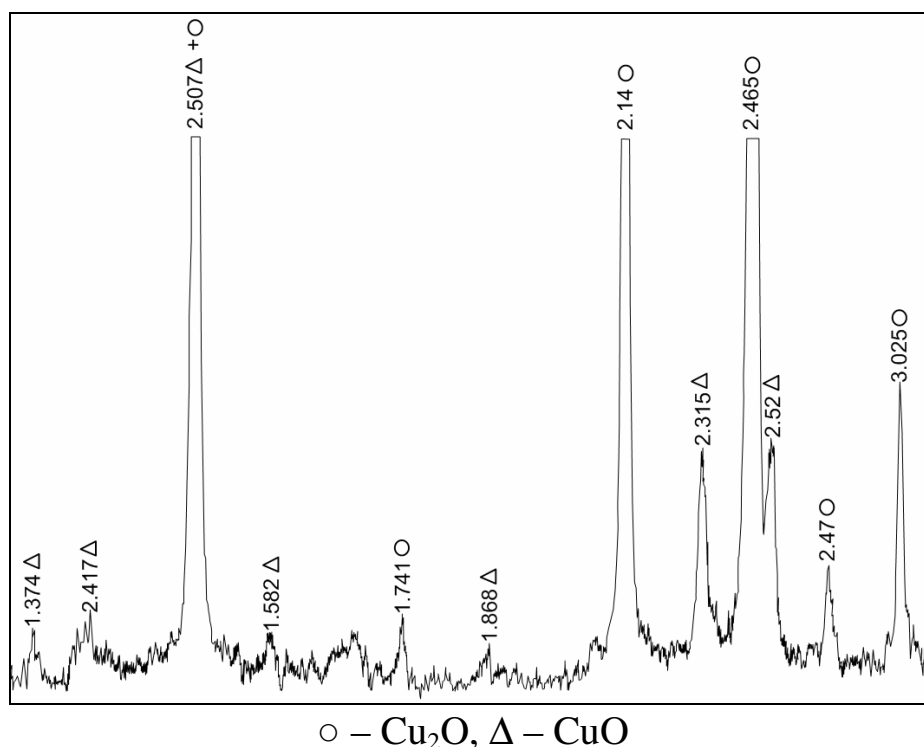


Рисунок 1 – Рентгенограмма окалины меди марки М1

Из нее видно, что медь в окалине находится в виде оксидов CuO и Cu_2O , причем доля Cu_2O достигает практически 90 %.

Микроструктура окалины представлена на рисунке 2. Окалина имеет значительное количество трещин и пор, при увеличениях до 200–400 крат и более отчетливо видны частицы неправильной формы, имеющие характерный розово-красны цвет (на рисунке показаны стрелками), представляющие собой оксид CuO , на общем черно-сером фоне, являющемся оксидом Cu_2O [4].

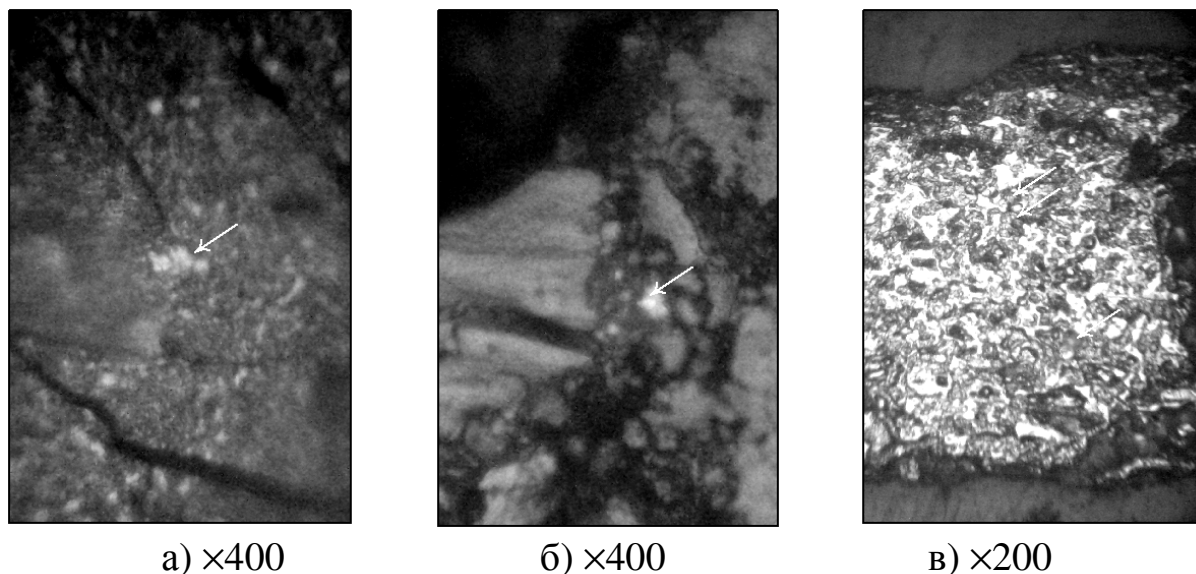


Рисунок 2 – Микроструктура поверхности (а), (б) и поперечного сечения (в) пластинки окалины, образующейся на меди марки М1 при высокотемпературном нагреве

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Окисление металлов. Т.2 / Под ред. Ж. Бенара. – М.: Металлургия, 1969. – 444 с.
2. Кубашевский О. Окисление металлов и сплавов / О. Кубашевский, Б. Гопкинс. – М.: Металлургия, 1965. – 428 с.
3. Технология обработки давлением цветных металлов и сплавов / А.В. Зиновьев и др. – М.: Металлургия, 1992. – 512 с.
4. Минералогические таблицы / Е.И. Семенов и др. – М.: Недра, 1981. – 399 с.

УДК 621.73

В.Н. Перетяцько, М.В. Филиппова

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

РАСЧЕТ КОМПЕНСАТОРА ПРИ ТОЧНОЙ ШТАМПОВКЕ ВЫДАВЛИВАНИЕМ

В статье приведена методика расчета размеров компенсатора при точной штамповке выдавливанием. Приведены формулы для расчета размеров компенсатора.

The article represents the methodology of calculation of jack measurements within an accurate extruding. The formulae for calculation of jack measurements are given.

В штамповочном производстве различают штамповку в открытых штампах (облойная штамповка) и штамповку в закрытых штампах (безоблойная штамповка). При штамповке в открытых штампах точность поковок низкая, предусматриваются большие припуски на механическую обработку и значительный отход металла в заусенец (облой) [1]. Потери металла при этом достигают 20-25 % [2].

Способ безоблойной штамповки наиболее прогрессивен и экономичен. Он позволяет получить точную штамповку с минимальной последующей обработкой резанием. При безоблойной штамповке объем исходной заготовки должен быть равен объему готовой штамповки. Однако требование равенство объемов исходной заготовки и штамповки практически невыполнимо в связи с допусками на прокатную заготовку и малой точностью оборудования, применяемого для резки заготовок. В связи с этим необходимы дополнительные мероприятия, которые обеспечивали бы возможность успешной безоблойной штамповки при наличии неточных по объему заготовок. К числу таких мероприятий относится применение штампов с дополнительной полостью (называемых магазином или компенсатором), которая заполняется излишним объемом металла заготовки в конце рабочего хода пресса, при этом размер и форма штамповки не искажается. Магазин (компенсатор) располагается в той части полости штампа, которая заполняется в последнюю очередь. Наличие компенсатора позволяет вести штамповку в закрытых штампах из менее точ-

ных заготовок без опасения поломок оборудования [2]. Однако в литературе отсутствуют данные по расчету размеров компенсатора.

Рассмотрим методику расчета размеров компенсатора на примере операции прямого выдавливания.

Штамповку выдавливанием применяют для получения поковки с формой стержня (цилиндрического, конического, ступенчатого и т.п.) с утолщением на одном его конце [3].

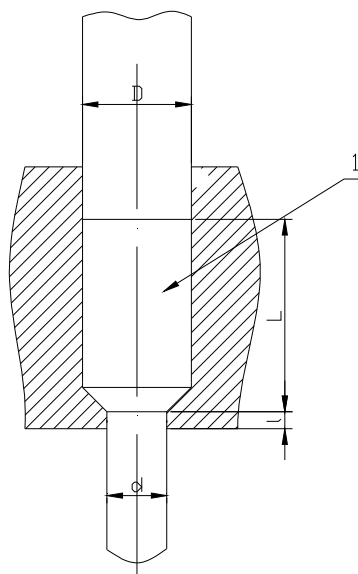


Рисунок 1 – Штамповка выдавливанием

Готовую поковку при выдавливании (рисунок 1) можно разбить на несколько участков, которые включают в себя утолщенную часть поковки 3, коническую часть 2 и тонкую часть поковки (стержень) 1. В зависимости от требований конструкторов возможны несколько вариантов технологического процесса.

При жестко заданных размерах утолщенной части штамповки используют магазин (компенсатор) со свободным затеканием избыточного металла в увеличенную по длине стержневую часть штамповки.

Таким образом, получаем штамповку с точными размерами утолщенной части и переменной длиной стержня.

При жестко заданных размерах утолщенной части и стержня штамповки применяют магазин (компенсатор) с подпором или внутренний магазин (компенсатор). Конструкция компенсатора с подпором показана на рисунке 2.

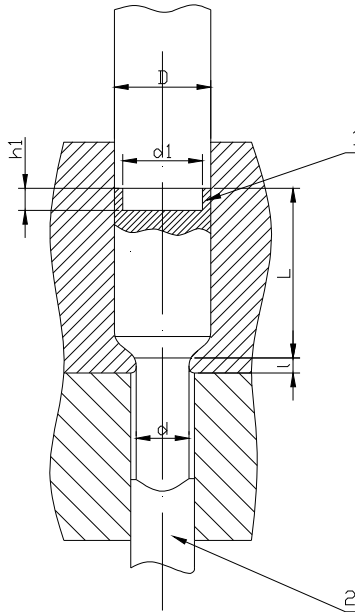


Рисунок 2 – Выдавливание с компенсатором с подпором

Затекание излишнего металла в магазин (компенсатор) происходит только после оформления контура поковки. При этом

$$p_k > p, \quad (1)$$

где p – удельное усилие штамповки (выдавливания); p_k – удельное усилие для затекания металла в компенсатор.

Удельное усилие прямого выдавливания находим по зависимости [3]

$$p = \sigma_{T2} \left(\frac{\mu_2}{\sin \gamma} + \frac{2}{1 + \cos \gamma} \right) \ln \frac{F}{f} + \sigma_{T3} \frac{2L}{D} + \sigma_{T1} \frac{4\mu_1 \cdot l}{d}, \quad (2)$$

где $\sigma_{T1}, \sigma_{T2}, \sigma_{T3}$ – сопротивление металла деформации на калибрующем пояске, конической части и приемнике, МПа; μ_1, μ_2 – коэффициент трения на коническом участке и калибрующем пояске; L, D – длина и диаметр утолщенной части штамповки, мм; l, d – длина и диаметр калибрующего пояска; F, f – площадь поперечного сечения утолщенной части и стержня штамповки, мм²; 2γ – угол конической части матрицы, град.

Компенсатор (магазин) с подпором располагается в пуансоне и затекание металла в него происходит после выдавливания и оформления контура стержневой части штамповки.

Для расчета удельного усилия, при котором происходит затекание металла в компенсатор, воспользуемся зависимостью [3]

$$p_k = \beta \sigma_T \left(1,5 + \frac{1}{1 - \frac{d_1^2}{D^2}} \ln \frac{D}{d_1} + \frac{2}{\sqrt{3 \frac{d_1}{D} \left(1 - \frac{d_1^2}{D^2} \right)}} \right), \quad (3)$$

где d_1 – внутренний диаметр компенсатора, мм.

Приравниваем выражения [2] и [3] и, решая относительно d_1 , находим размеры компенсатора с подпором.

Общий вид внутреннего компенсатора представлен на рисунке 3.

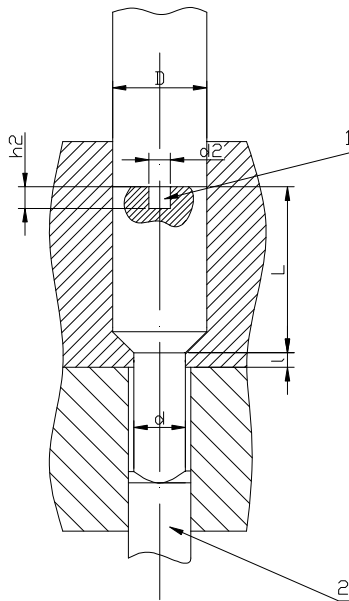


Рисунок 3 – Выдавливание с внутренним компенсатором

Деформацию металла в приемнике и изменение размеров компенсатора будем рассматривать как осадку трубной заготовки, помещенной в жесткую обойму. Суммарное удельное усилие при этом будет равно [4]

$$P_k = \sigma_T \cdot a \cdot \left(1,1 + \frac{2 \cdot \bar{R} + 1}{3(\bar{R} + 1)} \cdot \left(2\mu_1 \bar{r}(\bar{R} - 1) + 1,31 \lg \left(\frac{\bar{R}^2 + \sqrt{3 + \bar{R}^4}}{3} \right) \right) \right) + \frac{2\mu_2 \bar{R}}{\bar{r}(\bar{R}^2 - 1)} \cdot \sigma_T, \quad (4)$$

где σ_T – предел текучести, МПа; μ_1, μ_2 – коэффициент трения на контактной и боковой поверхности заготовки; a – коэффициент.

$$\bar{R} = \frac{R}{r_2}, \bar{r} = \frac{r_2}{h},$$

здесь R – радиус утолщенной части штамповки, мм; r_2 – радиус внутреннего компенсатора, мм.

Это выражение можно привести к виду

$$p_k = \left(1.1 + \frac{2R+r}{3(R+r)} \left(2\mu_1 \frac{R-r}{h} + 0.565 \ln \left(\frac{R^2 + \sqrt{3r^4 + R^4}}{3r^2} \right) \right) \right) \cdot \sigma_T + \frac{2R \cdot h \cdot \mu_2 \cdot \sigma_T}{R^2 - r^2} \quad (5)$$

Затекание металла во внутренний компенсатор будет происходить только после полного выдавливания стержневой части штамповки, т.е. при условии

$$p_b > p \quad (6)$$

Подставляя значения из зависимостей (2) и (5) и решая относительно r , найдем размеры внутреннего компенсатора.

Расчеты проводим с использованием стандартного пакета MathCad.

При полугорячей штамповке корпуса распылителя для дизельных двигателей имеем следующие исходные данные.

Размеры штамповки:

$$D = 17 \text{ мм}; d = 9,6 \text{ мм}; L = 27,5 \text{ мм}; l = 2 \text{ мм}; \gamma = 50^\circ.$$

Принимаем коэффициент трения металла в приемнике $\mu_1=0,1$; на остальных участках формоизменения $\mu_2=0,5$.

Температуру штамповки 800°C , находим $\sigma_T = 290 \text{ МПа}$ [4]. Принимаем сопротивление металла деформации по участкам одинаковым.

Расчеты показали, что кольцевой компенсатор с подпором, расположенный в пуансоне имеет следующие размеры $D = 17,5 \text{ мм}$, $d_1 = 13,5 \text{ мм}$. Тогда толщина заусенца равна 2 мм и высота до 10 мм.

Размеры внутреннего компенсатора соответственно составляют $d_2 = 6 \text{ мм}$, $h = 10 \text{ мм}$.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Журавлев А.З. Основы теории штамповки в закрытых штампах / А.З. Журавлев – М.: Машиностроение, 1973 – 224 с.
2. Эдуардов М.С. Штамповка в закрытых штампах / М.С. Эдуардов – Л.: Машиностроение, 1971 – 240 с.
3. Сторожев М.А. Теория обработки металлов давлением / М.А. Сторожев, Е.А. Попов – М.: Машиностроение, 1977 – 432 с.
4. Перетяцько В.Н. Выбор оптимальной температуры нагрева заготовки для полугорячей штамповки / В.Н. Перетяцько, М.В. Филиппова // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2006. – № 6 – С. 16-19.

УДК 669.162.12:622

В.М. Павловец

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

ОКОМКОВАНИЕ ВЛАЖНОЙ ЖЕЛЕЗОРУДНОЙ ШИХТЫ НАПЫЛЕНИЕМ МАТЕРИАЛА НА ПОДВИЖНУЮ ЭЛАСТИЧНУЮ ЛЕНТУ

Установлена принципиальная возможность получения сырых окускованных материалов в виде брикетов неправильной формы способом напыления влажной труднокомкуемой шихты на подвижную эластичную ленту. Исследовано влияние параметров напыления и характеристик ленты на прочность и гранулометрический состав окомкованных материалов. Показана принципиальная возможность комплексной работы напыляющей аппаратуры и тарельчатого окомкователя, позволяющих получать окатыши из труднокомкуемых железорудных шихт.

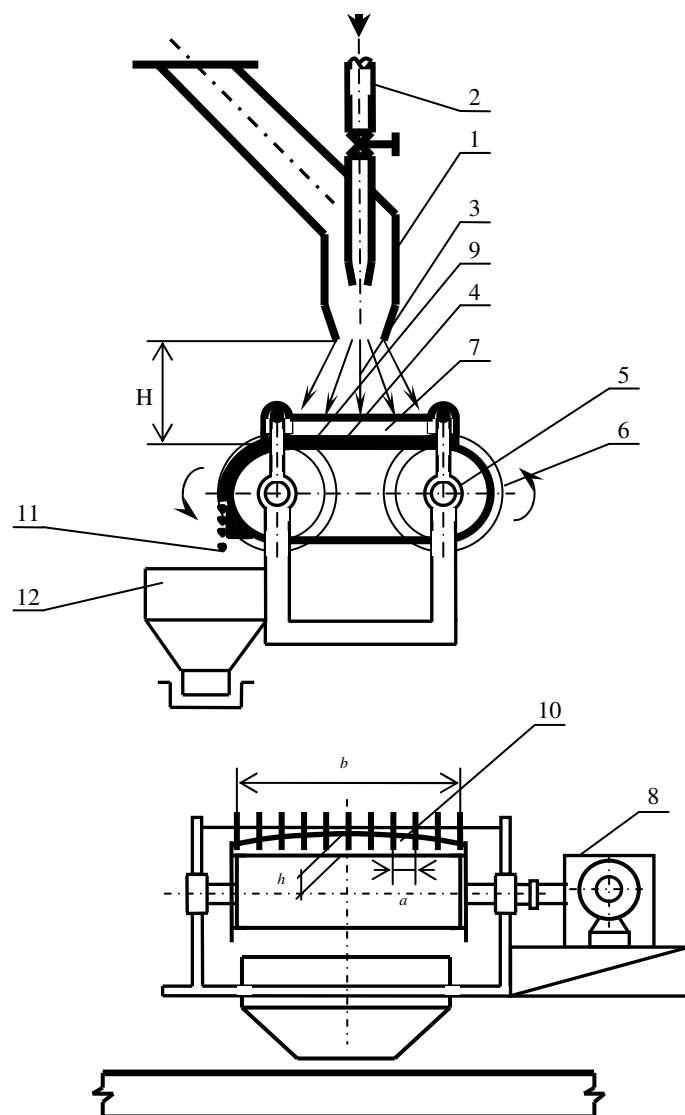
The fundamental possibility of getting moist agglomerate has been installed. We could get the agglomerate in form of incorrect bales sputtering moist hardly balled stock on the traveling flexible belt. The influence of sputtering characteristics and the belt's operation factors on the strength and grain-size classification of agglomerate has been analyzed. For hardly balled iron ore stock's pellets to be got, the possibility of complex work of sputtering equipment and plate baller is shown.

В подготовке железорудного сырья к доменной плавке окомкование шихты является важной технологической операцией, необходимой для производства агломерата и окатышей. Окомкованием получают прочные сформованные тела, позволяющие в ходе теплотехнологии обеспечить их спекание в плотном фильтруемом слое, а затем осуществить проплавку в шахтных печах. Железорудные шихты имеют различную способность к окомкованию. Считают, что в большинстве случаев железорудные шихты с размерами частиц менее 0,1 мм относятся к легкокомкуемым, из которых возможно получение окатышей. Грубодисперсные концентраты с размером частиц более 0,1 мм, а также шихты, содержащие плохосмачиваемые добавки (угольная и коксовая мелочь), относятся к труднокомкуемым [1,2]. Неэффективное окомкование аглошихты снижает газопроницаемость

слоя и скорость спекания. Для получения окатышей из труднокомкуемых железорудных шихт требуется большое количество эффективной и, часто, дорогой связки. Существующее технологическое оборудование не всегда справляется с задачей стабильного окомкования железорудной шихты, что снижает его производительность и качество окомкованного сырья. Повысить производительность окомковательного оборудования и осуществить окомкование труднокомкуемых железорудных шихт позволяет техническое решение [3], разработанное на кафедре теплофизики и промышленной экологии.

Целью работы является исследование возможности окомкования влажной железорудной шихты способом напыления материала на подвижную эластичную ленту.

Эксперименты проводили на установке, схема которой показана на рисунке 1. Она состоит из струйного аппарата (СА) типа «труба в трубе», в котором происходит ускорение влажной шихты сжатым воздухом давлением 0,2 МПа. Сжатый воздух в СА подавали от передвижной компрессорной установки типа КУ - 022 через цилиндрическое сопло диаметром 0,01 м. Диаметр выходного сечения сопла СА составлял 0,02 м. Воздушно-шихтовая струя (ВШС), формируемая струйным аппаратом, была ориентирована к напыляемой основе (НО) под углом 90° . В качестве напыляемой основы применяли бесконечную эластичную ленту, надетую на цилиндрические барабаны диаметром 0,1 м и длиной 0,2 м. Для устранения схода ленты с барабанов они были снабжены бортами. Над лентой с минимальным зазором к поверхности установлены продольные пластинчатые делители, представляющие собой тонкие металлические пластины (ножи) толщиной 0,5 мм, высотой 12 мм и длиной 320 мм, выполняющие функции делителей напыляемого слоя. Пластины были закреплены в специальном шарнирном держателе через горизонтальные стержни, позволяющие изменять расстояние между пластинами (а) от 5 до 20 мм (рисунок 1). Давление делителей на ленту и сопротивление движению ленты были минимальными. Один из барабанов был снабжен приводом для сообщения ленте поступательного движения. Влажная шихта, ускоренная сжатым воздухом, проходя через пластинчатые делители, дозированно напылялась на эластичную ленту и формировала на ее поверхности плотный напыленный слой шихты (шихтовое покрытие).



1 – струйный аппарат; 2 – воздушное сопло; 3 – воздушношихтовая струя; 4 – напыляемая основа; 5 – цилиндрические барабаны; 6 – борта барабанов; 7 – пластинчатые делители; 8 – привод барабанов; 9 – напыленный слой; 10 – шихтовые полосы; 11 – шихтовые брикеты; 12 – бункер-накопитель.

Рисунок 1 – Схема экспериментальной установки для напыления влажной шихты на подвижную эластичную ленту

У напыленного слоя шихты измеряли ширину b , длину ℓ , высоту поперечного сечения профиля покрытия, включая высоту h на его оси. Для экспериментов использовали железорудный концентрат тейского месторождения следующего минерального состава (таблица 1). Фракционный состав концентрата представлен в таблице 2.

Таблица 1 – Минеральный состав концентрата

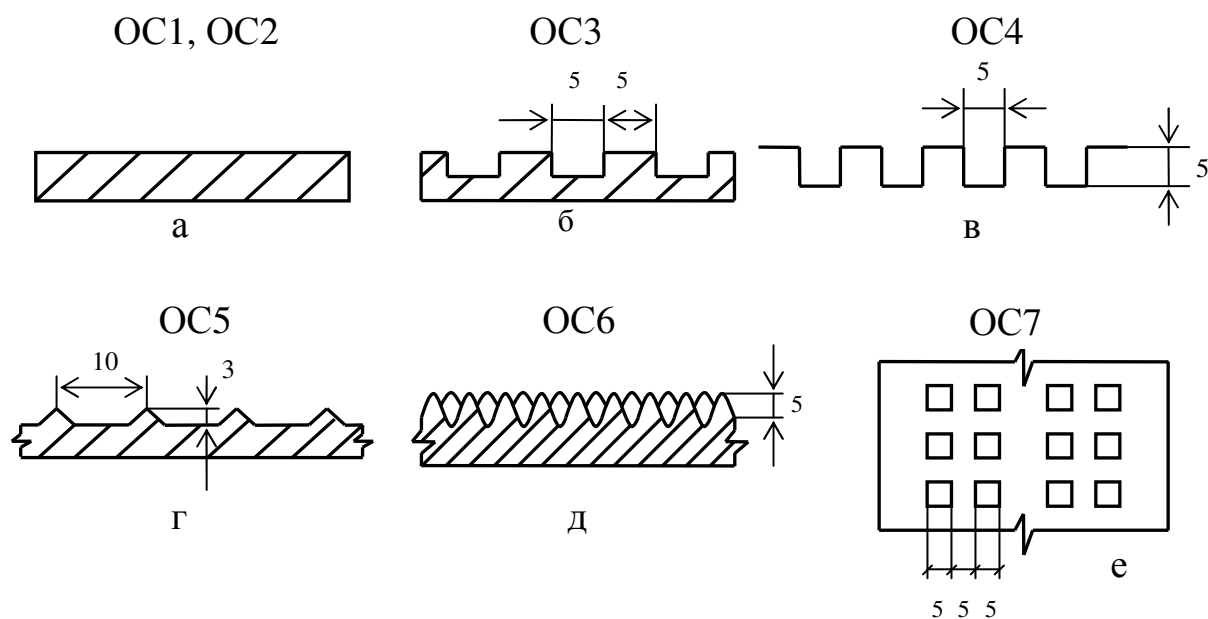
Содержание компонентов концентрата, %								
Fe _{общ}	FeO	F ₂ O ₃	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	MnO	P ₂ O ₅
59,60	27,94	53,36	2,28	7,20	1,95	1,35	0,31	0,07

Таблица 2 – Фракционный состав концентрата

Состав концентрата (%) для следующих размеров частиц, мм			
0-0,05	0,05-0,063	0,063-0,10	>0,10
3,9	23,6	32,8	35,7

Для некоторых экспериментов использовали влажную шихту с узким интервалом размеров частиц, мм: 0,05-0,063; 0,063-0,10; 0,10-0,20; 0,20-0,70. Экспериментальная установка позволяла осуществлять напыление шихты без пластинчатых делителей (режим А) и с их участием (режим Б). В режиме А напыленный слой шихты делился на окускованные фрагменты за счет ребристой поверхности напыляемой основы (рисунок 2). В процессе напыления шихты на движущуюся ленту (режим Б) напыленный слой разрезается делителями на продольные шихтовые полосы (рисунок 3 б), которые после изгиба ленты на барабанах разрушаются на отдельные сформованные шихтовые блоки (брикеты) (рисунок 3 в). Брикеты в режиме свободного падения загружались в бункер – накопитель (рисунок 3 г).

После напыления брикеты взвешивали, определяя их массу M_0 (кг) и относительную величину ΔM (%). Из массива брикетов брали экземпляры для определения влажности, прочности на сжатие и плотности. Из брикетов специальным цилиндрическим шаблоном диаметром 0,01 м вырезали цилиндрические образы высотой, равной расстоянию между пластинами делителя. После напыления шихты всю массу напыленного шихтового слоя рассеивали по фракциям, мм: 0-1; 1-2,5; 2,5-4,0; 4,0-6,0; 6,0-10,0; > 10, определяя процентное содержание каждой фракции. После отсева всю массу напыленного шихтового слоя в смеси и исходной (неокомкованной) влажной шихты, протертой через сито 2 мм, загружали в тарельчатый окомкователь (диаметром 0,62 м, угол наклона 45°, число оборотов 12), где полученные брикеты доокомковывали до окатышей в течение 1 минуты.



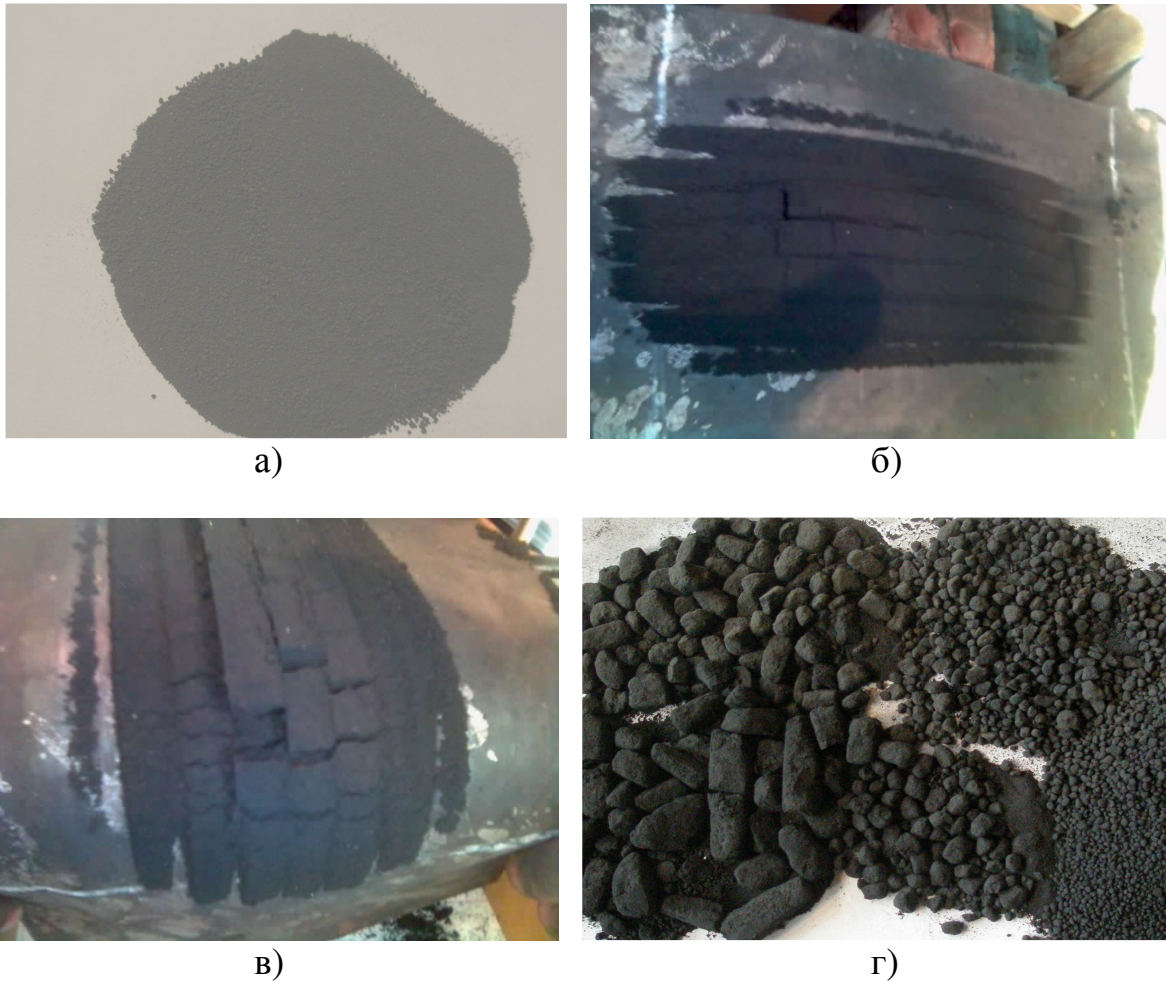
а – плотная ткань и гладкая резиновая лента; б, в, г – резиновая лента с продольными ребрами; д, е – тоже с коническими шипами (коврик с шипами) и квадратными углублениями (вид сверху)

Рисунок 2 – Схемы эластичных напыляемых основ

После окомкования всю массу окомкованных материалов рассевали на вышеуказанные фракции, определяли их процентное содержание. У образцов, взятых после окомкования из тарели окомкователя, определяли прочность на сжатие и плотность.

В экспериментах использовали несколько видов движущихся эластичных основ, на которые осуществляли напыление влажной железорудной шихты: плотная лавсановая ткань Ос1, гладкая резиновая лента Ос2 (рисунок 2, а), ребристая резиновая лента, имеющая сечение в виде продольных прямоугольных Ос3 (рисунок 2, б), квадратных Ос4 (рисунок 2, в), треугольных Ос5 (рисунок 2, г) ребер, резиновая лента (коврик) с коническими шипами Ос6 (рисунок 2, д) и квадратными углублениями в ленте Ос7 (рисунок 2, е).

В первой серии экспериментов (режим А) пластинчатые делители (рисунок 3) не использовали. Во второй серии экспериментов (режим Б) применяли пластинчатые делители, в которых меняли расстояние (а) между пластинами и скорость движения ленты. В обоих режимах меняли расстояние Н от среза СА до напыляемой основы. Результаты экспериментов представлены в таблицах 3-5.



а – влажная железорудная шихта; б – напыленный слой шихты на ленте; в – тоже при изгибе на барабане; г – окомкованная шихта в бункере

Рисунок 3 – Макроструктура поверхности напыленного слоя

При работе устройства в режиме А установили, что вид напыляемой основы и характер оребрения влияют на размеры напыленного слоя и прочностные характеристики образцов. На плотной ткани Ос1 и гладкой резиновой ленте Ос2 напыленный слой имеет более низкие значения b и h , чем на оребренной основе. Для Ос1 и Ос2 $b = 100-105$ мм, $h = 14-16$ мм ($H = 200$ мм). Для оребренной ленты Ос3, Ос4, Ос5 ширина и высота напыленного слоя выше и достигает 110-115 мм и 15-18 мм, соответственно. Величина ΔM более высока и составляет 65,4-73,3 %. У гладких основ Ос1 и Ос2 $\Delta M = 55,3-65,1$ % ($W = 6,3-7,48$ %). Продольные ребра на основе способствуют торможению шихты при ее напылении и более полному наполнению межреберных каналов влажной шихтой.

Таблица 3 – Параметры напыленного слоя

Параметры напыления				Параметры напыленного слоя						
Вид основы	W _ш , %	V, см/с	H, мм	h, мм	b, мм	W _{об} , %	ΔM, %	П _{вл} , кПа	П _{сух} , кПа	ρ _{вл} , кг/м ³
Ос1 (р)	6,3	1,66	200	15-16	100	6,0	66,7	170	35-57	1910
Ос1	8,77	1,76	300	5-6	120	7,9-8,1	55,3	170	30,8	1860
Ос1 (р)	7,89	1,66	300	5-6	120	7,5	83,3	180	16,8	2497
Ос2	7,48	0,80	200	16-17	100	7,05	65,1	190	38,6	2830
Ос2	8,34	0,96	200	15-16	105	8,18	80,7	210	41,6	3666
Ос3	8,34	0,96	200	16-18	100	8,10	63,8	200	36,1	2500
Ос3	8,34	0,96	300	6-8	110	8,12	73,3	140	33,4	2200
Ос4	6,70	1,56	200	13-14	100	6,2-6,5	66,6	149	25,9	2430
Ос4	6,70	1,13	300	8-10	100	6,71	66,7	142	39,2	2756
Ос5	6,70	1,40	200	16-18	80	6,38	65,4	179	40,1	2060
Ос5	7,42	1,66	300	10-11	120	7,08-7,17	62,9	121	26,2	2205
Ос6	6,40	1,76	200	14-16	70	5,6	73,3	190	38,2	2274
Ос6	6,40	5,70	300	4-6	90	6,35	63,3	141	25,6	2771
Ос7	8,77	2,1	300	8-10	120	8,1	60	123	29,5	1995
Ос7	8,77	1,25	300	8-10	120	7,95	60	127	28,2	1865

Таблица 4 – Фракционный состав напыленного слоя

Параметры напыления				Размеры брикетов (частиц), мм				
Вид основы	W _ш , %	V, см/с	H, мм	более 10	6-10	4-6	1-4	менее 1
Ос1	6,3	1,66	200	40,4	16,7	12,2	11,8	18,3
Ос1	8,77	1,76	300	38,6	19,3	9,5	15,1	17,5
Ос1	7,89	1,66	300	28,9	19,3	9,4	12,8	28,8
Ос2	7,48	0,80	200	31,8	13,6	4,6	22,7	27,2
Ос2	7,48	0,80	300	22,4	15,4	14,6	28,0	29,6
Ос3	7,48	0,80	200	28,2	14,5	15,2	15,5	26,6
Ос3	7,48	0,80	300	20,8	12,2	7,4	27,8	31,8
Ос4	6,70	1,56	200	20,6	17,6	11,8	12,2	38,7
Ос4	6,70	1,13	300	31,3	22,3	7,6	9,4	28,4
Ос5	6,70	1,40	200	8,3	28,3	8,3	15,5	44,6
Ос5	7,42	1,66	300	26,7	26,0	7,4	10,6	29,3
Ос6	6,40	1,76	200	5,5	10,2	10,8	15,5	58,0
Ос6	6,40	5,70	300	20,1	17,1	5,9	17,2	37,1
Ос7	8,77	2,10	200	38,0	12,9	11,3	13,2	23,7
Ос7	8,77	1,25	300	26,0	22,4	11,5	10,6	29,5

Таблица 5 – Фракционный состав брикетов, полученных из шихты с различными размерами частиц. $W_{ш} = 7,48 \%$; $V = 1,0 \text{ см/с}$; $H = 200 \text{ мм}$.

Размеры частиц, мм	Фракционный состав брикетов (%), мм					
	более 10	6-10	4-6	2,5-4	1-2,5	менее 1
0,05 - 0,063	33,1	21,8	14,2	4,9	7,9	18,0
0,063 - 0,10	24,2	22,9	11,4	6,8	9,2	25,5
0,10 - 0,20	16,2	18,4	6,1	5,8	8,1	45,4
0,20 - 0,30	12,3	11,5	5,2	7,3	7,5	56,2

Их влияние наиболее эффективно при малой толщине слоя, который формируется при $H \geq 300 \text{ мм}$. При $H < 200 \text{ мм}$ влияние вида основы на параметры напыленного покрытия проявляется меньше, поэтому при $H = 100 \text{ мм}$ параметры слоя близки для всех видов основ: $b = 60-70 \text{ мм}$, $h = 20-22 \text{ мм}$, $\Delta M = 53,3-62,2 \%$. Прочность образцов на сжатие в меньшей степени зависит от вида основы. Для ткани Ос1 и гладкой резины Ос2 прочность влажных образцов при $H = 200 \text{ мм}$ на оси струи составляет 164-192 кПа (сухих 25,6-30,8 кПа). Для резиновой основы с ребрами Ос3-Ос5 и углублениями Ос6 и Ос7 прочность образцов выше примерно на 5-10 % и составляет 176-203 кПа (сухих 35,2-38,1 кПа). Плотность влажных образцов для Ос1 и Ос2 при $H = 200 \text{ мм}$ составляет 2260-2274 кг/м³. Для Ос3-Ос7 значение $\rho = 2312-2338 \text{ кг/м}^3$. С ростом H прочность и плотность образцов снижается, например, при $H = 300 \text{ мм}$ (Ос1 и Ос2) до 121-149 кПа (сухих 16,8-30,8 кПа), поскольку среднее давление струи на шихту и основу уменьшается примерно в 1,4 раза.

Фракционный состав брикетов из напыленного покрытия зависит от типа основы (таблица 4). На гладких основах Ос1 и Ос2 напыленный слой при сходе с ленты формирует крупные куски размером до 10-30 м. Их количество составляет до 28,2-40,4 %. Содержащие мелочи фракции – 1 мм достигает 18,3-28,8 %. Близкий фракционный состав брикетов формирует резиновая основа с квадратными углублениями (Ос7). В частности брикеты фракции более 10 мм выходят в количестве 26-38 % от массы напыленного слоя, а мелочь фракции – 1 мм до 23,7-29,5 %. При напылении шихты на ленту, имеющую ребра Ос3-Ос6, содержание фракции более 10 мм уменьшается до 20,6-26,7 % , при этом растет и содержание мелочи (фракции – 1 мм), масса которой составляет 29,3-38,7 %. При $H = 100 \text{ мм}$ напыленный слой сходит с ленты несколькими крупными кусками с минимальным содержанием мелочи. Наиболее благоприятный фракционный состав по-

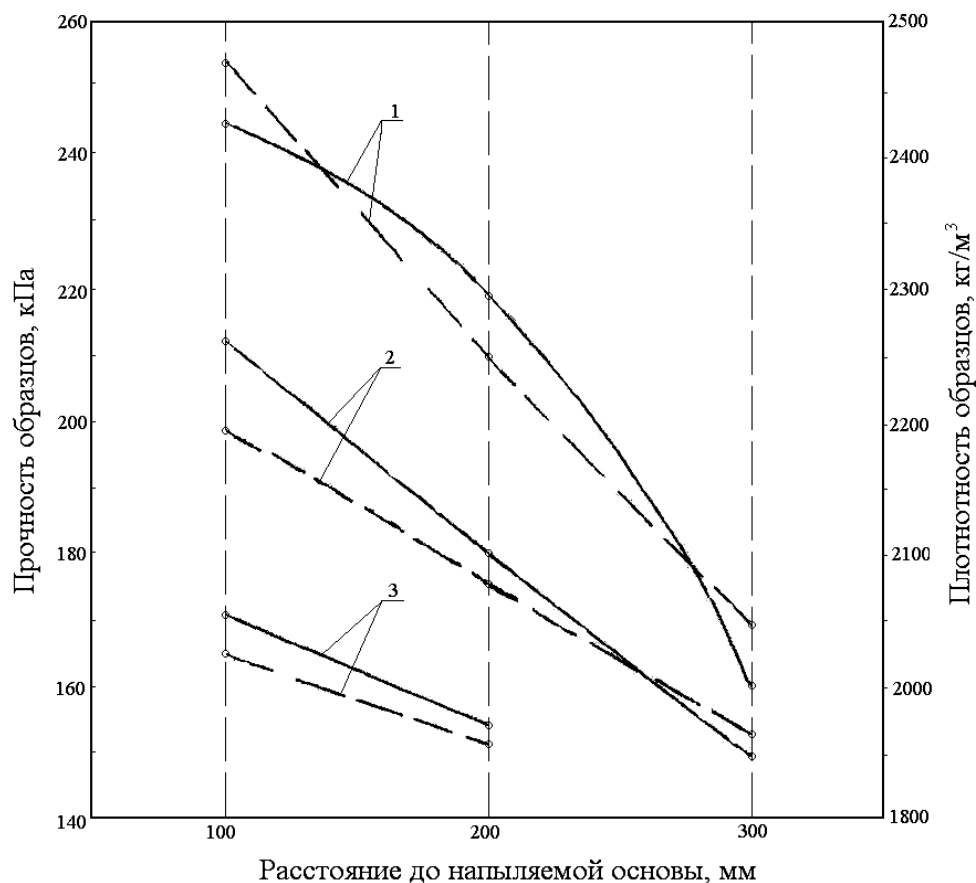
лучен на ленте с квадратными ребрами (Ос4). При напылении на ее поверхность получено минимальное количество крупных брикетов (20,6%) и менее 30 % мелочи фракции – 1 мм. Основное препятствие к использованию этого типа основы – трудность очистки ленты от остатков влажной шихты при влажности более 6,5 %. Гладкие ленты типа Ос1 и Ос2 очищаются более легко и не требуют сложных очистительных систем. Увеличение расстояния между срезом сопла СА и напыляемой основой уменьшает давление, развиваемое ВШС на поверхности напыляемой основы, и увеличивает площадь напыления. По этой причине h уменьшается, а b , напротив, увеличивается. Параметр ΔM растет. Фракционный состав изменяется в сторону увеличения мелких фракций.

Установка пластинчатых делителей на поверхности движущейся ленты в режиме Б (рисунок 1) существенно меняет параметры напыленного слоя. Шихта, напыленная через пластинчатые делители, разрезается на узкие шихтовые полоски (рисунок 3 б), из которых формируются мерные кусковые фрагменты – брикеты, кусочки окускованной шихты (рисунок 3 в, г).

На оси ВШС плотность напыленного покрытия, полученного без применения пластинчатых делителей примерно в 1,2-1,3 раза выше, чем на периферии ВСШ. Напыление шихты на ленту через пластинчатые делители увеличивает плотность и прочность покрытия на периферии ВСШ. Отношение этих параметров на оси ВШС и на периферии уменьшается до 1,1-1,2. Делители, установленные на поверхности ленты, выполняют несколько функций. Они увеличивают массу ΔM напыленного покрытия до 82,4-93,5 % (без делителей $\Delta M = 53,3-62,2$ %, при $H = 200$ мм). То есть, до 93,5 % шихты, проходя через пластинчатые делители, участвуют в формообразовании плотного шихтового слоя на поверхности эластичной ленты. Делители препятствуют уносу шихты с поверхности слоя и концентрируют влажную массу на поверхности напыляемой основы. Они увеличивают силовое воздействие ВШС на шихтовое покрытие на 10-20 % за счет создания в системе повышенного избыточного давления (до 1000 Па при $H = 100$ мм) и повышают угол схода ВШС с напыляемой основы до 100-120°. В результате установки пластинчатых делителей ширина напыляемого покрытия снижается с 105-110 мм (без делителя) до 95-100 мм, а высота покрытия, напротив, растет с 14-16 мм до 16-18 мм (с делителем) ($H = 200$ мм). Профиль напыленного слоя меняется от конического с боковыми образующими в виде кривых второго порядка (без делителя) до конического, усеченного делителями в вертикаль-

ной плоскости. Это обуславливает более высокую равномерность прочности покрытия в горизонтальной плоскости.

Регулировать прочность и плотность брикетов можно изменением расстояния Н (рисунок 4).



1 – V = 1,6 м/с; 2 – V = 3,2 м/с; 3 – V = 4,8 м/с

Рисунок 4 – Влияние расстояния до напыляемой основы и скорости движения ленты на прочность (—) и плотность (-----) сырых образцов. Основа Ос1. $W_{осн} = 7,4 \%$

Влияние фракционного состава напыляемой шихты на характеристики покрытия и фракционный состав получаемых брикетов, показано в таблице 5. Необходимо отметить, что при напылении грубой шихты (фракция 0,2-0,3 мм) образуются достаточно стабильные и прочные (142 кПа) сырые брикеты плотностью 2350 кг/м³. Обычное окомкование такой шихты не приводит к образованию гранул и окатышей.

Напыление шихты на эластичную ленту расширяет диапазон размеров частиц шихты, из которой можно формировать сырые окомкованные материалы (кусочки, брикеты, зерна). Уменьшение разме-

ров частиц напыляемой шихты повышает прочность и плотность брикетов, снижает содержание мелочи. У более мелкого (например, размером 0,05-0,063 мм) концентрата более высокая степень взаимодействия частиц друг с другом, выше капиллярные силы между частицами и, как следствие, более интенсивная укладка всего ансамбля частиц в процессе напыления на эластичную ленту.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Интенсификация производства и улучшение качества окатышей / Ю.С. Юсфин и др. – М.: Metallургия, 1994. – 240 с.
2. Маерчак Ш. Производство окатышей / Ш. Маерчак. – М.: Metallургия, 1982. – 232 с.
3. Патент № 2297461. Способ подготовки шихты к спеканию. Россия. Павловец В.М. Выдан 20.04.2007 // Изобретения. Полезные модели, 2007. №11. Заявка № 2005140207, заявлено 22.12.2005 г.

ПОРОШКОВАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ И КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ

УДК 669.046.558.28

В.В. Руднева

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

ИССЛЕДОВАНИЕ ПЛАЗМЕННОГО МОДИФИЦИРОВАНИЯ МИКРОПОРОШКА КАРБИДА КРЕМНИЯ

В статье представлены результаты исследования процесса обработки микропорошка карбида кремния в плазменном потоке азота.

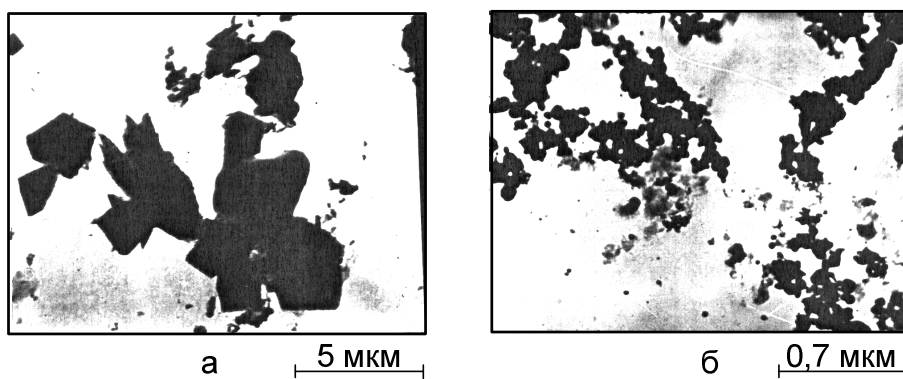
The results of research connected with the process of micropowder carbide silicon treatment in plasma flow of azote is presented in the article.

Опыт работы и анализ имеющихся в литературе данных, например, в [1, 2] свидетельствует, что для получения нанодисперсного порошка карбида кремния конструкционного назначения представляется целесообразным исследование плазменного модифицирования его микропорошка.

В качестве плазмообразующего газа для синтеза карбида кремния использован азот, который имеет высокое теплосодержание, не дефицитен и дешёв. Целесообразность его применения подтверждается также результатами термодинамического анализа системы Si – C – N – H. Для исследования процесса модифицирования микропорошка карбида кремния использован комплекс плазмотехнологического оборудования на основе трехструйного прямоточного реактора мощностью 150 кВт, подробно описанный в [3].

Плазменной обработке подвергался микропорошок кремния марки КЗ 64С М5 (рисунок 1 а) с удельной поверхностью 4500 м²/кг, содержащий примеси азота, кислорода и железа в количестве соответственно 0,7; 3,3 и 0,5 % масс. Дифрактограмма микропорошка карбида кремния приведена на рисунке 2.

На дифрактограмме имеются все основные рефлексы α -SiC II и β -SiC, что хорошо согласуется с известными данными о политипном составе технического карбида кремния. В качестве газотеплоносителя и транспортирующего газа использовался азот технической чистоты. При проведении исследований начальная температура азотного плазменного потока в зависимости от подводимой к плазматронам мощности составляла 3300, 5000, 5400, 5800 К.



а – микропорошок карбида кремния КЗ 64С М5; б – карбид кремния, полученный плазменным модифицированием

Рисунок 1 – Микрофотографии исходного микропорошка карбида кремния и продукта плазменного модифицирования

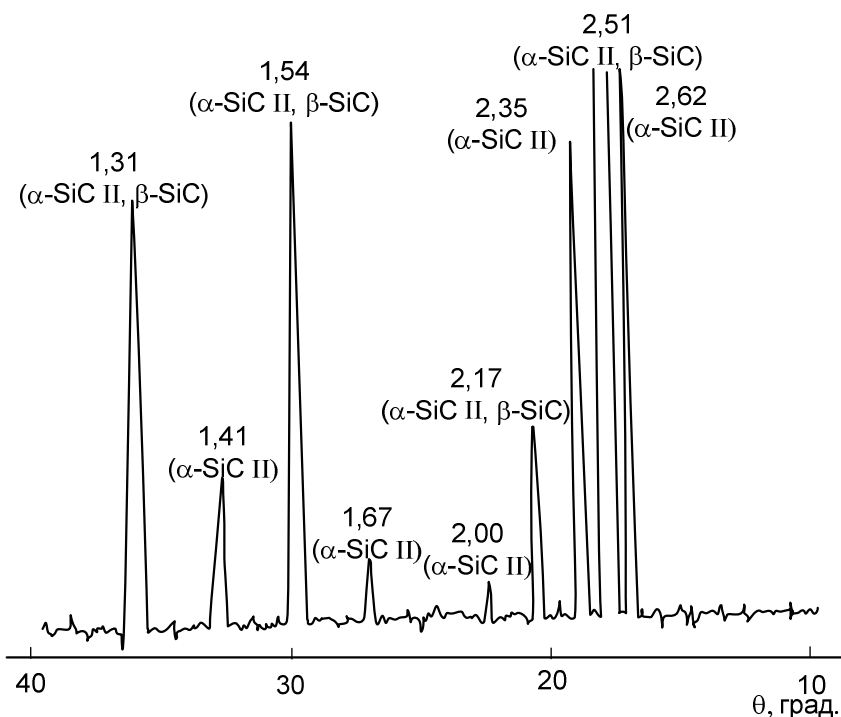


Рисунок 2 – Дифрактограмма микропорошка карбида кремния КЗ 64С М5

Закалка конденсированных продуктов обработки осуществлялась при температуре 2500 К путем адиабатического расширения газового потока на выходе из реактора.

Изучалось влияние на процесс начальной температуры плазменного потока и массового расхода карбида кремния (запыленности потока). Полученные результаты приведены в таблице 1 и на рисунке 3.

Таблица 1 – Влияние начальной температуры плазменного потока на фазовый состав и дисперсность порошков карбида кремния

Начальная температура плазменного потока, К	Запыленность потока, кг SiC/нм ³ N ₂	Фазовый состав	Удельная поверхность, м ² /кг
5800	0,06	β-SiC + α-SiC II	30000
5400	то же	β-SiC + α-SiC II	28000
5000	– " –	β-SiC + α-SiC II	28000
3300	– " –	α-SiC II	12000
5800	0,15	α-SiC II	19000
5400	то же	α-SiC II	18000
5000	– " –	α-SiC II	17000
3300	– " –	α-SiC II	13000

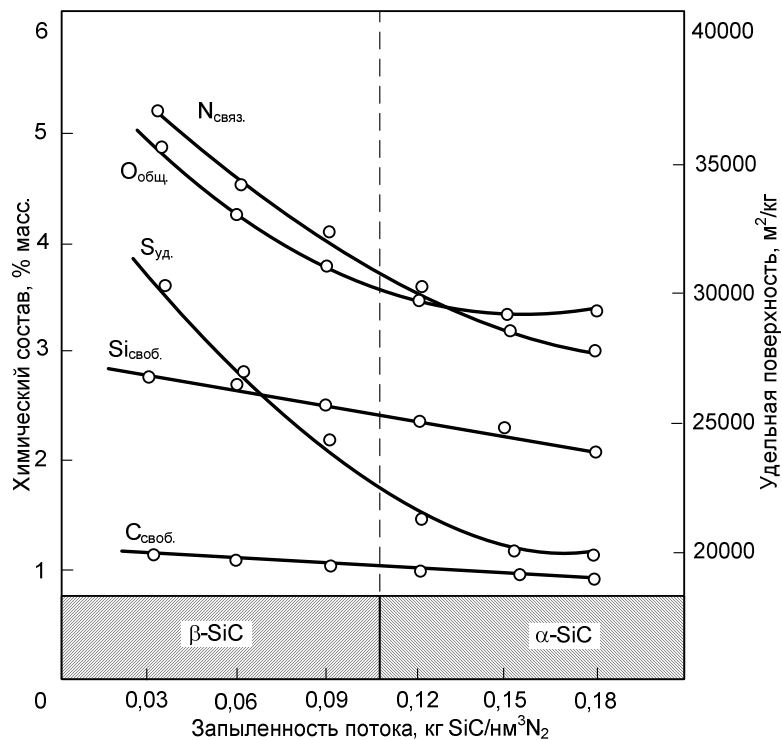


Рисунок 3 – Зависимость фазового и химического состава, удельной поверхности порошка карбида кремния от запыленности потока

При малой запыленности потока (0,06 кг SiC / нм³ N₂) в продуктах модифицирования появляется β-SiC, причем чем выше начальная температура плазменного потока, тем больше удельная поверхность,

а, следовательно, и дисперсность частиц порошка. При более высокой запыленности потока структурного превращения α -SiC II – β -SiC не происходит. При этом дисперсность получаемого порошка с возрастанием начальной температуры плазменного потока изменяется незначительно.

Влияние запыленности потока на структуру, удельную поверхность и химический состав образующегося карбида кремния исследовано при начальной температуре потока 5800 К и температуре закалки 2500 К. Как видно из рисунка 3, удельная поверхность получаемого карбида кремния уменьшается с повышением степени запыленности газового потока. При этом содержание кислорода в порошке изменяется от 4,9 до 3,4 % масс. (во всех случаях больше, чем в исходном). Содержание азота в продукте модифицирования при минимальной запыленности достигает 5,2 % масс. Однако рентгенофазовым анализом нитридной и оксинитридной фаз кремния не обнаружено. Поэтому можно предположить, что модифицированный карбид кремния, содержащий связанный азот, в действительности является карбонитридом кремния и представляет фазу со структурой β -SiC, описываемую формулой $\text{SiC}_x\text{N}_{1-x}$. Из рисунка 3 следует также, что структура образующегося карбида кремния существенно зависит от запыленности газового потока и, следовательно, способности его гомогенизировать процесс, т.е. перевести в паровую фазу исходное порошкообразное сырье. При малой запыленности потока (0,03-0,06 кг SiC / $\text{нм}^3 \text{N}_2$) при нагреве происходит преимущественно диспропорционирование карбида кремния, испарение кремния с последующей конденсацией и карбидизацией, что подтверждается достигаемыми при этом значениями удельной поверхности, характерными для порошков плазмометаллургического синтеза. Закономерным результатом протекающих при этих условиях в плазменном потоке процессов является преимущественная кристаллизация карбида кремния в виде β -модификации.

Дифрактограмма модифицированного при запыленности 0,06 кг SiC / $\text{нм}^3 \text{N}_2$ нанодисперсного порошка карбида кремния приведена на рисунке 4. Можно видеть, что после модифицирования рефлексы α -SiC II (2,62; 2,35 Å) значительно уменьшились (см. рисунок 2); другие рефлексы α -SiC II (2,00; 1,67; 1,41 Å) исчезли. В то же время высота совместных рефлексов α -SiC II и β -SiC (2,51; 2,17; 1,54; 1,31 Å) осталась примерно той же. Значительное уменьшение и исчезновение рефлексов α -SiC II (2,62; 2,35; 2,00; 1,67; 1,41 Å) свидетельствует об уменьшении содержания этого политапа в модифицированном порошке. Поэтому можно предположить, что в процессе термообработ-

ки происходит модификационный переход карбида кремния по схеме α -SiC II \rightarrow β -SiC. Чувствительность рентгенофазового метода составляет $\sim 5\%$. Поскольку некоторые рефлексы α -SiC II исчезли совершенно, то содержание этой фазы в модифицированном порошке близко к 5% . Таким образом, модифицированный порошок состоит в основном из β -SiC и незначительного количества α -SiC II.

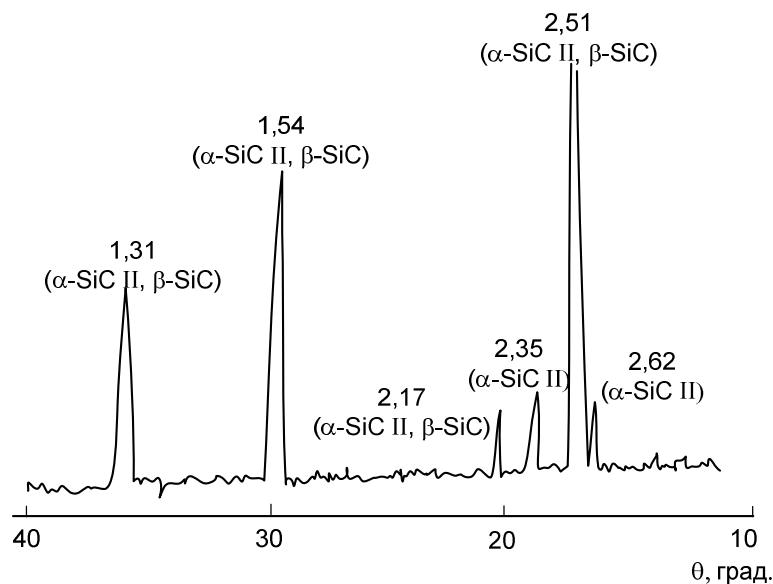


Рисунок 4 – Дифрактограмма модифицированного карбида кремния

При более высокой запыленности потока ($0,12-0,18 \text{ кг SiC} / \text{нм}^3 \text{ N}_2$) теплосодержание его оказывается недостаточным для испарения карбида кремния и, следовательно, осуществления через паровую фазу структурного превращения α -SiC II \rightarrow β -SiC. В связи с этим в данном случае наиболее вероятным механизмом диспергирования становится термическое растрескивание и разрушение частиц микропорошка карбида кремния.

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что продукты плазменного модифицирования характеризуются высокой дисперсностью ($20000 \text{ м}^2/\text{кг}$), удовлетворяющей требованиям к материалам конструкционного назначения. Однако полученный данным способом нанодисперсный порошок (НДП) карбида кремния содержит значительное ($5-10\%$ масс.) количество SiO_2 , обусловленное окислением продуктов кислородом и парами воды, вносимыми с плазмообразующим газом. В связи с этим дальнейшие экспериментальные исследования возможности получения карбида

кремния конструкционного назначения плазменным модифицированием проводились в следующих двух направлениях:

1) Модифицирование микропорошка в осушенных и очищенных технологических газах.

2) Модифицирование микропорошка в технологических газах, содержащих добавки углеводородов, для предотвращения окисления исходных материалов и продуктов синтеза.

При экспериментальных исследованиях начальная температура плазменного потока составляла 5300 К. Закалка продуктов синтеза осуществлялась при температуре 2500 К. Во всех экспериментах запыленность потока поддерживалась на уровне 0,1 кг SiC на 1 м³ N₂. Сушки и очистка плазмообразующего газа проводилась в аппарате колонного типа с хромоникелевым наполнителем и электрическим обогревом до температуры 750-850 К. Добавки углеводорода – технического пропана вводились вместе с исходным порошком в зону соударения плазменных струй в количествах от половины необходимого по стехиометрии для связывания кислорода в СО до четырехкратного избытка. Результаты исследований приведены в таблице 2. Для сравнения в таблице 2 приведены данные, полученные при плазменной обработке микропорошка в неподготовленных технологических газах.

Как видно из таблицы 2, очистка технологических газов от кислорода и паров воды и введение углеводорода в количестве от 2х-кратного избытка от стехиометрии и более приводит к значительному уменьшению окисленности продуктов (0,7 и 0,5 % масс. SiO₂ в № 2 и № 4-6 соответственно) по сравнению с карбидом кремния, обработанном в неподготовленных технологических газах (7,2 % масс. SiO₂ в № 1) при сопоставимых фазовом составе и дисперсности.

Микрофотография НДП карбида кремния, полученного при условиях опыта № 6, приведена на рисунке 1 б. Однако следует отметить, что во всех опытах полученные порошки характеризуются повышенным содержанием железа и свободного кремния, превышающим допустимые значения для конструкционного карбида кремния и требующим разработки способов их удаления внереакторным рафинированием.

Таблица 2 – Условия плазменной обработки и характеристики карбида кремния

№	Состав технологических газов	Фазовый состав, % масс.			Химический состав, % масс.				S _{уд.} , М ² /КГ
		β-SiC	α-SiC II	α-SiC I	Si _{своб.}	C _{своб.}	SiO ₂	Fe	
1	N ₂ +0,5%об. O ₂	52,0	39,0	9,0	8,25	0,37	7,2	0,32	25000
2	N ₂ +0,007%об. O ₂	52,0	40,0	8,0	10,0	0,48	0,7	0,97	26000
3	N ₂ +0,5%об. O ₂ + 0,1%об. C ₃ H ₈	51,0	42,0	7,0	3,85	0,42	6,8	0,29	23000
4	N ₂ +0,5%об. O ₂ + 0,44%об. C ₃ H ₈	47,0	42,0	11,0	0,6	0,7	0,5	0,31	21000
5	N ₂ +0,5%об. O ₂ + 0,84%об. C ₃ H ₈	53,0	35,0	12,0	0,4	0,9	0,5	0,27	19000
6	N ₂ +0,5%об. O ₂ + 1,4%об. C ₃ H ₈	51,0	39,0	10,0	0,3	1,2	0,6	0,29	22000

ВЫВОДЫ

Исследовано модифицирование микропорошка карбида кремния КЗ М5 в потоке низкотемпературной азотной плазмы. Установлено, что полученные при начальной температуре плазменного потока 5800 К, температуре закалки 2500 К и запыленности плазменного потока 0,1 кг SiC на 1 нм³ N₂ продукты синтеза содержат более 90 % масс. SiC, представленного β- и α-модификациями, и удовлетворяют по уровню дисперсности требованиям к карбиду кремния конструкционного назначения. Очистка плазмообразующего газа от паров воды и кислорода, а также введение в плазменный поток углеводородов в количествах от стехиометрически необходимого до 4-х кратного избытка для восстановления кислородсодержащих газов снижает окисленность продуктов синтеза до требуемого уровня. Однако содержание в карбиде примесей железа (0,27-0,31 % масс.) и свободного кремния (0,3-0,6 % масс.) значительно превышает допустимые пределы, в связи с чем возникает необходимость разработки способов их удаления вне реакторным рафинированием.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Галевский Г.В. Изменение характеристик порошка карбида кремния при термообработке / Г.В. Галевский, В.В. Руднева, И.В. Ноздрин // Сб. науч. тр. «Химическая электротермия и плазмохимия»: ЛТИ. – Л., 1991. – С. 103-108.

2. Палчевскис Э.А. Синтез тонкодисперсной смеси карбида и нитрида кремния в потоке низкотемпературной азотной плазмы / Э.А. Палчевскис и др. // Сб. науч. тр. «Плазмохимические процессы в технологии нитридов»: ИНХП АН СССР. – Черногловка, 1984. – С. 59-70.

3. Руднева В.В. Плазменный реактор для нанотехнологий: исследование, эксплуатация, совершенствование / В.В. Руднева // Вестник РАЕН. – 2006. – № 3. – С. 19-32.

УДК: 669.018.25

В.А. Быстров

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

УЛУЧШЕНИЕ СВОЙСТВ КОМПОЗИЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ ЗА СЧЕТ ВВЕДЕНИЯ ДОПОЛНИТЕЛЬНО КАРБИДА НИОБИЯ

Рассмотрено влияние введения в состав безвольфрамовых композиционных материалов на основе спеченных твердых сплавов типа ТН 20 (основу которых составляют карбиды и карбонитриды титана) дополнительно карбида ниобия.

There were surveyed theoretical bases of creation tungsten-free composite materials on the base sintered hard alloys such as TN 20 (it's basis carbides and carbonitrides titanium make).

Жаропрочность композиционных материалов (КМ) определяется структурными факторами, состоянием поверхности раздела, энергией активации и силами межатомной связи в твердых растворах. К структурным факторам относятся состояние зерен, блоков и их границ, наличие вторых фаз, искажения кристаллической решетки и плотность дислокаций. Энергия активации и силы межатомных связей определяют уровни энергии в кристаллической решетке и связанные с ними $T_{пл}$ Me'C, константы диффузии и самодиффузии и характеристические температуры разупрочнения. П.Л. Грузин ввел понятие предельного уровня диффузионной подвижности Me'C. Он показал, что если коэффициент находится на уровне 10^{-14} - 10^{-13} см²/с, то сплав оказывает достаточное сопротивление пластической деформации, вызванной нагревом. Расчеты показали, что повышенной жаропрочностью обладают карбиды TiC, WC и NbC. Температура разупрочнения сплавов зависит от температуры эвтектик, образующихся при реакции Me'C + Me'', которые не зависят от температуры эвтектических реакций в системах Me''C-C. Так для соединения TiC+Fe $T_{сол} = 1460$ °C, для TiC + Ni $T_{сол} = 1340$ °C. Поскольку температура разупрочнения составляет 0,6-0,8 $T_{сол}$, т.е. 876-1168 и 804-1072°C соответственно, то она согласуется с расчетами, приведенными в работе. Таким образом, чем выше температура плавления сплава-связки тем больше должна быть температура солидуса сплава, а следовательно, выше жаропроч-

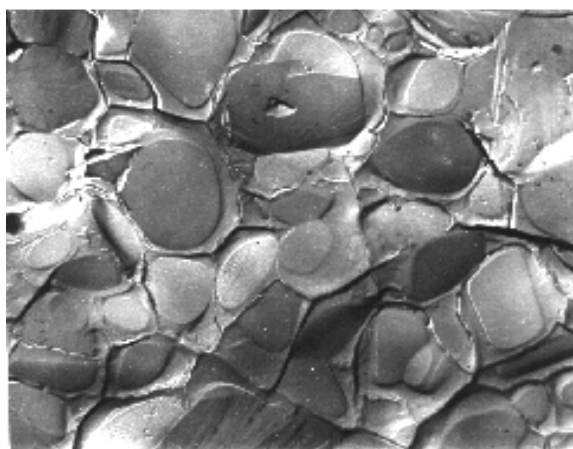
ность КС. Анализ расчетов и данные таблицы показали, что наилучшими свойствами в убывающей степени обладают карбиды TiC, NbC и WC.

Таблица – Предельная растворимость металлов и высших карбидов IV-VI групп А в металлах семейства железа

Элемент	Предельная растворимость металлов (% ат) и карбидов IV-VI гр. А (% моль) в металлах группы железа:						Размерный фактор, %			-ΔH _{298К} Энергия образования карбидов, кДж/моль	Краевой угол смачивания карбидов металлами, Θград.		
	Fe		Co		Ni						Fe	Co	Ni
	Me'	MeC'	Me'	MeC'	Me'	MeC'							
Ti	9,86	1,1	13,0	2,0	15,0	5,4	15,9	16,8	17,7	184,0	23,0	25,0	28,0
V	34,0	5,0	35,2	10,0	43,0	11,6	6,4	7,2	8,1	126,2	17,0	13,0	20,0
Nb	2,75	2,0	5,0	1,0	13,5	3,3	15,9	16,8	17,7	168,3	18,0	14,0	25,0
Cr	47,0	11,9	41,0	18,2	50,0	18,2	2,0	2,4	3,65	87,8	0	0	0
Mo	29,0	4,1	18,5	8,0	27,0	7,0	10,3	11,2	12,0	17,5	0	0	0
W	13,0	4,1	17,5	6,0	17,5	9,5	11,1	12,0	12,9	35,2	0	0	0

* Размерный фактор: для определения относительной разницы в размерах металлических атомов взяты наименьшие расстояния между ними в элементарной кристаллической ячейке

Учитывая дефицитность и дороговизну WC, в качестве основы твердой фазы выбираем TiC + NbC. Поскольку чистые карбиды титана, в силу высокой реакционной способности для создания КМ не применяются, в работе исследовалась возможность использования в качестве износостойкой твердой составляющей КМ спеченные твердые сплавы на основе карбида титана, карбонитрида титана и оксикарбо-



х 15600

Рисунок 1 – «Кольцевая структура» спеченного твердого сплава ТН 20 (TiC + Mo₂C + NbC)

нитрида титана. Структура спеченного твердого сплава $TiC-Mo_2C-Ni + NbC$, или как еще обозначают $(Ti,Mo)C - Ni - Mo + NbC$, после спекания приобретает «кольцевую структуру» (рисунок 1), т.е. состоит из сердцевины – карбида титана TiC , средней зоны, состоящей из твердого раствора $(Ti,Mo)C$ с небольшим количеством Ni и внешней зоны никельмолибденового твердого раствора. Такая структура, благодаря внешней никелевой оболочке, резко снизила реакционную способность ТН 20, повысила смачиваемость металлами группы железа, что создало предпосылки к повышению жаропрочности КС при высокотемпературных видах износа.

Спеченные твердые сплавы на основе карбида титана обладают рядом весьма ценных свойств: высокая твердость 86-92 HRA; высокая микротвердость $H_{\mu} = 19,5-22,0$ ГПа; величина модуля упругости составляет 445 ГПа; высокий предел прочности при сжатии до $\sigma_{сж} = 6,0$ ГПа, с достаточной прочностью на изгиб $\sigma_{изг} = 1,2-2,5$ ГПа и на растяжение $\sigma_{в} = 0,5\sigma_{изг}$. И самое благоприятное свойство среди известных карбидов высокая ударная вязкость 0,8-1,2 МДж/м². Способность спеченных твердых сплавов сохранять в значительной степени указанные свойства при повышенных температурах является чрезвычайно важной характеристикой при высокотемпературном абразивном износе. В химическом отношении спеченные твердые сплавы весьма устойчивы против окисления на воздухе даже при температурах 600-800 °С, что весьма ценно при высокотемпературных способах наплавки.

На основе теории образования твердых растворов и проведенных исследований установлено, что пределы растворимости в твердом состоянии определяются рядом факторов: размерами атомов, химическим средством компонентов, кристаллической структурой, смачиваемостью и процессами взаимодействия на поверхности раздела между твердыми частицами и матрицей. Растворимость $Me^I C$ в Me^{II} группы железа плавно убывает с увеличением размерного фактора при переходе от IV к VI группе и от 6-го к 4-му периоду. Растворимость карбидов титана с образованием твердых растворов замещения-внедрения изменяется в той же последовательности.

Таким образом, отмечается очевидная зависимость растворимости карбидов от размера атомов Me^{II} , что отражает металлический характер связи в карбидах титана. При выборе сплава-связки необходимо учитывать её взаимодействие с твердыми частицами в процессе наплавки. Прочность сцепления твердых частиц с матрицей, обеспечивающая высокую износостойкость КМ, предотвращая твердые час-

тицы от вырывания и выкрашивания из тела матрицы при воздействии абразивных частиц, достигается регулированием процессов взаимодействия на поверхности раздела твердая частица – матрица. В случае частичного растворения твердых частиц в матрице на поверхности раздела не должно образовываться новых фаз, склонных к охрупчиванию, причем толщина переходной зоны должна быть минимальной. Полностью избежать взаимодействия практически не удается, однако регулировать этот процесс предлагают двумя путями: во-первых, подбор компонентов КМ нерастворимых или допустимо растворимых друг в друге; во-вторых, нанесение защитного (барьерного) покрытия на твердые частицы. Первый путь вносит ряд серьезных ограничений, особенно в части получения достаточно износостойкой и жаропрочной матрицы. Вторым путем представляется более плодотворным, поскольку наносимое барьерное покрытие предохраняет твердую частицу от перегрева и окисления и служит барьером при взаимодействии с перегретым жидким расплавом сплава-связки, способствует легированию матрицы и улучшает смачиваемость твердых частиц сплавом-связкой.

Исследовался способ нанесения покрытия $\text{Mo}_2\text{C}+\text{NbC}$ на частицы карбонитрида титана КНТ 16. Компоненты взяты в следующем соотношении, вес. %:

Металл-связка Fe, Co, Ni или сплав на их основе	4,5-69,95
Ниобий (Nb)	0,5-1,5
Твердые частицы карбонитрида титана TiC_xN_y , покрытые слоем карбида молибдена $\text{Mo}_2\text{C} + \text{NbC}$	остальное

При этом содержание углерода в TiC_xN_y составляет от 14 до 20 вес. %, азота – от 0,25 до 4 вес. %. В целом это обеспечивает более высокую прочность наплавленного материала на основе карбонитрида титана с повышением его износостойкости за счет предотвращения выкрашивания твердых частиц из КМ. Разработанный КМ имеет предел прочности при изгибе выше $\sigma_{\text{изг}} = 1,5-1,6$ ГПа, а коэффициент вариации по прочности ниже ($W = 4,3-6,2$), чем у известных КМ при одинаковом количестве твердых частиц и сплава-связки, при сохранении высокой твердости карбонитрида титана с защитным покрытием 87,2-91,3 HRA.

Особенности формирования микроструктуры и фазовый состав КМ ТН20 + 55Х16Н75С3РЗ изучали методом РСА. Рентгенограммы снимались как с исходного образца колмоной, так и с наплавленного КМ, особенно поверхности раздела твердая частица – матрица. При расшифровке рентгенограмм КМ ТН 20 + 55Х16Н75С3РЗ установле-

но присутствие пяти линий, относящихся к матрице с ГЦК решеткой, с периодом $\alpha_M = 0,354$ нм, близким к периоду чистого никеля $\alpha_{Ni} = 0,352$ нм. На рентгенограммах также установлено присутствие отражения, совпадающего по межплоскостным расстояниям и интенсивности карбоборидам хрома цементитного типа. Данные РСА приведены на рисунке 2. Расчетные значения $\alpha_M = 0,457$ нм, $b = 0,511$ нм, $c = 0,676$ нм периодов решетки $M_3(C,B)$ несколько отличаются от периодов решетки, приведенных в других работах. Наличие боридов хрома CrB подтверждается присутствием линий (111), (040), (131), (240) с межплоскостными расстояниями соответственно 0,202; 0,197; 0,163; 0,118 нм. Убедительным доказательством названной фазы являются линии (131) и (240), которые не накладываются на линии других фаз.

Металлографическим анализом установлено, что наиболее распространенной фазой в матрице КМ ТН 20 + 55Х16Н75С3Р3 является борокарбид хрома и железа типа $M_7(C,B)_3$ и $M_{23}(C,B)_6$, который хорошо выявляется химическим травлением в виде светлых зерен округлой формы длиной до 0,56 мм. В сечении, перпендикулярном главной оси, они выглядят как лепесткообразные выделения длиной до 0,04 мм, шириной 0,005 мм. В поперечном сечении такие частицы

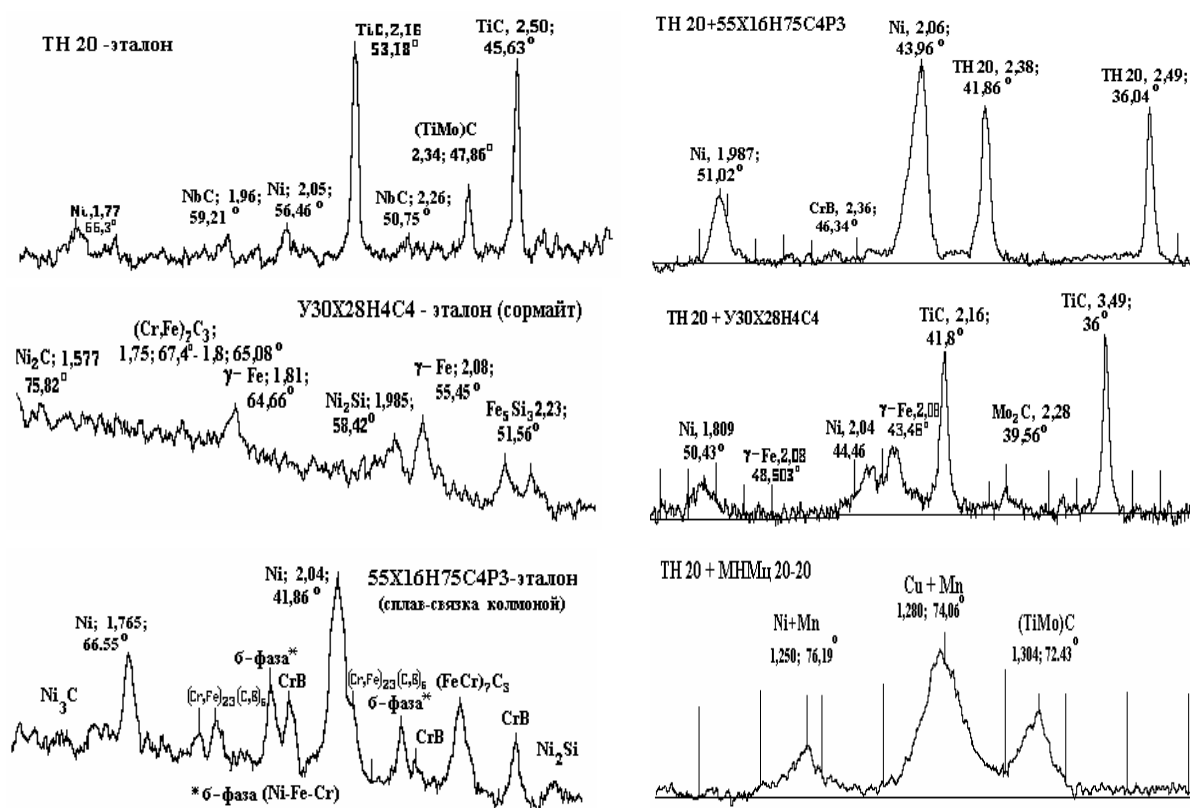


Рисунок 2 – Результаты РСА (рентгенограммы) КС с различными сплавами-связками

имеют форму шестигранника с неровными краями и, как правило, с отверстием в центре; в продольном сечении это стержни с зазубренными краями.

Кроме описанных, в структуре наблюдаются отдельные пластины, которые имеют морфологию и характер травления аналогичные вышеописанным, их микротвердость составляет $H_{\mu} = 13,5-29,0$ ГПа. В матрице КМ ТН 20 +55X16H75C3P3 обнаружена также темносерая эвтектика, напоминающая аустенитно-хромисто-карбидную эвтектику в чугунах. Эвтектика имеет форму лепестков, размеры которых достигают 0,04 мм, её микротвердость $H_{\mu} = 6,3-6,9$ ГПа. Сопоставляя морфологию, микротвердость, характер травления, данные РСА с литературными, можно сделать заключение, что эта эвтектика образована на базе карбида хрома Cr_7C_3 . Наряду с описанной обнаружена другая тонко дифференцированная пластинчатая эвтектика, колонии которой после травления реактивом Мураками имеют вид сильно разветвленных черных розеток диаметром до 0,05 мм, микротвердость которых $H_{\mu} = 4,8-5,5$ ГПа. Вероятнее всего, эта эвтектика образована на базе карбида хрома $Cr_{23}C_6$. Таким образом, матрица КМ ТН20 + 55X16H75C3P3 представляет собой многофазную систему, состоящую из γ -твердого раствора, карбоборидов $M_3(C,B)$; $M_7(C,B)_3$; $M_{23}(C,B)_6$ и эвтектик на базе этих карбоборидов и боридов хрома CrB. Есть предположение, подтвержденное расшифровкой рентгенограмм, что в матрице имеется σ -фаза (Ni-Fe-Cr), силициды никеля Ni_2Si и карбиды никеля Ni_3C . Кристаллическая структура Ni_3C гексагональная, $a = 0,265$ нм, $c = 0,4338$ нм, $d = 0,22808-0,10128$ нм. Кроме указанных структур в матрице КМ выявлено содержание двойного бориды никеля и хрома (Ni,Cr)B; бориды хрома CrB. По данным рентгеноспектрального микроанализа (РСМА) в карбиде хрома выявлено содержание железа Fe = 2-4 % и никеля Ni = 5-6 %.

В образце ТН 20 с помощью РСА выявлены фазы TiC – кристаллическая структура кубическая, гранецентрированная $a = 0,43285$ нм; (Ti,Mo)C – $a = 0,234$ нм, NbC, σ -фаза (Ni-Mo-Ti) и γ -твердый раствор никеля. В сплаве ТН 20 + 55X16H75C3P3 в процессе нагрева до 400 °С, как уже отмечалось, выделялись соединения бориды никеля Ni_3B и силицидов никеля $NiSi_2$, кроме того по границам твердых частиц на поверхности раздела выделялись образования боридов хрома CrB, карбоборидов типа $M_7(C,B)_3$ и $M_{23}(C,B)_6$, что подтверждено РСА и металлографическими исследованиями наплавленного КМ. Результаты микрорентгеноспектрального анализа, выполненного на рентгеновском микроанализаторе системы Link «Стереоскан» S 54-10 (мо-

дель 860), представлены в виде распределения элементов на границе раздела твёрдая частица – матрица с различными КМ, приведенных на рисунке 3. Качественный состав элементов на границе раздела определяли локально в каждой точке через 5 мкм.

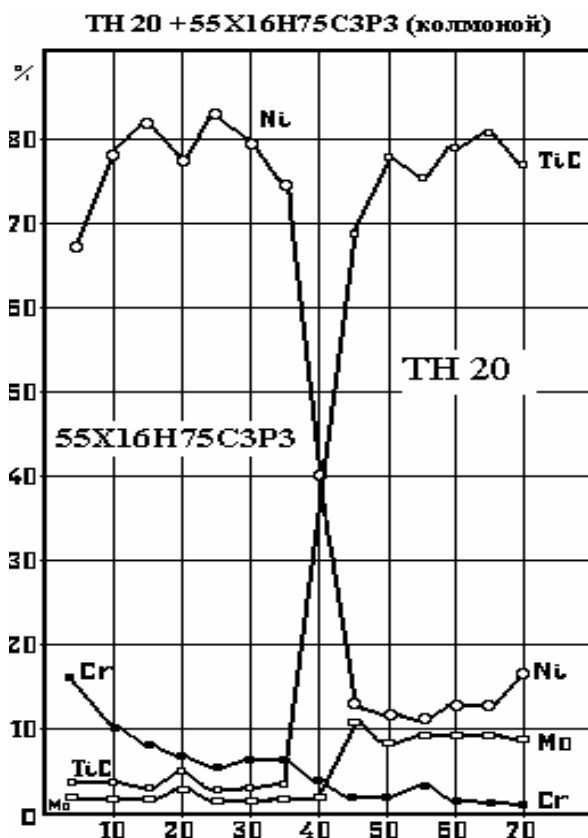


Рисунок 3 – Распределение элементов на границе раздела ТН 20 – матрица

Исследование прочности и микротвердости при высоких температурах проводили на установке ИМАШ 9-66 в интервале температур 100-800 °С с использованием специально приготовленных образцов. Показано, что диффузионные процессы при $T_{исп} > 600$ °С приводят к некоторому снижению микротвердости и прочности КМ. Повышение микротвердости и прочности до 400 °С связано с выделением из пересыщенного твердого раствора матрицы мелкодисперсного борида никеля Ni_3B и силицидов никеля $NiSi_2$, микротвердость которых соответственно равна 11,9 и 10,2 ГПа. Основное влияние на микротвердость КМ со связкой 55X16H75C3P3 оказывают С, Cr, В, которые ответственны за образование боридов хрома CrB , карбоборидов типа $M_7(C,B)_3$ и $M_{23}(C,B)_6$. Наиболее распространенной фазой в матрице КС является карбоборид хрома цементитного типа, который хорошо выявляется металлографическим травлением раствором Мураками, в виде глобулярных включений и светлых зерен. Испытания разрабо-

таных КМ на высокотемпературный абразивный износ проводили на установке с нагревом образцов ТВЧ, с одновременным испытанием четырех образцов (один из них эталон). Характер износа различных КМ в зависимости от температуры испытания показан на рисунке 4.

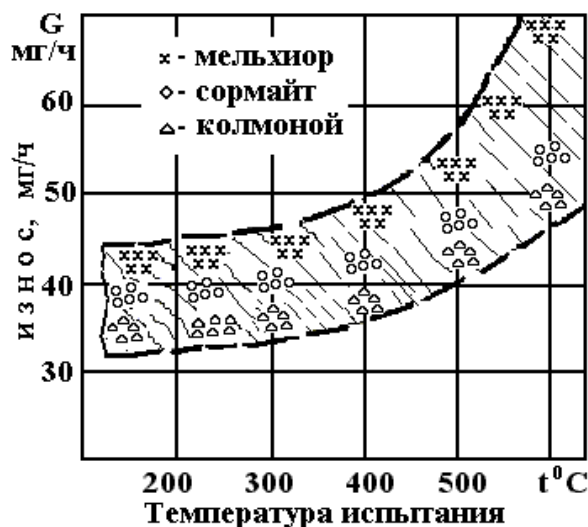


Рисунок 4 – Характер высокотемпературного износа КМ с различными матрицами

Отмечено, что наибольшей износостойкостью при повышении температуры обладает КМ ТН 20 + 55Х16Н75С3Р3, в интервале температур от 200 до 600 °С износ увеличился всего на 25 %; для сплава ТН 20 + МНМц 20-20 износ возрос на 65 %; для ТН20 + NbС + У30Х28Н4С4 – на 50 %. Для сплава ТН 20 + NbС + У30Х28Н4С4 целесообразно релаксировать внутренние термические напряжения, проведя отпуск детали при 350 °С в течение 2 ч, после которого КМ успешно противостоит высокотемпературному износу до 650 °С.

ВЫВОДЫ. Регулируя процессы, происходящие на поверхности раздела твердая частица – матрица за счет создания барьерного покрытия, используя методы борирования и нанесения покрытия Mo₂S + NbС на спеченные твердые частицы карбида титана, а также регулируя процесс нагрева и растворения спеченных твердых частиц, подавая их в зону наплавки определенными порциями, приводящих к локальной кристаллизации, удалось достигнуть повышения прочности сцепления твердая частица-матрица, а следовательно, повысить износостойкость разработанных КМ на основе спеченных карбидов титана.

ФИЗИКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ

УДК 621.791.019.534.6

В.А. Петрова, В.И. Петров, В.М. Нефедов, А.В. Патанин,
О.В. Олесюк

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

СИСТЕМА КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА СТЫКОВЫХ СВАРНЫХ СОЕДИНЕНИЙ В ПРОЦЕССЕ ПРОИЗВОДСТВА

Приведена методика и результаты исследований применения акустической эмиссии в качестве метода неразрушающего контроля при производстве заготовок для стыкового сварного инструмента в производственных условиях.

The technique and outcomes of researches of application of acoustic emission is adduced as a method of the not desroying control by production of bars for the welded tool under production conditions.

Контроль качества сварных стыковых соединений в процессе производства на станках – полуавтоматах, дает существенную экономию при производстве сварного инструмента, вследствие исключения дальнейшей механической обработки дефектных заготовок. Применение метода акустической эмиссии в отличие от остальных, в том числе и ультразвукового, позволяет определять наличие дефектов в шве непосредственно в процессе сварки.

Исходя из этого, проанализирован процесс получения составного инструмента на стыкосварочном станке – полуавтомате типа СА-2 и выделены следующие временные стадии:

Работа зажима	Разогрев заготовок	Сварка	Остывание шва	Работа зажима
t_1	t_2	t_3	t_4	t_5

Система контроля, блок-схема которой приведена на рисунке 1, состоит из блока управления сварочным аппаратом (1), где задаются параметры процесса сварки, такие как диаметр заготовки, усилие поджима, время разогрева и время охлаждения заготовки; непосредственно заготовки (2); подвижных охлаждаемых зажимов (3), к одному из которых приваривается волновод (4); преобразователя сигналов акустической эмиссии, закрепляемого на волноводе через слой контактной жидкости (5); регистратора сигналов АЭ (6), функционально связанного с блоком управления сварочным агрегатом. Применение

волновода обусловлено высокой температурой подвижного зажима, поскольку заготовка разогревается до температуры плавления.

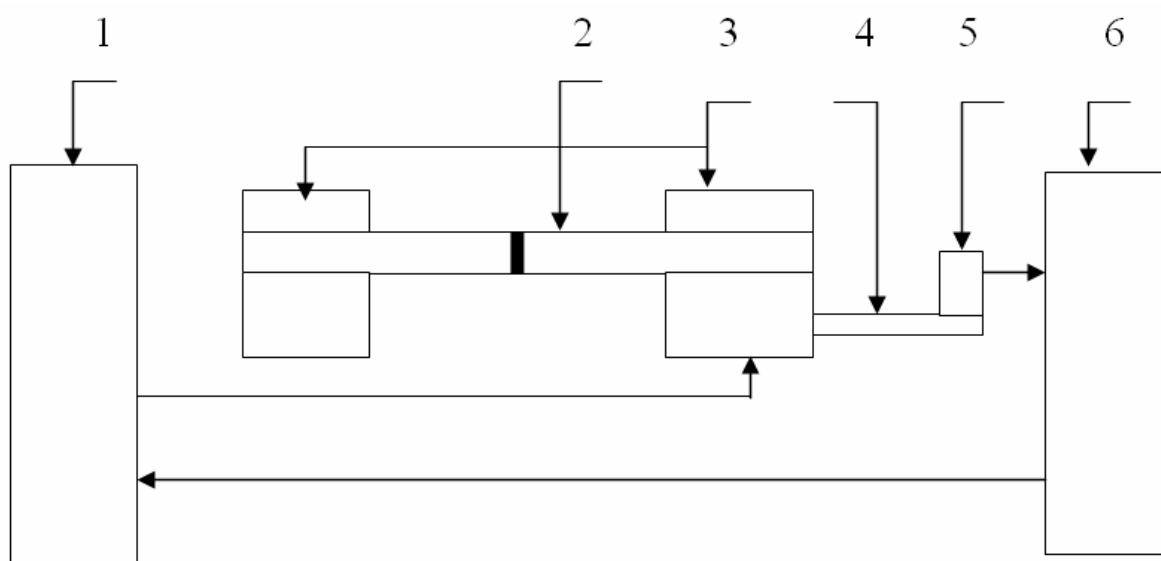


Рисунок 1 – Блок - схема работы системы контроля заготовок в процессе сварки

Перед разработкой конечного варианта прибора – регистратора сигналов АЭ были сняты амплитудно-частотные характеристики (АЧХ) акустических сигналов, регистрируемых в течение всего процесса сварки. Необходимо отметить, что АЧХ являются наиболее информативными параметрами, так как дают сведения о физической природе и особенностях источников акустического излучения. Исследования проводились с использованием установки «Спектр» (СА-100), которая позволяет получать спектр сигналов АЭ по 100 частотным каналам в диапазоне 20 кГц – 2, 02 МГц и отображение получаемой информации на матричном экране в виде гистограмм, а также выводить ее на графопостроитель для последующего анализа.

АЧХ стадии сварки (время t_2 , t_3) характеризуется большой амплитудой низкочастотных составляющих спектра сигналов производственных помех. Гистограмма распределения их приведена на рисунке 2.

Амплитудно-частотная характеристика сигналов акустической эмиссии стадии остывания шва отличается от стадии сварки гораздо меньшей амплитудой (практически на два порядка) и наличием сигналов в более высокочастотной области спектра, обусловленных остыванием сварного шва.

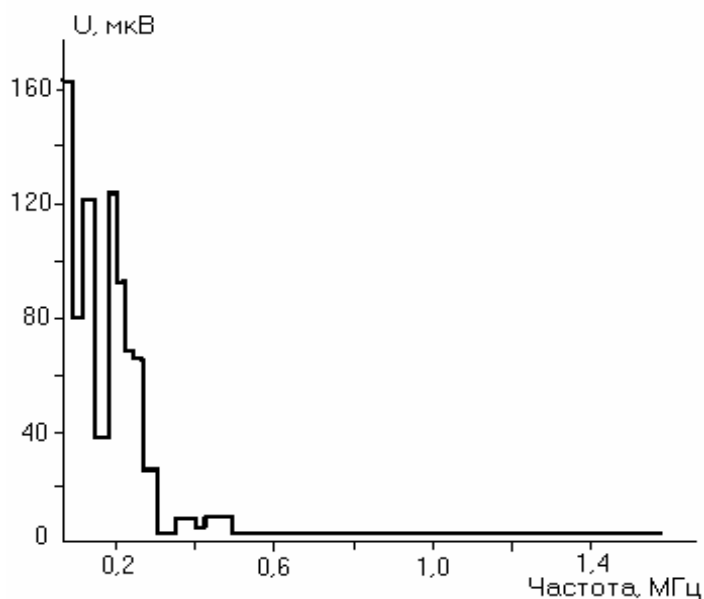


Рисунок 2 – Гистограмма частотного распределения сигналов акустической эмиссии в период разогрева и сварки заготовки

Гистограммы по мере остывания шва характеризуются уменьшением амплитуды сигналов акустической эмиссии без изменения формы амплитудно-частотной характеристики (рисунок 3). Поэтому для контроля дефектности сварного шва оптимальной является стадия остывания (t_4), поскольку в это время минимальны уровни электрических и механических помех и должным образом обеспечивается акустический контакт заготовки и подвижного зажима, что, в свою очередь, приводит к надежной регистрации сигналов АЭ. При этом, исходя из анализа спектрограмм для достоверности получаемой информации при контроле горячих трещин, наиболее приемлем частотный диапазон 400 – 800 кГц.

Следует отметить, что для работы с анализатором спектра параллельного типа необходимо применение широкополосных преобразователей, разработанных нами специально для этих целей. Амплитудно-частотная характеристика такого датчика представлена на рисунке 4.

Устройство и принцип действия прибора

Исходя из полученных ранее результатов был определен оптимальный частотный диапазон регистрации сигналов акустической эмиссии для неразрушающего контроля изделий в производственных условиях при наличии технологических помех с шумами в большом динамическом амплитудном диапазоне.

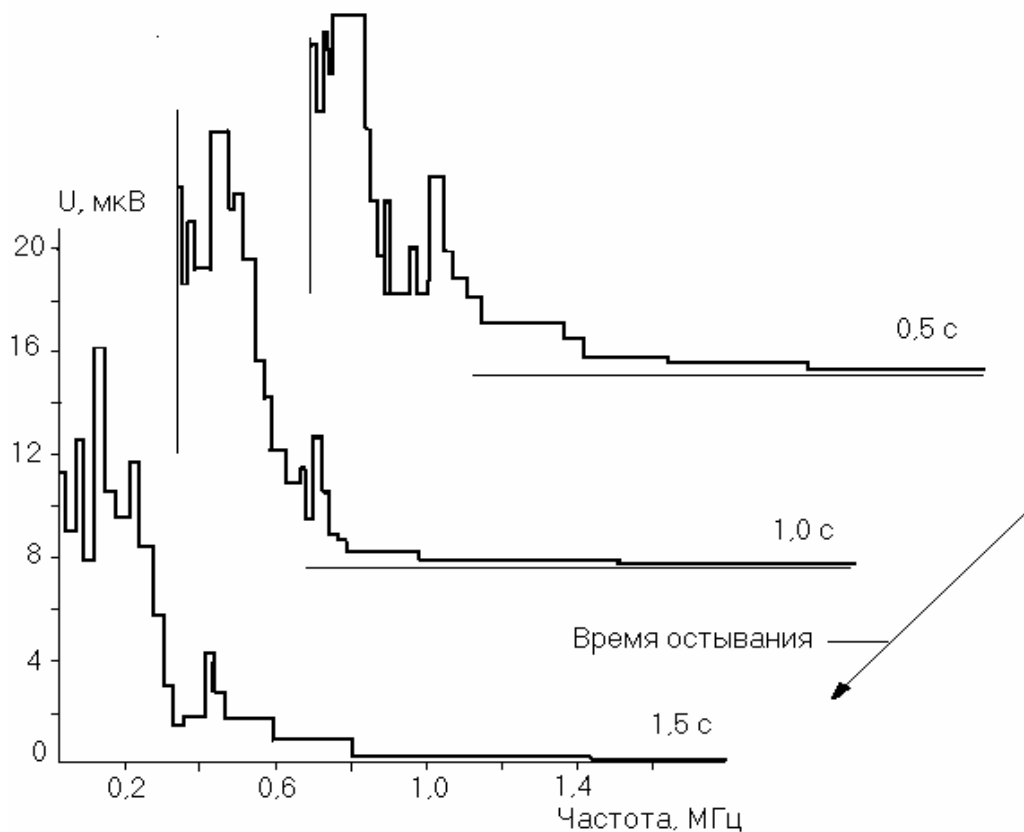


Рисунок 3 – Амплитудно-частотная характеристика сигналов АЭ стадии остывания шва (t_4)

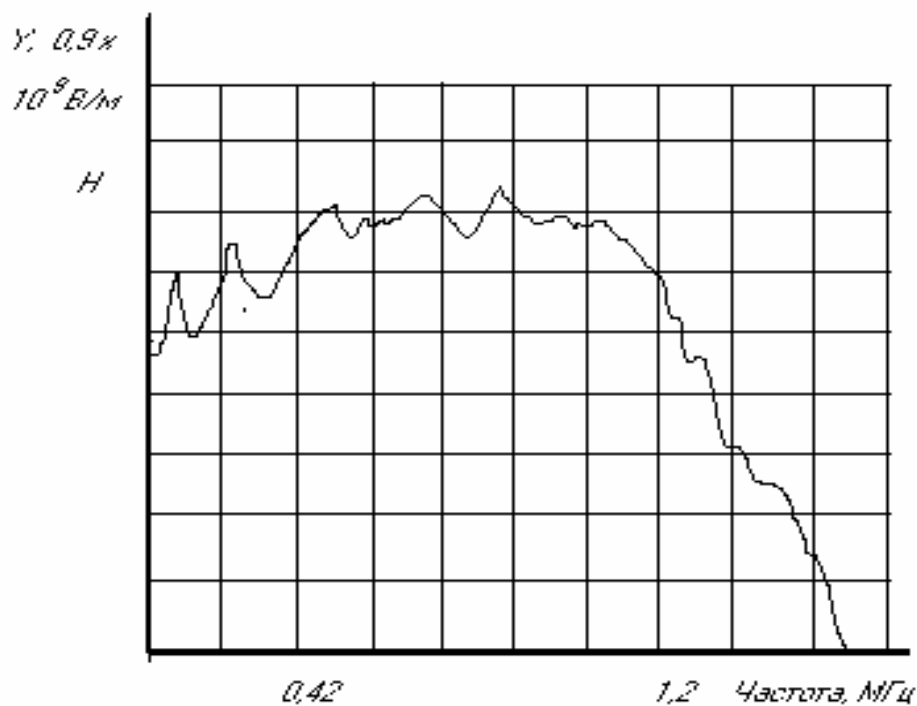
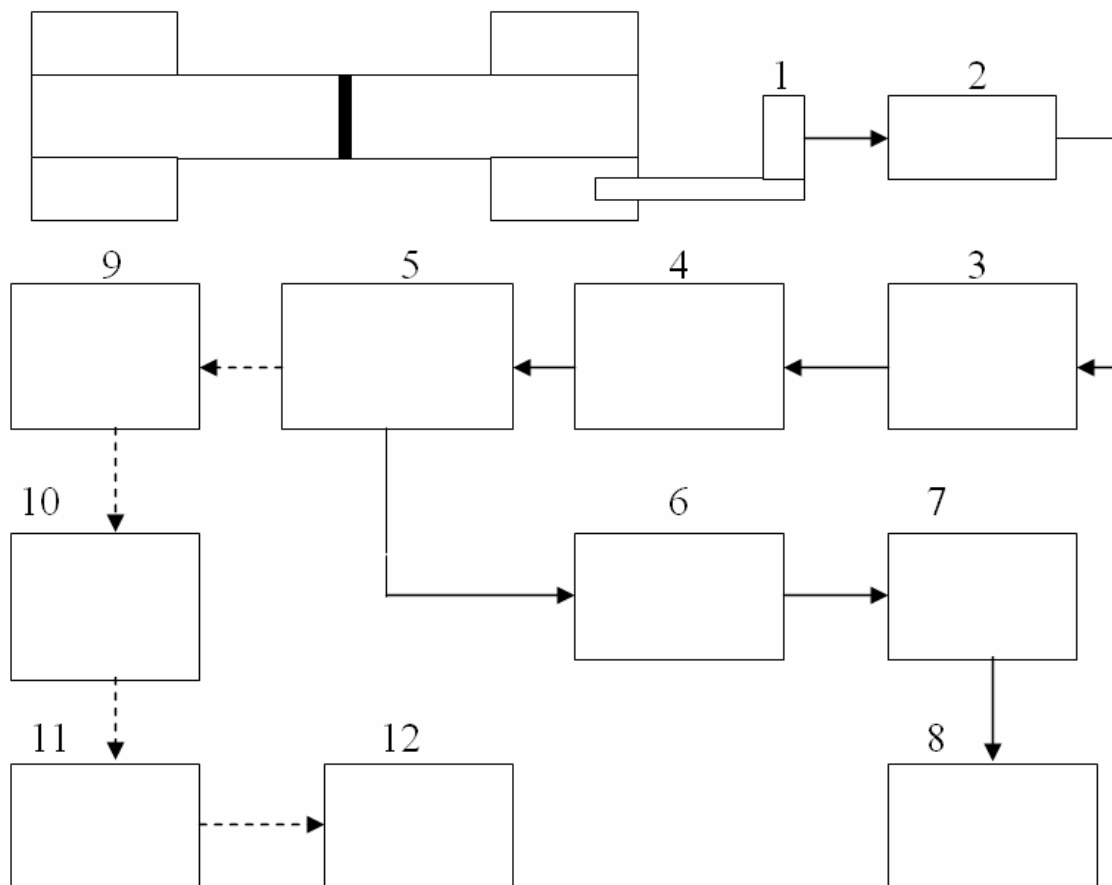


Рисунок 4 – Амплитудно-частотная характеристика широкополосного преобразователя

Эти факторы накладывают определенные требования к конструкции системы контроля: необходимо разработать пьезопреобразователи с резонансной частотой в указанном интервале; фильтры промышленных помех на частоты ниже 400 кГц с ослаблением не ниже 40 дБ/октаву; резонансные предварительные усилители, настроенные на частоту преобразователя, а также синхронизировать работу прибора со стыкосварочным станком. Блок-схема такого устройства приведена на рисунке 5.



1 – резонансный преобразователь; 2 – резонансный предварительный усилитель; 3 – блок высокочастотных фильтров; 4 – основной усилитель с полосой пропускания на регулируемых частотах; 5 – блок обработки и выделения сигналов акустической эмиссии; 6 – блок управления сварочным аппаратом СА-2; 7 – задатчик времени регистрации сигналов АЭ; 8 – информационное табло «годен – не годен»; 9 – интенсиметр; 10 – блок амплитудной селекции по трем уровням; 11 – счетчики; 12 – цифровое табло.

Рисунок 5 – Блок-схема регистратора сигналов АЭ для производственных условий

Как указывалось выше, для промышленных систем контроля необходима разработка как широкополосных, так и резонансных преобразователей. Амплитудно-частотная характеристика резонансного преобразователя приведена на рисунке 6.

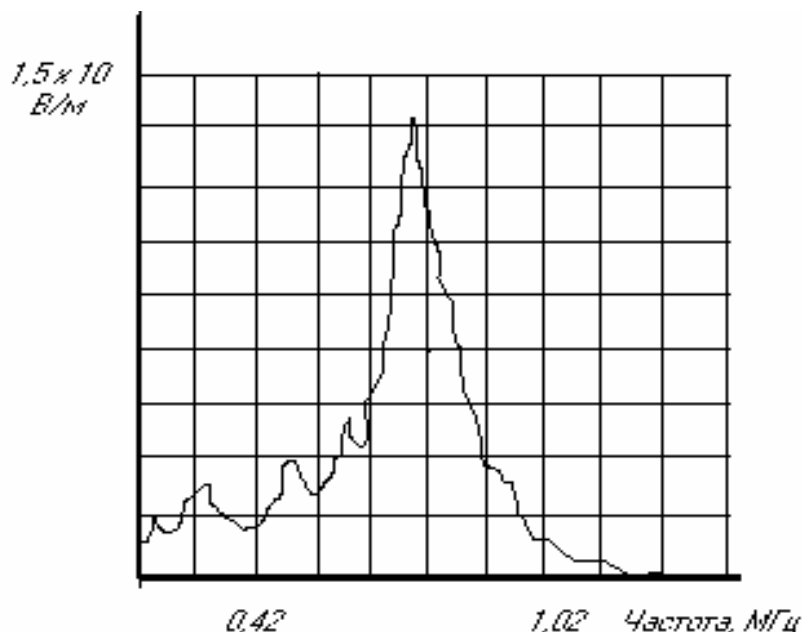


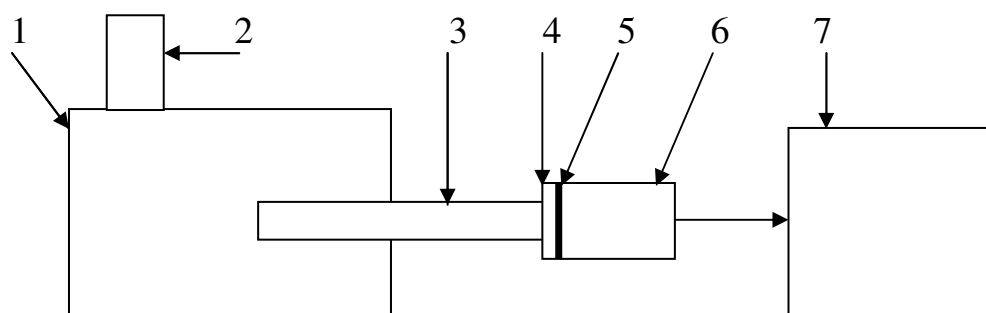
Рисунок 6 – Амплитудно-частотная характеристика резонансного преобразователя

Система неразрушающего контроля работает следующим образом. Сигнал от пьезопреобразователя (использовалась пьезокерамика ПКР) подается на предварительный усилитель, настроенный на частоту резонанса преобразователя, и через блок фильтров, предназначенный для подавления шумов, вызываемых работой сварочных агрегатов, на основной усилитель. Данный усилитель имеет переменную более широкую полосу пропускания и достаточно высокий коэффициент усиления. Блок обработки сигналов акустической эмиссии предназначен для преобразования сигналов АЭ из аналоговой формы в цифровую и функционально связан с блоком управления сварочного аппарата. Задатчик времени включает блок регистрации сигналов АЭ в период, соответствующий времени остывания заготовки, и информация о количестве сигналов – суммарная акустическая эмиссия – после обработки соответственно подается на информационное табло в виде «годен – не годен».

Блоки 9 – 12 имеются в каждом приборе и предназначены для индивидуальной отладки уровней срабатывания систем прибора, по-

сколькx практически невозможно создание идентичных по характеристикам всех составляющих регистратора.

Отработка методики использования системы неразрушающего контроля заключалась в следующем. Механическая часть: на водоохлаждаемый подвижный зажим приваривался волновод, изготовленный из стали X18H9T, поскольку данная сталь наиболее близка по волновому сопротивлению к волновому сопротивлению доньшка преобразователя и, следовательно, волновому сопротивлению пьезокерамики. Длина волновода подбиралась таким образом, чтобы температура на его конце не превышала 400 °С вследствие того, что точка Кюри для данной пьезокерамики приблизительно лежит в пределах 430-450 °С. Для оптимального акустического контакта волновод – преобразователь использовался глицерин. Далее осуществлялся поджим преобразователя к волноводу с регулируемым усилием, обеспечивающим уверенную регистрацию сигналов АЭ, после этого проводилась тарировка усилительного тракта. С этой целью к нижнему подвижному зажиму прикреплялся излучатель (преобразователь, работающий на излучение) сигналов акустической эмиссии, подключенный к генератору, имеющему рабочую частоту 450-750 кГц. Площадка крепления преобразователя-приемника находилась за пределами защитного кожуха сварочного аппарата; предварительный усилитель устанавливался вблизи преобразователя. Схема тарировки приведена на рисунке 7.



1 – зажим; 2 – имитатор сигналов АЭ; 3 – волновод; 4 – площадка крепления преобразователя; 5 – слой контактной жидкости; 6 – преобразователь; 7 – предварительный усилитель.

Рисунок 7 – Схема предварительной тарировки системы заготовка – предварительный усилитель

Электрическая часть: работа сварочного аппарата полуавтоматизирована, то есть оператор устанавливает на блоке управления режимы сварки с учетом диаметра заготовки. Полуавтомат, как указывалось выше, имеет пять рабочих стадий. В момент стадии остывания сварного шва подключается система регистрации сигналов АЭ.

Прибор, информационное табло которого находится в непосредственной близости от оператора, имеет индикацию «годен – не годен». Задачей оператора является включение прибора и установка переключателем диаметра свариваемой заготовки. Таким образом, при переходе от одного диаметра к другому регистратор позволяет оператору корректировать режимы сварки с целью предотвращения брака.

Система неразрушающего контроля прошла успешную апробацию на машиностроительном заводе г. Барнаула и внедрена в производство.

Таким образом, внедрение данной методики и прибора для контроля качества сварного шва непосредственно в процессе сварки составного инструмента позволило получить не только экономический эффект, но и значительно улучшить условия труда оператора.

УДК 621.791.019.534.6

В.И. Петров, Н.Д. Калюкина, С. Л. Семенов, А.В. Патанин
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный
университет», г. Новокузнецк

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДЕФЕКТНОСТИ МЕТАЛЛА ПАРОПРОВОДОВ ТЭС В ПРОЦЕССЕ ЭКСПЛУАТАЦИИ

Приведена методика и результаты исследований применения акустической эмиссии в качестве метода неразрушающего контроля при определении дефектности металла паропроводов и их сварных соединений в производственных условиях.

The technique and outcomes of researches of application of acoustic emission is adduced as a method of the not desroying control at determination of presence of defects of metal паропроводов and their welded connections under production conditions

При неразрушающем контроле акустико-эмиссионным методом металла паропроводов, находящихся в условиях эксплуатации, возникает необходимость отстройки от технологических шумов, которые в значительной степени зависят от изменения температуры и давления пара. Нахождение взаимосвязи между параметрами пара и шумов является необходимым условием, повышающим достоверность результатов контроля.

В результате нарушения режимов эксплуатации температура пара и его давление меняется в довольно значительных пределах, причем может достигать критических для данной марки стали значений, вследствие чего наблюдается повышенная ползучесть. Для определения зависимости между эксплуатационными факторами и параметрами сигналов акустической эмиссии проводилась их одновременная регистрация, причем был выбран ряд наиболее опасных (по данным лаборатории металлов) мест.

Поскольку неразрушающий контроль металла в процессе эксплуатации сопряжен со значительными трудностями, связанными с наличием теплоизоляции и высоких температур, волноводы устанавливались в определенных местах, определяемых лабораторией металлов ТЭС во время капитального ремонта.

Волновод, имеющий длину 800 мм и диаметр 18 мм, вытачивался из стали X18H10T, поскольку ее волновое сопротивление наиболее

близко к волновому сопротивлению доньшка и пьезокерамики из которых были изготовлены преобразователи с практически одинаковой резонансной частотой. Преобразователь с фиксированным усилением через слой глицерина поджимался к полированному торцу волновода, имеющего температуру на рабочем конце 45-50 °С. Температура Кюри для применяемой пьезокерамики равна 430 °С.

После измерения шумовых параметров и с учетом результатов корреляционного анализа производилась регистрация АЭ на участках с повышенной активностью сигналов. При этом, на блок обработки сигналов прибора-регистратора акустической эмиссии задавались параметры технологических шумов (выбирался частотный диапазон с использованием фильтров высоких частот, подбора резонансной частоты преобразователя и настойки узкополосного предварительного усилителя, а также чувствительность, приведенная к входу). Поскольку усилительный тракт прибора обладал значительным динамическим диапазоном, имелась возможность в широких пределах варьировать уровни дискриминации регистратора с целью подавления паразитных шумов.

Следует отметить, что на каждом контролируемом участке проводилось снятие амплитудно-частотных характеристик (АЧХ) всех регистрируемых сигналов с целью выяснения динамических и частотных диапазонов. Для этих целей использовался стоканальный анализатор спектра параллельного типа «Спектр С-100» с отображением информации на матричном экране и возможностью записи получаемых гистограмм на двухкоординатный графопостроитель. Данные, получены при этих испытаниях, представлены на рисунках 1 и 2. На рисунке 1 стрелками показаны сигналы АЭ не отмеченные регистрацией на остальных волноводах.

Использованием регистратора при работе в режиме линейной локации показано наличие источника повышенной активности сигналов АЭ вблизи волновода № 8, потому были проведены дополнительные исследования с применением анализатора спектра, которые позволили выявить высокую активность акустических сигналов и, вследствие этого, предположить наличие дефектного участка в контролируемой зоне.

При установке преобразователя на волноводе №8 и системы, работающей в режиме резонансный преобразователь – предварительный усилитель, производился периодический контроль предполагаемого дефектного участка паропровода, результаты которого приведены на рисунке 3, где представлены зависимости активности сигналов

акустической эмиссии (1) на первом этапе и аналогичные результаты после дополнительной наработки 4320 часов (2).

Перед промежуточным ремонтом энергоблока был проведен контрольный эксперимент с регистрацией сигналов акустической эмиссии на том же волноводе и при тех же условиях. Время наработки при этом составляло около 10 тыс. часов. Из анализа полученных результатов следует, что если при вторичном контроле активность сигналов АЭ превышала начальный уровень примерно в два раза, то при последнем контроле она возросла практически в пять раз. Эти данные соответствуют стадии предразрушения металла паропровода, которая определялась по результатам лабораторных исследований при различных методах испытаний образцов с различным временем наработки. Особо следует отметить, что при анализе сигналов акустической эмиссии учитывался объем деформируемого металла.

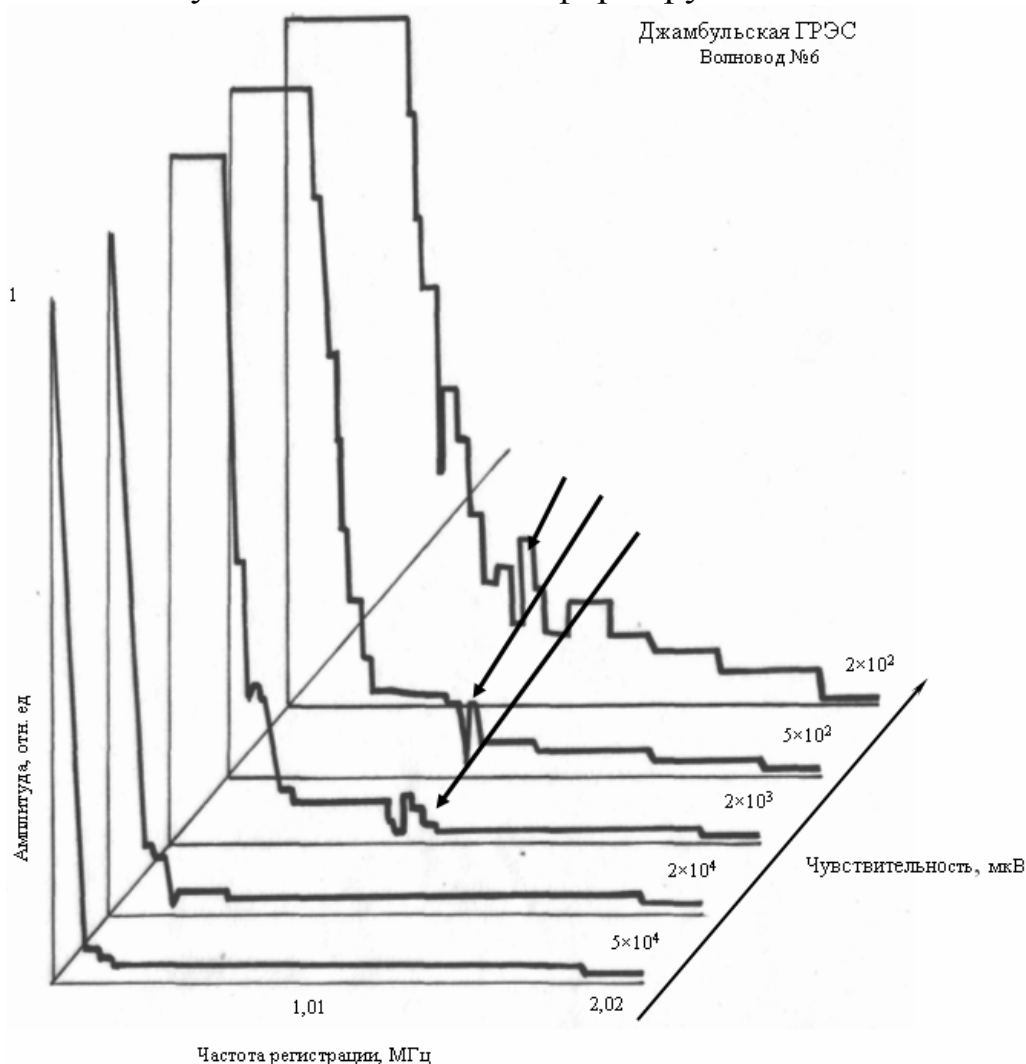


Рисунок 1 – Спектральный анализ сигналов акустической эмиссии (стрелками показано повышенное значение активности АЭ)

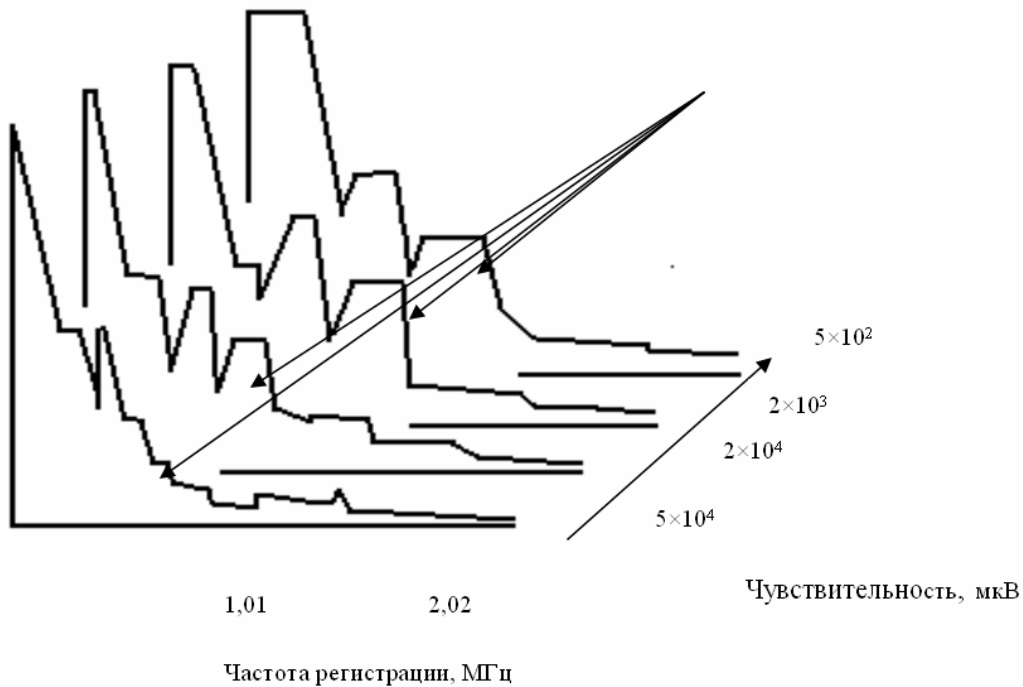


Рисунок 2 – Спектральный анализ сигналов акустической эмиссии (стрелками показано повышенное значение активности АЭ с учетом работы перепускных клапанов)

По увеличению активности сигналов акустической эмиссии в течение контрольного срока и сравнению данных по накопляемости структурных повреждений, связанных с ними, полученных при натурных испытаниях образцов металла паропроводов, Лаборатории металлов ТЭС было рекомендовано провести анализ микроструктуры и механических свойств данного участка паропровода.

В процессе планового ремонта из паропровода были вырезаны образцы для механических и металлографических исследований. По результатам механических испытаний было установлено, что они удовлетворяют требованиям РД для данного срока эксплуатации, однако металлографическим анализом на отдельных участках обнаружено наличие микротрещин и микропор (рисунки 5, 6) в объеме контролируемого металла, а также микро- и макротрещин с наружной и внутренней сторон паропровода. Общий вид паропровода после разрушения представлен на рисунке 7, где даже визуально наблюдаются как поверхностные, так и внутренние трещины.

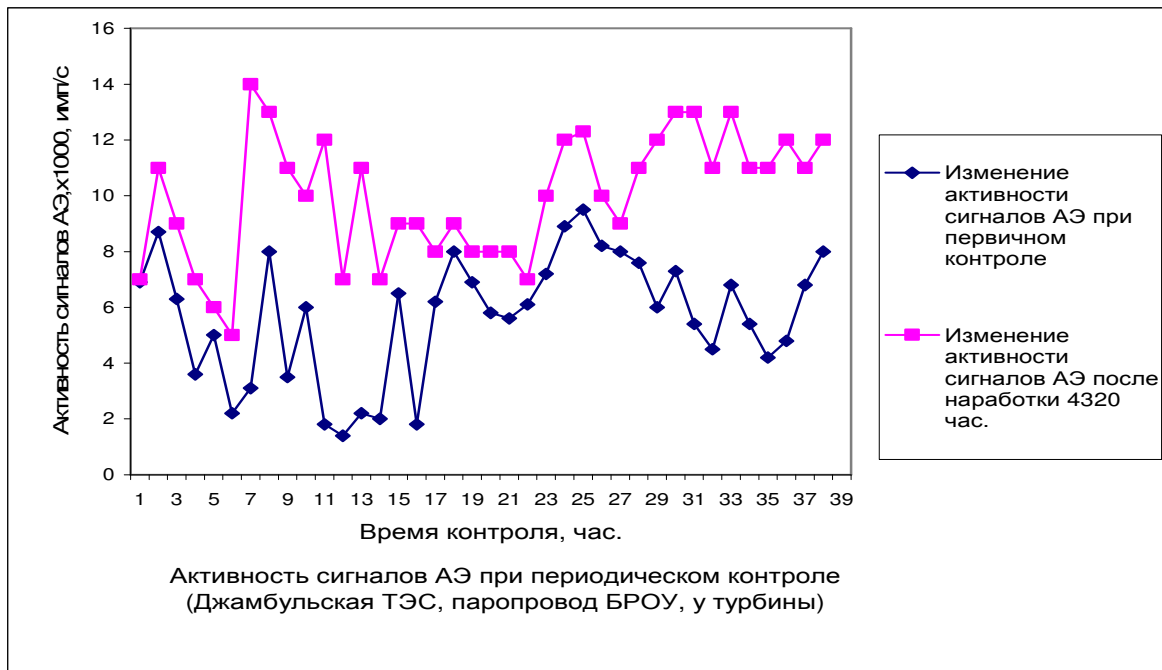


Рисунок 3 – Изменение активности сигналов акустической эмиссии при первичном и вторичном контроле

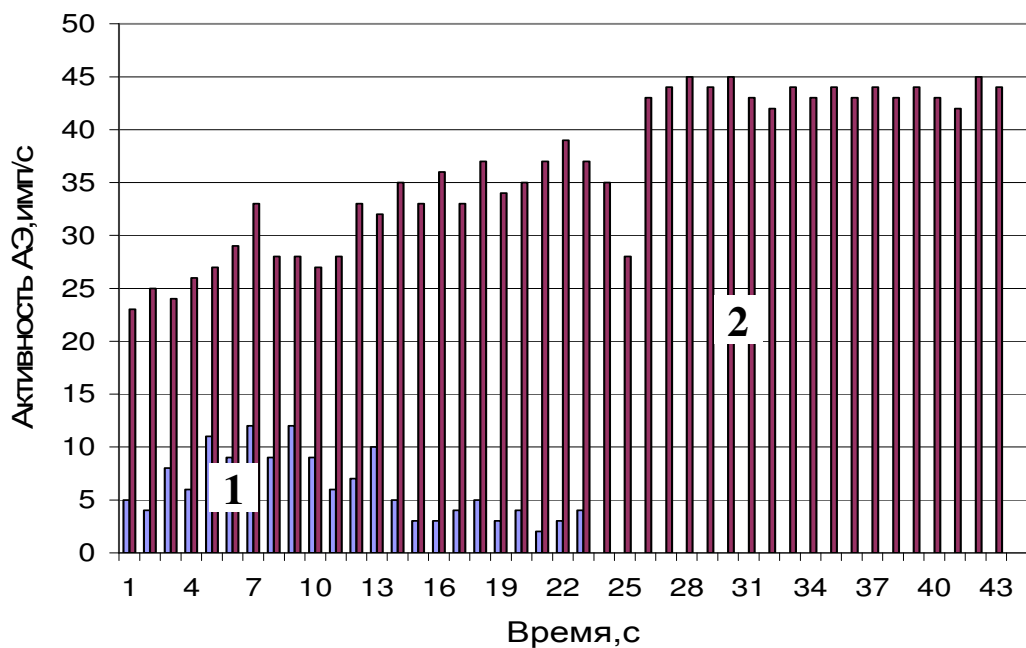


Рисунок 4 – Изменение активности сигналов акустической эмиссии в зависимости от времени ($\times 10^3$ для обеих ординат)

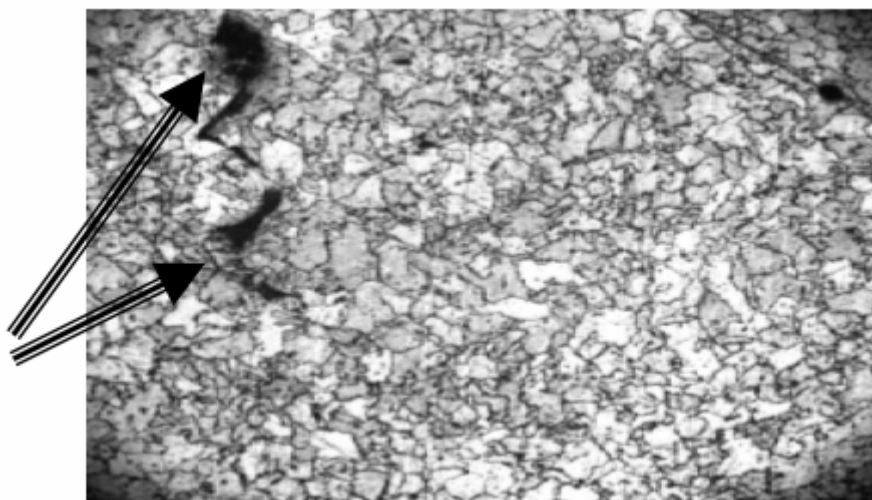


Рисунок 5 – Микротрещины в металле паропровода на границах зерен (×400, показаны стрелками)

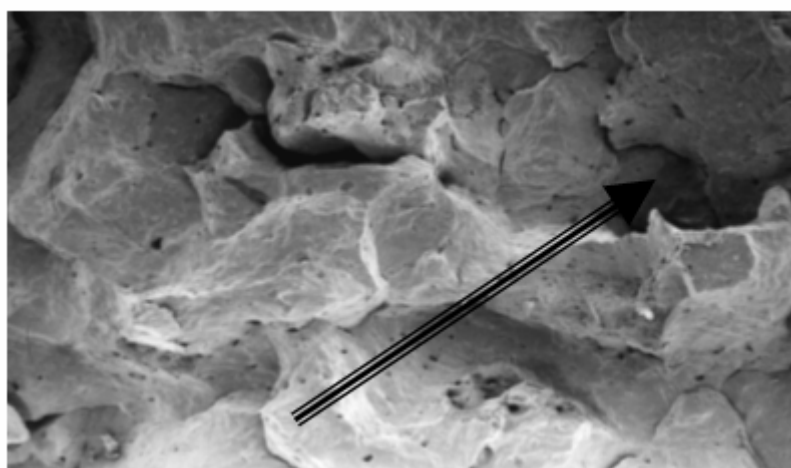


Рисунок 6 – Микропора в металле паропровода, образовавшаяся на выделившемся карбиде (×10000, показана стрелкой)



Рисунок 7 – Общий вид разрушенного паропровода

Дефектный участок паропровода был вырезан во время планового останова энергоблока и доведен до разрушения во время механических испытаний.

Таким образом, применение метода акустической эмиссии позволило не только определить местонахождение дефектного участка паропровода во время эксплуатации, но и оценить степень опасности развивающихся дефектов предотвратив тем самым аварийную ситуацию.

УДК 669.046:621.186.3:620.179.11

В.И. Петров, Н.Д. Калюкина, С. Л. Семенов, А.В. Патанин,
О.В. Олесюк

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

ИССЛЕДОВАНИЕ МИКРОСТРУКТУРЫ МЕТАЛЛА ПРЯМЫХ УЧАСТКОВ И ГНУТЫХ ОТВОДОВ ПАРОПРОВОДОВ ТЭС

Приведены методика и результаты применения металлографического анализа при определении дефектности металла паропроводов и их гнутых отводов в производственных условиях в зависимости от срока эксплуатации.

Are adduced a technique and outcomes of application microscopy of the analysis at determination of presence of defects of metal pipeline of pairs and their bent taps under production conditions depending on term of operation

Исследование изменения микроструктуры металла прямых участков паропроводов при оптических увеличениях, как правило, не выявляет существенных различий исходного и длительно состаренного металла в течение 40-120 тыс. часов. Электронно-микроскопические исследования, однако показывают, что в процессе эксплуатации возрастает плотность распределения карбидной фазы по границам зерен. Кроме этого, установлено, что все зерна феррита в металле имеют следы тонкого скольжения, на которые приходится до 50% общей величины ползучести. Следы скольжения пересекают все зерна и, по мере увеличения деформации, становятся более широкими и четкими, причем плотность линий тонкого скольжения имеет взаимосвязь с кратковременными механическими свойствами.

Для определения влияния срока службы и местоположения на структурные изменения металла паропровода из стали 12Х1МФ, отработавшего около 57 тыс. часов при давлении 10 МПа и температуре 540⁰С был проведен металлографический анализ. Микроструктура металла исследовалась методом оттисков по методике «Мосэнерго-ремонт», балльность структуры оценивалась визуально с помощью микроскопа ММУ-3. Из металла контролируемых участков труб были подготовлены микрошлифы с последующим травлением. Места отбо-

ра проб показаны на рисунке 1. Металлографический анализ проводился в лабораторных условиях с использованием микроскопа МИМ-7, результаты которого представлены в таблице и рисунке 2.

Таблица 1 – Микроструктура стали 12Х1МФ контролируемых участков

№ п/п	Описание микроструктуры
1	Феррит + 15-20 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.1
2	Феррит + 15-20 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.2.
3	Феррит + карбиды в виде цепочек по границам зерен, рис. 2.3
4	Феррит + 5-15 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.4.
5	Феррит + 5-15 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.5.
6	Феррит + 15-20 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.6.
7	Феррит + 15-20 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.6.
8	Феррит + 5-15 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.8.
9	Феррит + 25-30 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.9.
10	Феррит + 5-15 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.10.
11	Феррит + 5-15 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.11.
12	Феррит + карбиды в виде цепочек по границам зерен, рис. 2.12.
13	Феррит + 15-20 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.13.
14	Феррит + 5-15 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.14.
15	Феррит + 25-30 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.15.
16	Феррит + 15-20 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.16.
17	Феррит + 15-20 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.17.
18	Феррит + 5-15 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.18.
19	Феррит + 5-15 % участков сорбита отпуска и перлита, рис. 2.19.

В результате анализа результатов проведенных исследований установлено, что микроструктура металла представляет собой феррито-перлитную смесь с различной комбинацией по процентному содержанию феррита и перлита. Пробы 1, 2, 6, 7, 9, 13, 15-17 и 19 имеют удовлетворительную структуру по шкале МРТУ 14-4-21-67.

Остальные пробы имеют браковочную структуру, соответствующую 6, 7 баллу по шкале МРТУ. Перлит в металле этих проб имеет значительную степень сфероидизации, а на некоторых участках паропровода (3, 10, 12) распался с выделением карбидов по границам зерен. Подобная структура отрицательно сказывается на служебных

характеристиках (существенное снижение жаропрочности) металла паропровода.

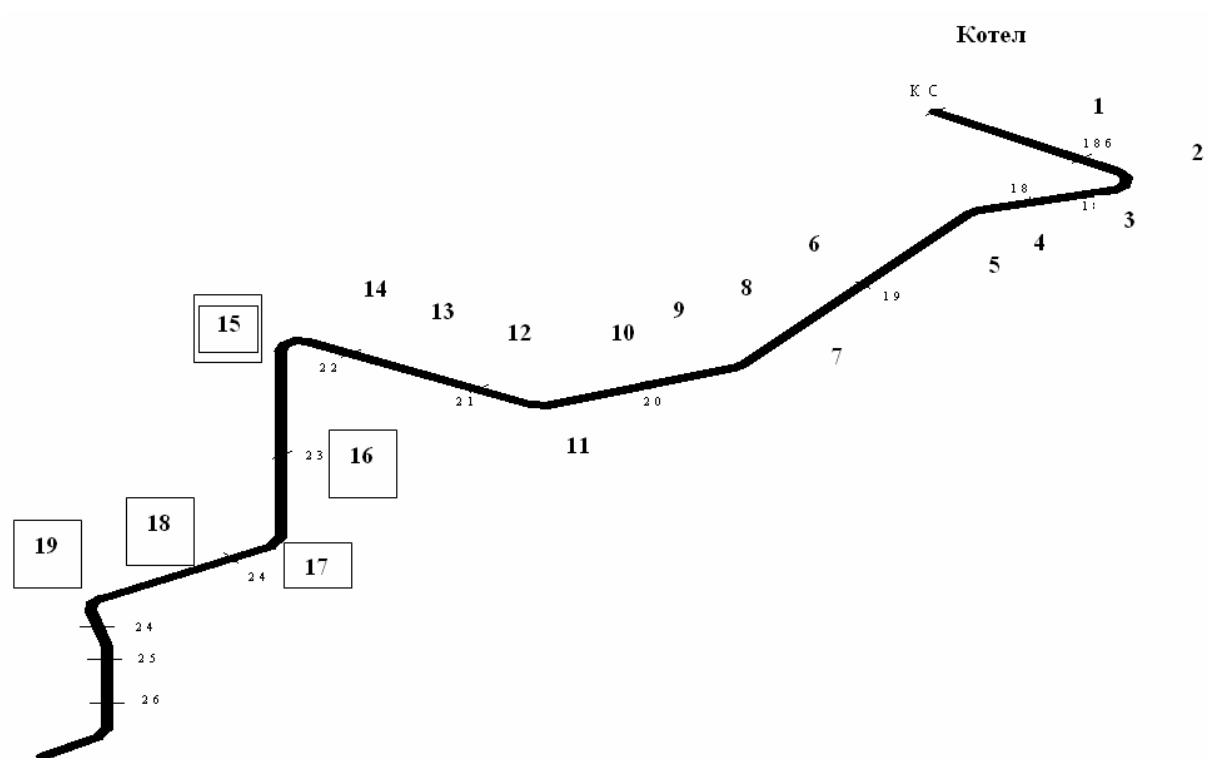
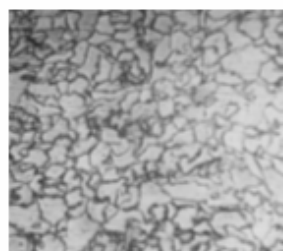


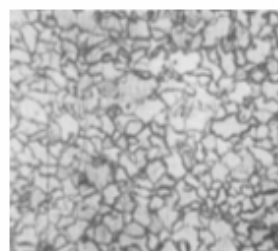
Рисунок 1 – Схема участка главного паропровода и контролируемые точки (1 – 19)



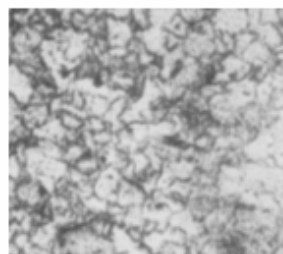
1



2



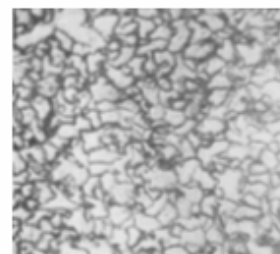
3



4



5



6

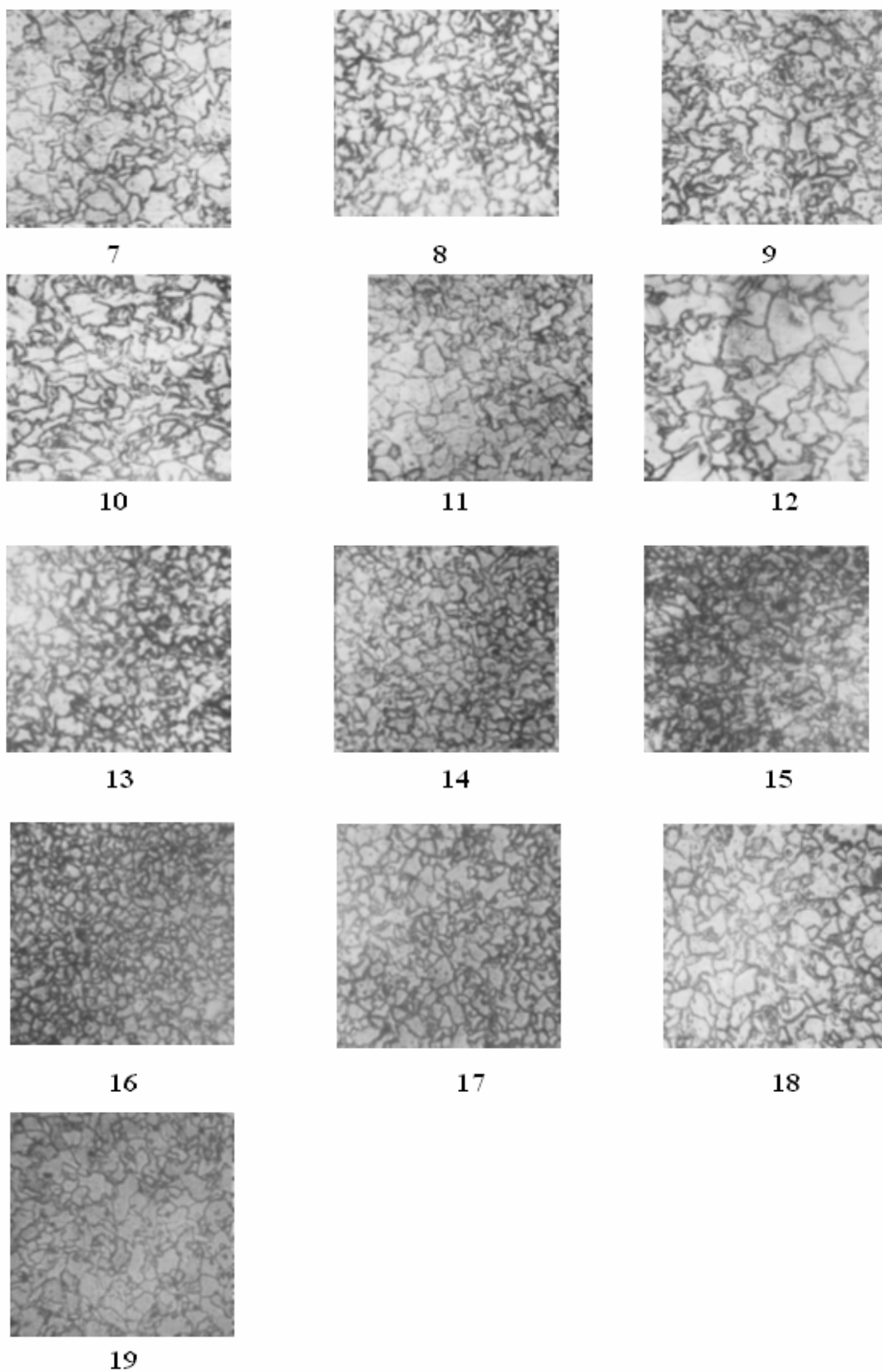


Рисунок 2 – Микроструктура отдельных участков паропровода, обработавшего около 57 тыс. часов (жирным шрифтом выделены дефектные структуры)

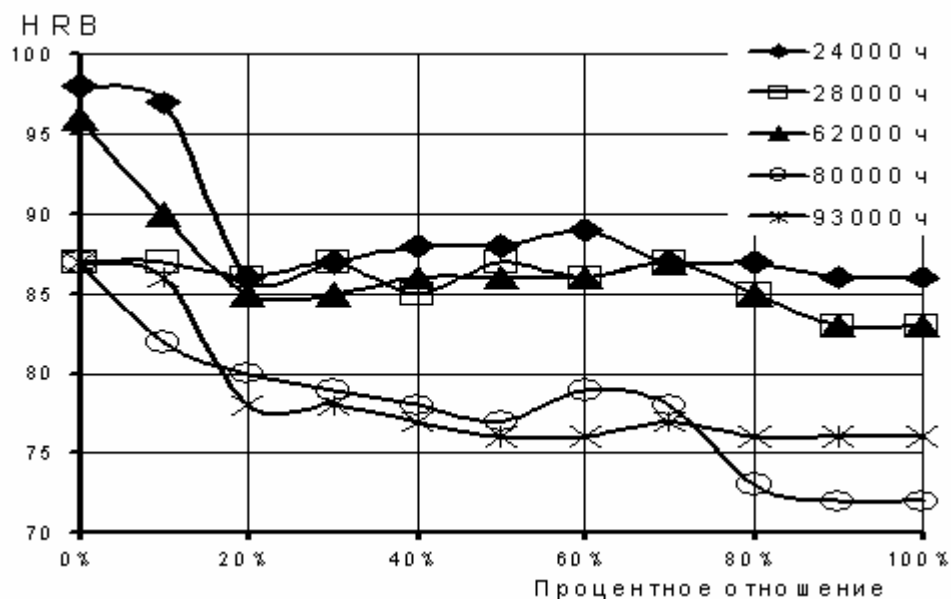
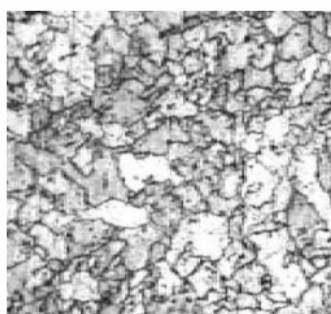
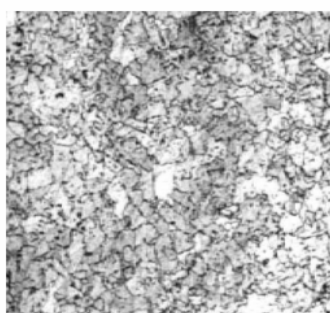


Рисунок 3 – Твердость металла паропровода по сечению в зависимости от срока эксплуатации

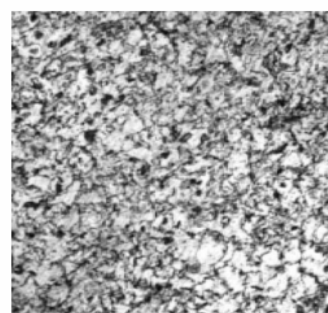
Проведенные измерения твердости металла паропроводов по сечению труб в зависимости от срока эксплуатации показали ее уменьшение от наружной поверхности к внутренней (рисунок 4), поэтому определенный интерес представляют структурные изменения, происходящие в металле. На рисунке 3 по оси абсцисс отложено процентное отношение, поскольку измерения проводились на образцах труб с различной толщиной стенки.



а) $\times 400$



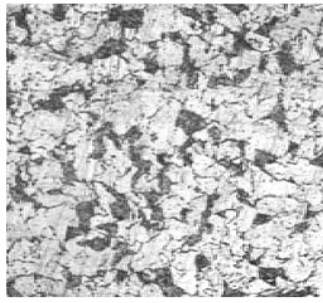
б) $\times 400$



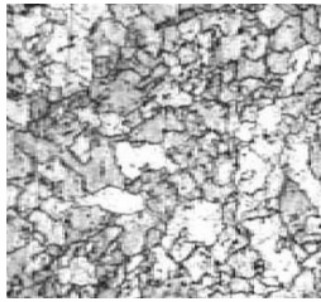
в) $\times 400$

Рисунок 4 – Микроструктура паропровода отработавшего 28 тысяч ч. на наружной (а), внутренней (в) поверхностях, в середине образца (б)

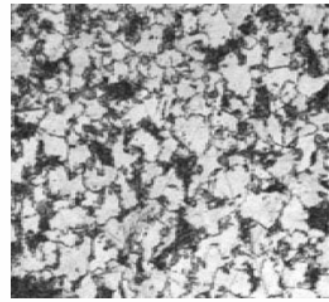
На рисунке 7 приведена схема паропровода, отработавшего 110 тыс. ч и указаны точки контроля.



а) × 400

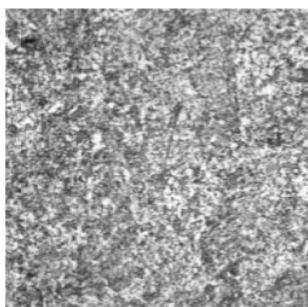


б) × 400

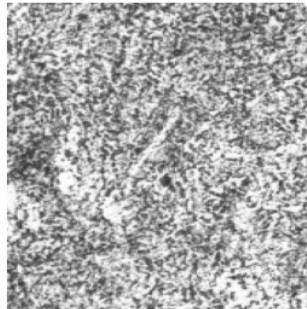


в) × 400

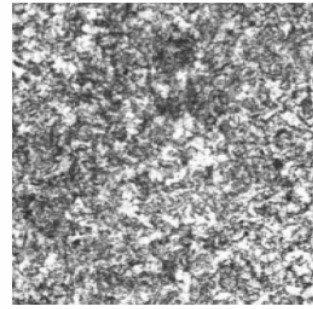
Рисунок 5 – Микроструктура паропровода отработавшего 80 тысяч ч. на наружной (а), внутренней (в) поверхностях, в середине образца (б).



а) × 400



б) × 400



в) × 400

Рисунок 6 – Микроструктура паропровода отработавшего 93 тысяч ч. на наружной (а), внутренней (в) поверхностях, в середине образца (б).

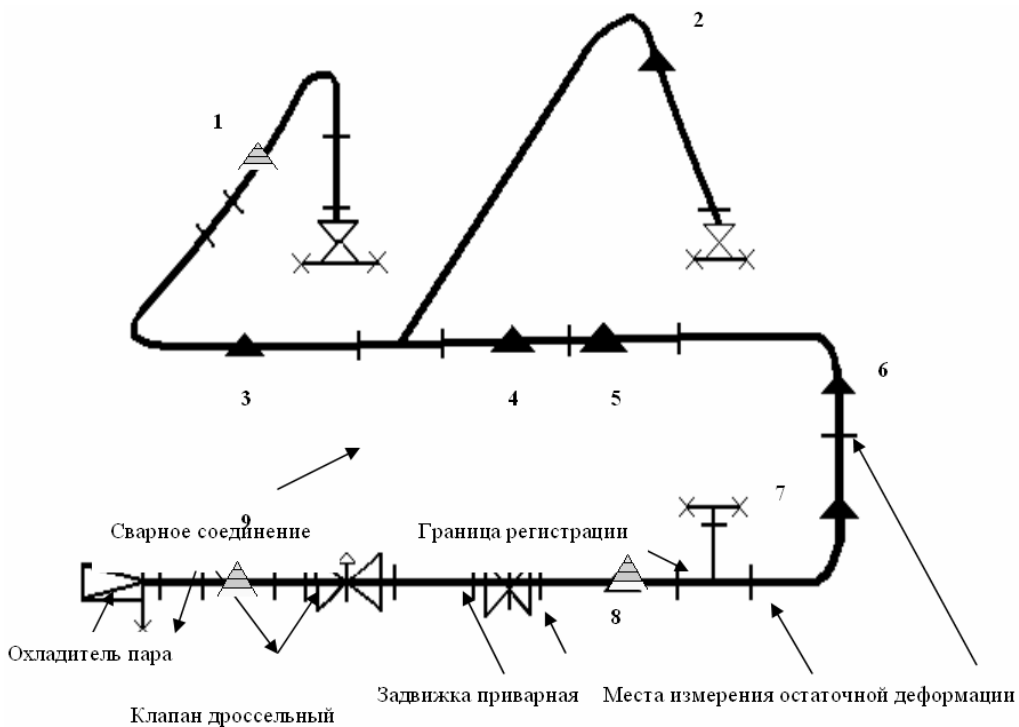
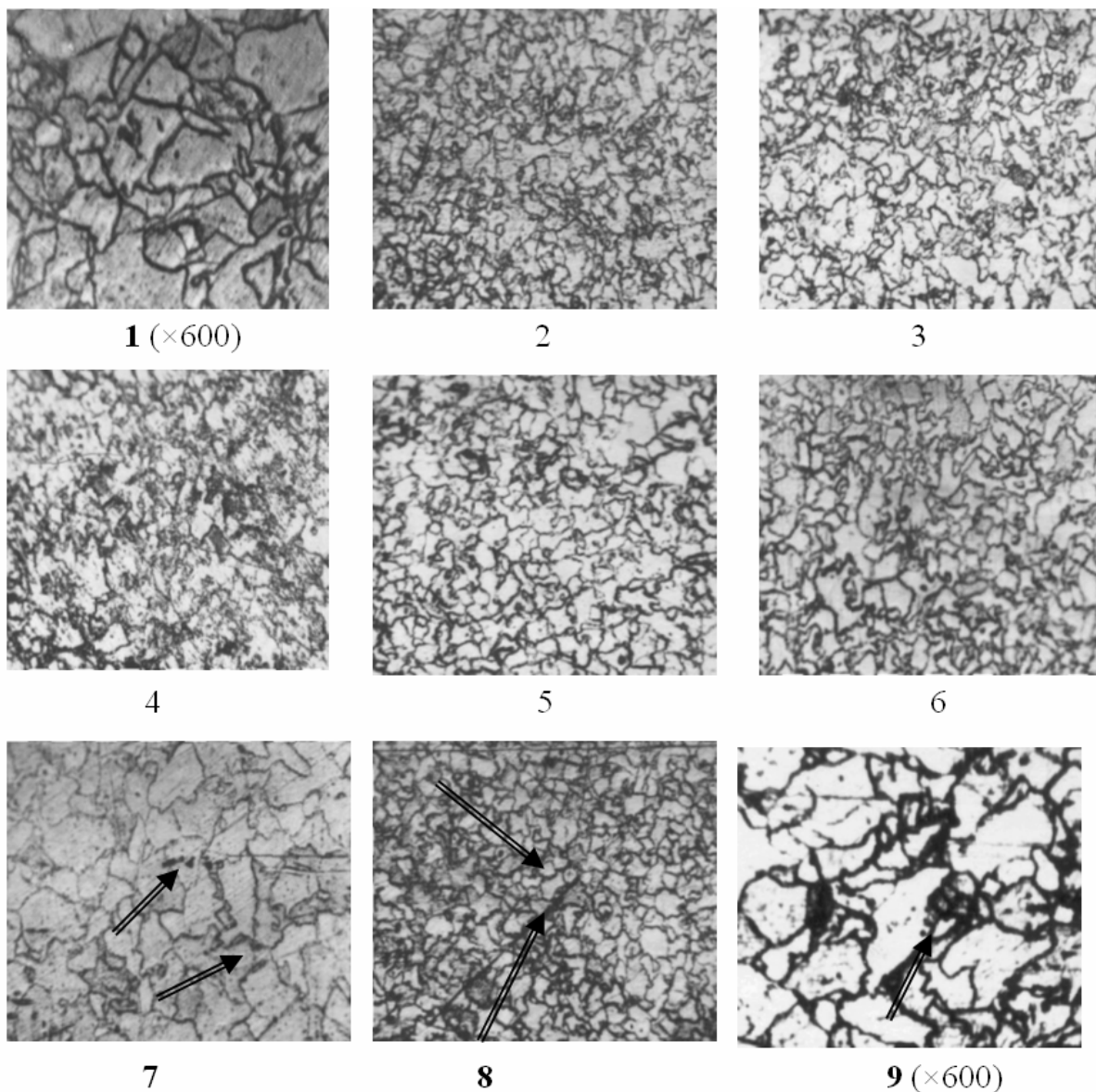


Рисунок 7 – Схема паропровода острого пара к РОУ 100/15 Ст. №2 (треугольниками показаны места отбора проб; цифрами – номера проб)



1 – увеличение балльности; 7, 8 – образование цепочек пор по границам зерен; 9 – образование микротрещин при объединении цепочек)

Рисунок 8 – Микроструктура металла паропровода, отработавшего 110 тыс. часов (×400)

Металлографическими исследованиями образцов показано, что количественные характеристики степени поврежденности металла порами при ползучести можно сопоставить с их морфологическими особенностями. При величине объемной доли пор «f» превышающей 0,1 % на границах зёрен выявляются единичные поры размером 1мкм и выше. При «f» выше 0,2 % в структуре стали, обнаруживаются отдельные скопления пор в виде цепочек по границам зёрен. Объемная доля пор 0,35 % соответствует стадии объединения пор в цепочках и образования первых микротрещин. Такое соотношение величин по-

вреждённости с морфологическими особенностями порообразования в одинаковой степени характерно как для образцов металла прямых участков, так и для гнутых отводов паропроводов, что позволяет распространить полученные при испытаниях результаты на определение характеристик предельного состояния и остаточной долговечности деталей паропроводов.

Выделены браковочные структуры:

Металлографическими исследованиями образцов показано, что количественные характеристики степени повреждённости металла порами при ползучести можно сопоставить с их морфологическими особенностями. При величине объёмной доли пор «f» превышающей 0,1 % на границах зёрен выявляются единичные поры размером 1 мкм и выше. При «f» выше 0,2 % в структуре стали, обнаруживаются отдельные скопления пор в виде цепочек по границам зёрен. Объёмная доля пор 0,35 % соответствует стадии объединения пор в цепочках и образования первых микротрещин. Такое соотношение величин повреждённости с морфологическими особенностями порообразования в одинаковой степени характерно как для образцов металла прямых участков, так и для гнутых отводов паропроводов, что позволяет распространить полученные при испытаниях результаты на определение характеристик предельного состояния и остаточной долговечности деталей паропроводов.

**ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И ЭКОЛОГИЯ НА
ПРЕДПРИЯТИЯХ**

УДК 543.7: 669.054.8

О.В. Иваныкина, Н.В. Журавлева

ОАО «Западно-Сибирский Испытательный Центр»,

г. Новокузнецк

ИЗУЧЕНИЕ ЭЛЕМЕНТНОГО СОСТАВА ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ДЛЯ ЦЕЛЕЙ ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА

В статье представлены результаты по изучению химического состава отходов обогащения железных руд сухой магнитной сепарацией. Обосновывается перечень приоритетных металлов, которые должны быть включены в геоэкологические программы исследования данной группы отходов.

Results of the chemical composition study of iron-ore concentration wastes are presented. List of priority metals which must be included in geoecological program of the investigation of iron-ore tailing are based.

Вопросы комплексного использования минерального сырья и утилизации различных отходов с каждым годом привлекают все большее внимание. Одним из важнейших разделов современной геоэкологии является повышение уровня безотходности технологических процессов, максимальное использование всех видов природного сырья при минимальном ущербе окружающей среде. Объемы отходов черной металлургии Южной Сибири и Кузбасса составляют 320 млн. м³. Они сосредоточены в 44 породных отвалах, из которых 18 отвалов – это отходы сухой магнитной сепарации (85,3 млн. м³) [1]. В хвосты обогащения железных руд уходят тысячи тонн цветных и редких металлов.

В настоящей работе приводятся данные по содержанию тяжелых металлов в отходах обогащения железных руд сухой магнитной сепарацией. Систематизация элементов проведена по 12 образцам.

Для комплексной оценки промышленных отходов используются различные химические, физико-химические и биологические методы исследования. Программа изучения отходов, разработанная в ОАО «Западно-Сибирский Испытательный Центр», включает исследования по следующим направлениям: определение токсичных органических веществ (полициклических ароматических углеводородов, фенолов, хлорорганических пестицидов, летучих ароматических углеводоро-

дов, нефтепродуктов, СПАВ, формальдегида); определение валовых, подвижных и водорастворимых форм токсичных элементов (V, Cd, Co, Mn, Cu, Mo, As, Ni, Hg, Pb, Cr, Zn, Sb, фторид-, цианид-ионы). В результате такого подхода оценивается не только токсичное влияние отхода на окружающую среду, но и потенциальный запас ценных компонентов, которые могут быть вовлечены в схемы переработки отходов [2].

На предварительном этапе в хвостах обогащения железных руд было выполнено полуколичественное спектральное определение 37 элементов методом испарения из канала угольного электрода. В качестве источника возбуждения использовалась электрическая дуга между угольными электродами. Разложение излучения источника света в спектр производилось с помощью спектрографа «PGS-2», оснащенного плоской дифракционной решеткой с 651 штрих/мм. Спектр возбуждали в дуге переменного тока силой от 25 до 35 А, а время экспозиции составляло 3 минуты. Содержание элементов определяли визуально на спектропроекторе ПС-18 путем сравнения почернения соответствующих линий на рабочей фотопластинке с почернением соответствующих линий на эталонной фотопластинке. Данные полуколичественного спектрального анализа из ряда обнаруженных элементов представлены в таблице.

На основании полученных результатов и литературных источников [3, 4] считается нецелесообразным на сегодняшний день использовать данные отходы в качестве технологического сырья.

По данным спектрального анализа был определен перечень элементов, которые затем измеряли количественно. Для изучения токсичных свойств определялись концентрации валовых, подвижных и водорастворимых форм тяжелых металлов. Содержание элементов валовых и подвижных форм проводили методами атомной абсорбции. Подвижные формы тяжелых металлов выделяли с помощью ацетатно-аммонийного буферного раствора с рН = 4,8. Концентрации водорастворимых форм элементов определяли методами атомной абсорбции с электротермической атомизацией, атомной эмиссии с индуктивно-связанной плазмой и полярографически. Содержание ртути измеряли беспламенным атомно-абсорбционным методом (метод «холодного пара»).

Аналитический контроль объектов окружающей среды базируется на сопоставлении результатов химического анализа с нормируемыми величинами концентраций контролируемых веществ.

Таблица – Результаты спектрального анализа хвостов обогащения железных руд

Наименование показателя	Результаты испытаний			
	<i>min</i> %	<i>max</i> %	<i>min</i> мг/кг	<i>max</i> мг/кг
Алюминий	5,0	>10,0	50000,0	>100000,0
Барий	0,05	0,1	500,0	1000,0
Бериллий	0,0001	0,0002	1,0	2,0
Висмут	<0,0002	0,001	<2,0	10,0
Ванадий	0,007	0,01	70,0	100,0
Вольфрам	<0,002	0,005	<20,0	50,0
Галлий	0,001	0,002	10,0	20,0
Германий	<0,0002	0,0003	<2,0	3,0
Иттербий	<0,0001	0,0003	<1,0	3,0
Иттрий	<0,001	0,003	<10,0	30,0
Кадмий	<0,001	-	<10,0	-
Кобальт	0,0015	0,007	15,0	70,0
Литий	<0,001	0,005	<10,0	50,0
Марганец	0,1	0,5	1000,0	5000,0
Медь	0,005	0,07	50	700
Молибден	0,001	0,01	10,0	100,0
Мышьяк	<0,01	0,01	<100,0	100,0
Никель	0,003	0,005	30,0	50,0
Ниобий	<0,001	-	<10,0	-
Олово	0,0002	0,0005	2,0	5,0
Свинец	0,002	0,02	20,0	200,0
Серебро	<0,00001	0,0005	<0,1	5,0
Скандий	<0,0002	0,0005	<2,0	5,0
Стронций	0,01	0,05	100,0	500,0
Сурьма	<0,002	-	<20,0	-
Титан	0,05	0,3	500,0	3000,0
Фосфор	<0,1	0,3	<1000,0	3000,0
Хром	0,003	0,015	30,0	150,0
Цинк	0,002	0,07	20,0	700,0
Цирконий	0,001	0,007	10,0	70,0
Кальций	4,0	>10,0	40000,0	>100000,0
Кремний	6,0	>10,0	60000,0	>100000,0
Магний	2,0	>10,0	20000,0	>100000,0
Железо	3,0	>10,0	30000,0	>100000,0

Из полученных данных следует, что превышение ПДК_п [5] обнаружено в 80 % проб по валовым формам меди и марганца (Cu – 4,7 ПДК, Mn – 1,9 ПДК), в 60 % – свинца (1,5 ПДК), в 20 % – ванадия (1,1 ПДК). Содержание хрома, олова, сурьмы, ртути и цинка находится в пределах, не превышающих предельно допустимые концентрации (рисунок 1).

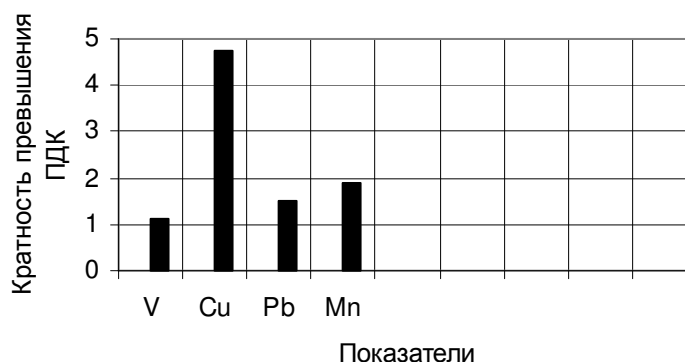


Рисунок 1 – Максимальное превышение ПДК валовых форм элементов в отходах обогащения железных руд магнитной сепарацией

Для понимания миграционных процессов и оценки токсичности тяжелых металлов необходимо не просто определить их содержание в исследуемой среде, но и дифференцировать формы металлов в зависимости от химического состава и физической структуры. Особую опасность представляют подвижные формы, для которых характерна высокая биохимическая активность и способность накапливаться в биоте.

Все исследуемые пробы отличают высокие концентрации подвижных форм Cu (5-60 ПДК) и Pb (5,1 ПДК). 80 % отходов содержат Ni (2,9 ПДК) и Zn (3 ПДК). Обнаруженные концентрации кобальта и хрома не превышают ПДК (рисунок 2).

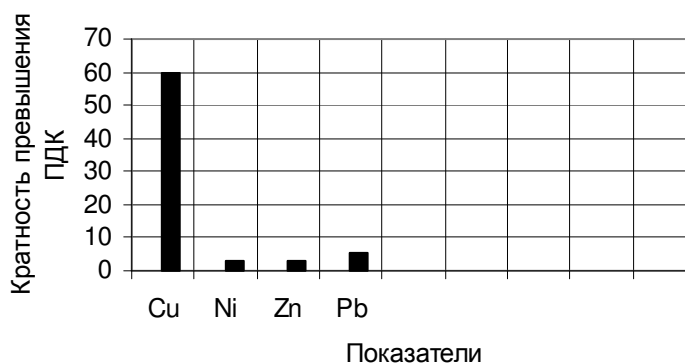


Рисунок 2 – Максимальное превышение ПДК подвижных форм элементов в отходах обогащения железных руд магнитной сепарацией

Во всех водных вытяжках отходов обогащения железных руд сухой магнитной сепарацией наблюдается превышение ПДК для воды рыбохозяйственных водоемов [6] по Cu (1-15 ПДК), Mo (20,8-291,7 ПДК) и Cr (1-11 ПДК). В 60 % отходов установлено превышение ПДК_в по содержанию Mn (2,7-21 ПДК) и V (15 ПДК); в 20 % – по Ni (3,7 ПДК) и Sb (11,2 ПДК). Концентрации кадмия, кобальта, мышьяка, ртути, свинца и цинка не превышают установленных норм во всех исследуемых образцах (рисунок 3).

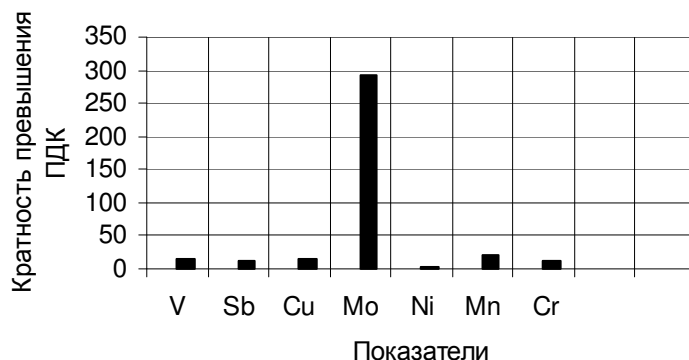


Рисунок 3 – Максимальное превышение ПДК водорастворимых форм элементов в отходах обогащения железных руд магнитной сепарацией

ВЫВОДЫ:

1. Данные спектрального анализа показали, что в хвостах магнитной сепарации присутствуют металлы в концентрациях не позволяющих использовать данные виды отходов в качестве минерального сырья.

2. С экологической точки зрения отходы железных руд являются токсичными отходами, поскольку:

- высокое содержание Cu было обнаружено как в валовой, так и в подвижной и в водорастворимой формах отходов обогащения железных руд магнитной сепарацией;
- концентрация Pb превышает ПДК в валовой и подвижной форме, но в воде он мало растворим;
- содержание V, Mn, и Sb велико в валовой и водорастворимой форме;
- отмечены высокие концентрации молибдена, хрома, никеля и кобальта в подвижной и водорастворимой формах.

Таким образом, приоритетными элементами при исследовании отходов обогащения железных руд на токсичность являются подвижные формы: Cu, Ni, Pb, Zn; водорастворимые формы: V, Sb, Cu, Mo, Ni, Mn, Cr; и валовое содержание Cu, V, Pb и Mn в качестве потенци-

ального источника опасности. Результаты анализов показали, что во избежание загрязнения окружающей среды, на территориях размещения отходов необходимо поддерживать график аналитического контроля состояния почв, подземных и поверхностных водных объектов. Полученные данные рекомендуется учитывать при использовании хвостов обогащения железных руд в строительстве.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Анашкин Н.С. Перспективы обеспечения минерально-сырьевыми ресурсами ООО «Сталь НК» на основе переработки и использования отходов производства / Н.С. Анашкин, С.И. Павленко // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов. Вып. 14 : СибГИУ. Новокузнецк, 2005, С. 271-276.

2. Журавлева Н.В. Химические, физико-химические и биологические методы в комплексной оценке токсичности промышленных отходов / Н.В. Журавлева, Т.Н. Воропаева, О.В. Иваныкина // Перспективы развития технологий переработки вторичных ресурсов в Кузбассе. Экологические, экономические и социальные аспекты: труды II Всероссийской научно-практической конференции с международным участием, г. Новокузнецк, 4-6 октября 2006 г. / Под общ. ред. Ф.И. Иванова, С.А. Шипилова; НФИ КемГУ. – Новокузнецк, 2006, С. 75-76.

3. Железорудная база России / Под ред. В.П. Орлова, М.И. Веригина, Н.И. Головкина – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1998. – 842 с.

4. Оценка перспектив развития горно-металлургической базы ряда металлов в Российской Федерации / А.М. Птицын, Ю.К. Дюдин, А.Н. Синдаровский, Б.П. Руднев. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2002. – 562 с.

5. Санитарные нормы допустимых концентраций химических веществ в почве САН ПиН 42-128-4433-87. – М: Министерство здравоохранения СССР, 1998. – 19 с.

6. Обобщенный перечень предельно допустимых концентраций (ПДК) и ориентировочно безопасных уровней воздействия (ОБУВ) вредных веществ для воды рыбохозяйственных водоемов. – М: Министерство рыбного хозяйства СССР, 1990. – 44 с.

УДК 666.762.14

М.В. Луханин, Е.Г. Авакумов, С.И. Павленко

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

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТОДОВ МЕХАНОХИМИИ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ОГНЕСТОЙКОЙ МУЛЛИТОВОЙ КЕРАМИКИ НА ОСНОВЕ СИЛИКАТОВ И АЛЮМОСИЛИКАТОВ

В статье приводятся данные исследования о возможности синтеза огнестойкой керамики (преимущественно муллитовой) с использованием метода механохимической активации составляющих на планетарных мельницах конструкции Института химии твердого тела и механохимии СО РАН (ИХТТиМ СО РАН). В результате проведенных исследований совместно с ИХТТиМ СО РАН доказано, что для получения муллитов и муллито-корундовой керамики путем предварительной механической активации и последующей термической обработки смесей на основе каолина могут быть использованы самые различные отходы производства, в т.ч. алюминия, глиноземного, абразивного, карбида кремния и др. А также снижаться на 200-300°C температура отжига (1200°C вместо 1400-1500). При этом решаются одновременно проблемы экологии, ресурсо- и энергосбережения.

The paper presents the investigation data on the feasibility of synthesizing fireproof ceramics (mostly mullite) using the method of mechanochemical activation of the components in planetary mills designed by the Institute of Chemistry of Solids and Mechanochemistry (JCS&M), Siberian Branch RAS. As a result of the investigations carried out in association with the JCS&M SB RAS, it was found that in order to obtain mullite and mullite-corundum ceramics by means of preliminary mechanical activation and the following thermal treatment of the kaolin-based mixtures, various byproducts can be utilized including the wastes from the production of aluminum, alumina, abrasive production, silicon carbide and others. The temperature of annealing is reduced by 200-300°C (1200 °C versus 1400-1500°C). Also, utilization of the by-products and reduces resources to the environment energy consumption.

Муллит известен как основной компонент фарфора и огнеупоров [1]. Получение его в плотном состоянии является очень трудным делом, однако, использование жидко-фазного спекания с помощью добавок или примесей, присутствующих в природных материалах, удалось облегчить этот процесс. Пионерская работа по высокочистой муллитовой керамике была выполнена Докко с соавторами [2]. Они показали, что высокочистый муллит имеет очень хорошее сопротивление к разрушению. Улучшение механических свойств муллитовой керамики достигнуто Канзаки [3]. Они приготовили тонкий, высокочистый и химически однородный порошок муллита методом распылительного пиролиза. Уплотнение до 95% было достигнуто путем обжига при 1650 °С в течение 4 часов. Прочность на изгиб этой муллитовой керамики составляла 360 МПа, а трещиностойкость 2,8 МПа м^{0,5}. Эти значения много выше, чем полученные Меитчем и Мардиазни [4], равные 150 МПа, а трещиностойкость 1,8 МПа м^{0,5}. Канзаки утверждает, что при снижении температуры отжига до 1400°С прочность на изгиб снижается незначительно. Высокотемпературные механические свойства муллита много выше, чем для оксида алюминия, оксида магния. Поэтому, муллит становится материалом, перспективным для высокотемпературных инженерных керамических применений и это служит причиной интенсивных исследований муллитной керамики, начиная с публикаций Канзаки.

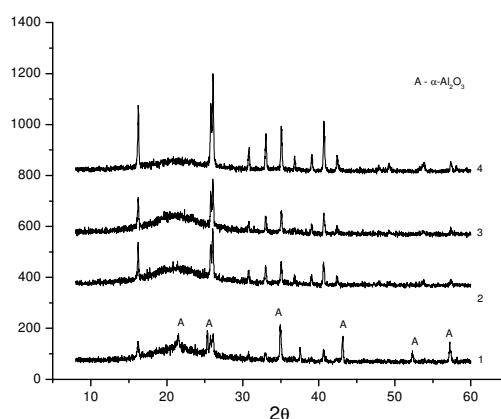
Хорошие механические свойства, как указывает Канзаки, обусловлены благоприятными свойствами природных материалов, из которых готовится муллитовая керамика. Исмаил [5], однако получил хорошие данные для муллита, приготовленного смешением золей. Он опубликовал следующие данные: Прочность на изгиб равные 405 МПа при комнатной температуре и 350 МПа при 1300°С, трещиностойкость 2,73 МПа м^{0,5}, модуль Юнга 246 ГПа, твердость по Виккерсу 11,96 ГПа.

Муллит обладает и хорошими теплотехническими характеристиками. Ранее показано, что при получении пригодного для технического использования муллита может быть использовано техногенное сырье, в частности, высокоглиноземистые отходы абразивного производства [6, 7]. Были проведены исследования возможности получения муллитовой керамики и из других отходных материалов, имеющих в алюминиевой промышленности. К ним относятся отходы гиббсита, смеси на его основе, содержащие продукты его терморазложения. С другой стороны, для синтеза муллита необходим каолин. В огнеупорных глинах (в частности, глинах вскрышных пород Изыхского

угольного разреза) основным компонентом является каолин с небольшой примесью кварца. Химический состав глины приведен в работе [6]. На базе такой смеси может быть реализован синтез муллита, если алюминийсодержащие продукты (пересчитанные на Al_2O_3) взяты в соотношениях, соответствующих уравнению реакции:



Смеси активировались в лабораторной планетарной мельнице АГО-2 при соотношении массы шаров к массе навески 20:1 в течение заданного времени (от 1 до 10 мин). Затем смеси отжигались при температуре 1200 °С в течение 3 часов. Образцы анализировали на рентгеновском дифрактометре ДРОН-3М.



1 – с $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$, 2 – с $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$, 3 – с бемитом, 4 – с гиббситом.

Рисунок 1 – Дифрактограммы смесей каолина с алюминийсодержащими соединениями, механически активированных 10 мин и отожженных при 1200 °С в течение 4 ч.

На рисунке 1 приведены дифрактограммы предварительно активированных 10 мин. и отожженных при 1200 °С смесей каолина с различными алюминийсодержащими соединениями. Во всех смесях обнаруживается муллит. Если считать, что интенсивность пика пропорциональна количеству продукта, то видно, что наиболее эффективно взаимодействие протекает в смеси с гиббситом, затем идут бемит, $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$, а в смеси с корундом на дифрактограммах смеси присутствуют линии $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$, т.е. взаимодействие неполное. При указанной температуре гидратированные соединения алюминия и $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ превращаются в $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ и казалось бы, что степень взаимодействия должна быть во всех случаях одинаковой. Однако этого не наблюдается. Возможная причина такого поведения разная скорость перехода в конеч-

ное состояние исходных алюминийсодержащих соединений. Согласно данным работы [8] скорость взаимодействия в большей степени зависит от присутствия в смеси воды (освобождающейся при терморазложении гидратированных соединений алюминия), чем от присутствия в них структурных дефектов (в том числе и генерированных механической активацией). По этой причине взаимодействие между каолином и алюмосодержащими соединениями может быть объяснено в терминах кислотно-основного механизма, в соответствии с которым поверхностная кислотность или основность, возникающая из-за присутствия воды, оказывает благоприятное влияние на протекание механохимических реакций. Для формирования муллита необходимо разрушить связи Si-O-Si в тетраэдрическом слое каолинита и образовать новые связи Si-O-Al в этом же слое. Процесс их образования облегчается в присутствии указанных поверхностных кислотных или основных центров. Степень связывания коррелирует с изменением кислотных свойств в ряду соединений: Al(OH)₃ (гиббсит), AlO(OH) (бемит), γ-Al₂O₃, α-Al₂O₃, т.е. с уменьшением в соединениях содержания гидроксильных групп.

Наиболее эффективно реагирующая смесь каолина с гиббситом была исследована более детально. Было изучено влияние таких факторов как продолжительность механической активации, температура и продолжительность последующей термической обработки на выход муллита.

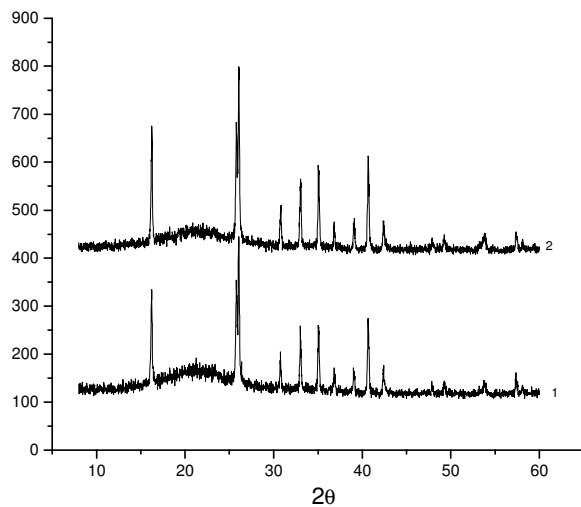
На рисунке 2 приведены данные РФА для активированных разное время образцов и отожженных при 1200 °С в течение 4 часов.

Интенсивность рефлексов муллита увеличивается от времени активации. Это является косвенным подтверждением того, что образование связей Si-O-Al происходит во время активации, а в ходе термической обработки происходит переход образовавшегося прекурсора из аморфного состояния в кристаллическое.

Данные по влиянию температуры отжига на выход муллита представлены на рисунке 3. На основе этих данных рассчитана энергия активации формирования муллита по уравнению

$$E = (RT_1T_2) / (T_2 - T_1) \ln (\tau_2 / \tau_1), \quad (2)$$

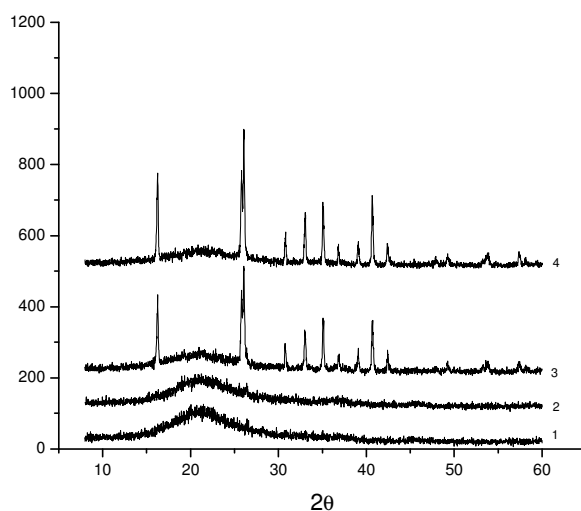
в котором τ_2 и τ_1 обозначают значения интенсивностей основного рентгеновского отражения при температурах 1250 и 1150 °С, соответственно. Получено значение энергии активации, равное 56,3 кДж/моль, которое близко по значению к энтальпии кристаллизации аморфных оксидов [9].



1 – 5 мин, 2 – 10 мин.

Рисунок 2 – Дифрактограммы смесей каолина с гиббситом, механически активированных и отожженных при 1200 °С в течение 4 ч.

Кристаллизация муллита из активированной в течение 10 мин. при термической обработке при 1200 °С совершается за 30-40 мин. При дальнейшем увеличении времени термической обработки сохраняется равновесное состояние, т.е. выход муллита остается на этом же уровне.



1 – 1000 °С, 2 – 1050 °С, 3 – 1150 °С, 4 – 1250 °С

Рисунок 3 – Дифрактограммы смесей каолина с гиббситом, механически активированных 10 мин и отожженных при разных температурах в течение 4 ч.

В результате проведенного исследования показано, что для получения муллитовой и муллитокорундовой керамики путем предварительной механической активации и последующей термической обработки при 1200 °С смесей на основе каолина могут быть использованы самые различные отходы производства алюминия. Это могут быть отходы глиноземного производства, а также абразивного и других производств. Следует отметить, что при использовании корунда наряду с муллитом обнаруживается некоторое количество непрореагировавшего корунда. При использовании же других алюминийсодержащих соединений единственным продуктом является муллит.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Scheider H. Mullite and mullite ceramics / H. Scheider, K. Okada, J. Pask. – John Wiley & Sons, Chichester, 1994. – 241 p.
2. Dokko P.C. High-temperature mechanical characterization of reaction-sintered mullite under compression / P.C. Dokko, J.A. Pask, K.S. Mazdiyashi // J. Am. Ceram. – Soc. 60 (1977). – С. 150-155.
3. Sintering and mechanical properties of stoichiometric mullite / S. Kanzaki, H. Tabata, T. Kumazawa, S. Ohta // J. Am. Ceram. – Soc. 68 (1985). – С. 6-7.
4. Mah T. Mechanical properties of mullite / T. Mah, K.S. Mazdiyashi // J. Am. Ceram. – Soc. 66 (1983). – С. 699-703.
5. Ismail M.G.M.U. Microstructure and mechanical properties of mullite prepared by sol-gel method / M.G.M.U. Ismail, Z. Nakai, S. Somiya // J. Am. Ceram. – Soc. 70 (1987). – С. 7-8.
6. Луханин М.В. Механохимический синтез муллита из вторичных минеральных ресурсов / М.В. Луханин, С.И. Павленко, Е.Г. Авакумов // Огнеупоры и техническая керамика. – 2004. – № 6. – С. 39-40.
7. Луханин М.В. Роль механохимической активации в получении огнеупорной керамики на основе муллита и карбида кремния из вторичных минеральных ресурсов / М.В. Луханин, Е.Г. Авакумов, С.И. Павленко // Огнеупоры и техническая керамика. – 2004. – № 1. – С. 32-34.
8. Phase evolution in mechanically treated mixtures of kaolinite and alumina hydrates (gibbsite and boemite) / J. Temuujin, K.J.D. Mackenzie, M. Schmucker and others // J. Europe Ceram. – Soc. 2000. – V. 20. – P. 413-421.
9. Резницкий Л.А. Кристаллоэнергетика оксидов. – 2-е изд., перераб. и доп. / Л.А. Резницкий. – М.: Диалог-МГУ. – 171 с.

УДК 669.162.252.428

Л.В. Ворон

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

ОРГАНИЗАЦИЯ ОБОРОТНОГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ ГАЗООЧИСТКИ ДОМЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА

В статье рассмотрены вопросы организации газоочистки доменного производства по оборотной схеме, что предотвращает вредное воздействие на окружающую среду и позволяет рационально использовать очищенные отходящие газы, водные ресурсы и уловленные металлосодержащие шламы. В статье рассмотрены наиболее рациональные методы предотвращения карбонатных отложений, в том числе современные.

Gas cleaning problems of blast-furnace process are considered in the given article; also the most rational methods of carbonate sedimentation prevention in cleaning equipment are highlighted here.

В колошниковом газе, который образуется в результате доменного процесса, содержится пыль, окислы углерода (CO , CO_2), серы (SO_2). Кроме того, в нем могут присутствовать токсичные цианистые и радонистые соединения, тяжелые металлы, пары ртути. Выбросы доменного производства от общих выбросов в отрасли составляют по пыли – 17,3 %, по SO_2 – 0,3 %, CO – 3,5 %. Вынос пыли из печей, работающих с повышенным давлением, составляет 25-75 кг/т чугуна. На выходе из печи газ содержит около 25-35 % CO , что позволяет его использовать как газообразное топливо после предварительной очистки. Для многих потребителей доменного газа, содержание в нем пыли не должно превышать 10 мг/м³. Как правило, для достижения необходимого эффекта применяется многоступенчатая схема газоочистки:

- грубая очистка в сухих пылеуплотнителях с эффектом улавливания до 65 – 75 %;
- тонкая очистка в скрубберах и трубах «Вентури» до содержания 0,5 г/м³ взвешенных веществ и температуры газа 40-50 °С;
- тонкая очистка до содержания пыли менее 10 мг/м³ в дроссельной группе или мокрых трубчатых электрофильтрах.

Доменный газ после грубой очистки на сухих пылеуловителях с температурой 350 °С поступает в нижнюю часть скрубберов, орошаемых водой. В скрубберах постоянно движется два встречных потока: доменный газ снизу вверх и распыляемая форсунками вода сверху вниз. При этом происходит хорошее перемешивание газа с водой, которое обеспечивает улавливание крупных частичек пыли и эффективный теплообмен, приводящий к охлаждению газа. После скрубберов газ поступает в трубы «Вентури», где за счет увеличения скорости его потока в контакте с подаваемой водой происходит тончайшее перемешивание и коагуляция (укрупнение) частичек пыли, которые, проходя водоотделители, выпадают вместе с водой, а газ поступает в дроссельную группу или электрофильтры. В дроссельной группе при высоком перепаде давления и скорости газа в клапанах до 200-250 м/с снижается содержание пыли в очищенном газе до 5-10 мг/м³.

Вследствие высокого давления отводимого газа (давление на колошнике доменной печи 2,5 и более ати) в нагретой и загрязненной оборотной воде в пределах газоочистной аппаратуры успевают раствориться до 150-220 мг/л диоксида углерода (СО₂). Так как в очищенном газе присутствуют окись кальция (СаО), то в результате взаимодействия с растворенным в воде углекислым газом (СО₂) происходит образование бикарбоната кальция:



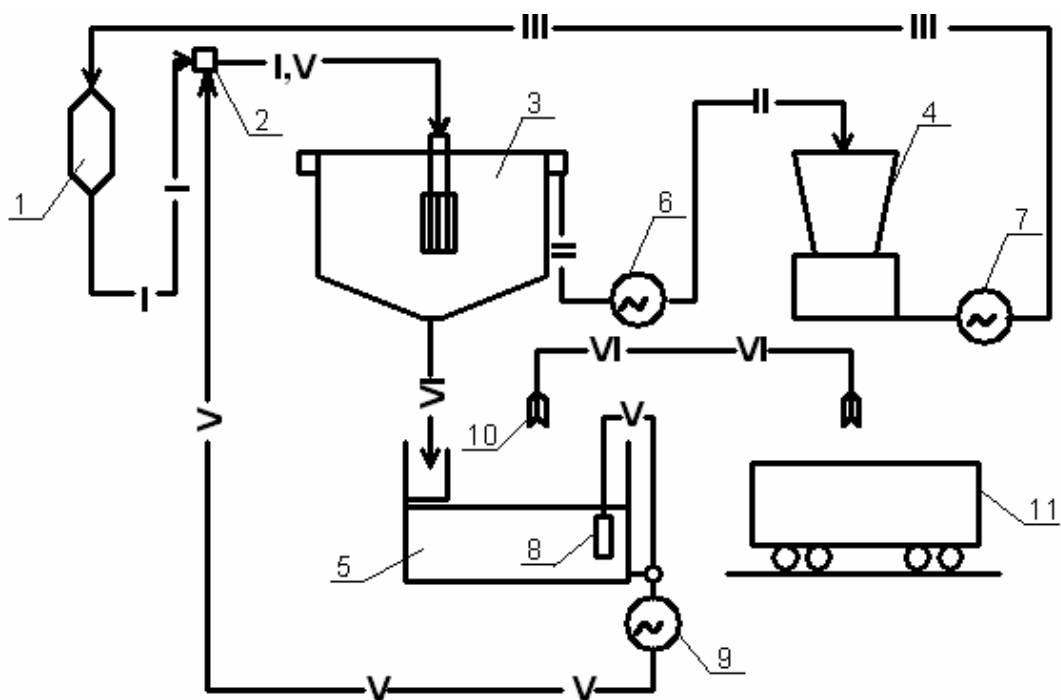
После выхода воды из газоочистной аппаратуры, из-за потери растворенного углекислого газа бикарбонат кальция (Са(НСО₃)₂) распадается с образованием нерастворимого карбоната кальция СаСО₃, который интенсивно отлагается на всех сооружениях газоочистки и оборотного цикла:



Водоснабжение газоочисток доменных печей осуществляется по замкнутой оборотной схеме (рисунок).

Вода, отводимая от газоочистных аппаратов в самотечном режиме поступает на очистные сооружения, с температурой до 50 °С и содержит до 8 г/л шихтовой пыли, состоящей из 30-35 % железа, 20-25 % углерода и других химических элементов.

Состав и количество загрязнений в отводимой воде зависит от качества шихтовых материалов, особенностей технологического процесса. Количество взвешенных веществ в сточных водах составляет 500-2000 мг/л, их гидравлическая крупность колеблется от 0,1 до 0,9 мм/сек.



I – сточные воды от газоочистки; II – осветленная вода после радиальных отстойников; III – осветленная и охлажденная вода, подаваемая на газоочистку; IV – уловленный шлам; V – выделенная вода при уплотнении и обезвоживании шлама; VI – обезвоженный шлам на утилизацию в доменное производство.

1 – газоочистка доменного производства, 2 – распределительная чаша перед отстойниками, 3 – радиальные отстойники, 4 – вентиляторные градирни, 5 – шламоуплотнитель, 6 – насос подачи осветленной воды на охладитель, 7 – насос подачи оборотной воды на газоочистку, 8, 9 – насосы откачки выделенной воды при уплотнении осадка, 10 – грейферный кран, 11 – железнодорожные вагоны

Рисунок – Схема организации обратного водоснабжения газоочистки доменного производства

Очистка стоков, как правило, осуществляется на радиальных отстойниках с камерами флокуляции и последующим охлаждением на вентиляторных градирнях с брызгальным оросителем.

Концентрация взвешенных веществ в осветленной воде, не должна превышать 150-300 мг/л, температура на уровне 30-35 °С.

Гидравлическая нагрузка на отстойники принимается 3-3,5 м³/м²ч при работе без коагуляции и 5 м³/м²ч с коагуляцией. При осветлении данных стоков применяются следующие коагулянты:

- железный купорос (FeSO₄·7H₂O) дозой 20 мг/л и известь дозой 10 мг/л по СаО;

- полиакриламид дозой 0,2 мг/л и сернокислый алюминий ($\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$) дозой 10-20 мг/л.

При наличии цинка в шихте и в сточной воде от газоочистки ускоряется процесс осветления.

В настоящее время все более широкое применение для очистки подобных стоков находит метод электрокоагуляции. Данный метод обработки позволяет достичь эффекта коагуляции без введения химических реагентов. Кроме того, под действием электрического поля происходит намагничивание феррочастиц взвеси содержащейся в сточной воде, в результате чего достигаются высокие эффекты осветления, а образующийся структурный осадок значительно легче обезвоживается.

Выпавший осадок сдвигается скребковой фермой к центру и периодически удаляется насосами в шламоуплотнитель для дальнейшего обезвоживания и использования в качестве шихты.

Осветленная вода из отстойников поступает на охлаждение, в брызгальные бассейны или брызгальные градирни.

Организация водоснабжения доменной газоочистки по оборотной схеме позволяет:

- вести процесс очистки газа с забором воды из источника или других циклов лишь для компенсации безвозвратных потерь;
- предотвращать сброс загрязненных сточных вод в водоем;
- снизить затраты на очистке сточных вод, так как требования по сбросу в водоем значительно выше, чем требования к воде предъявляемые газоочистным оборудованием;
- вернуть в производство выделенные шламы, содержащие в своем составе большой процент железосодержащих соединений и других ценных составляющих шихтового материала.

Однако эксплуатация всего очистного оборудования значительно осложнена нестабильностью оборотной воды, что приводит к интенсивному отложению карбонатными соединениями в нижней части газоочистных аппаратов, трубопроводах и оборудовании транспортирующей оборотную воду. В результате загрязнения карбонатными отложениями быстро падает охлаждающий эффект градирен, снижается пропускная способность скрубберов и трубопроводов; забивается водораспределительная система отстойников и ходовая часть запорной и регулирующей арматуры, каналы насосов. Вследствие чего оборудование выходит из строя. Кроме того, все эти процессы приводят к повышению температуры воды, подаваемой в газоочистные аппараты, и, как следствие, увеличивается влажность очищенного газа и

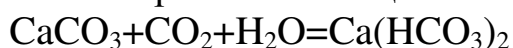
понижается его теплотворная способность что, в свою очередь, вызывает нарушение основного технологического процесса.

Применяемое механическое удаление карбонатных отложений из очистного оборудования и трубопроводов оборотного водоснабжения трудоемко, дорого и не дает должного эффекта. Кроме того, при этом элементы системы газоочистки выводятся из работы, а оросители градирен быстро выходят из строя и их приходится заменять новыми.

Для предотвращения или уменьшения интенсивности отложения карбонатных соединений в системах оборотного водоснабжения широко применяются химические методы обработки воды – это фосфатирование, подкисление или рекарбонизация. В последнее время все большее внимание уделяется магнитной обработке воды, как наиболее перспективному методу.

Фосфатирование оборотной воды осуществляется фосфоросодержащими реагентами. При введении в обрабатываемую воду фосфатов происходит в какой-то мере её умягчения с образованием нерастворимого осадка, а так же воздействие на зародыши кристаллов карбоната кальция, замедляя их рост и отложение на поверхности.

Рекарбонизация оборотной воды заключается в ведении в оборотную воду дымовых газов, содержащих углекислоту (CO₂). Увеличение содержания в воде CO₂ предупреждает распад бикарбонатов (Ca(HCO₃)₂), вследствие чего происходит как бы распад зародышей кристаллов карбоната кальция этой угольной кислотой



Наличие в воде углекислоты сверх необходимой равновесной вызывает коррозию металла. Поэтому в каждом конкретном случае в процессе эксплуатации рекарбонизационных установок устанавливается и контролируется оптимальная величина содержания CO₂ в оборотной воде. Однако этот метод обработки, как и все реагентные, достаточно сложен в аппаратном исполнении, требует дополнительных производственных помещений и обслуживающего персонала.

Внедрение в последние годы в России и за рубежом магнитного метода обработки воды исключает данные недостатки. Кроме того, этот метод обработки отличают простота, невысокая стоимость, экологическая безопасность, низкие эксплуатационные расходы.

Магнитный метод обработки воды основан на физическом явлении, заключающемся в том, что вода после воздействия на неё магнитного поля определенной напряженности и полярности при нагреве не даёт накипных отложений, а соли жесткости выпадают в виде

шлама в толщине воды. Это объясняется механизмом воздействия магнитного поля на воду и ее примеси, поляризационными явлениями и деформацией ионов солей. При наложении магнитного поля в массе воды формируются центры кристаллизации, вследствие чего выделение нерастворимых солей жесткости происходит не на теплопередающей поверхности (нагрева или охлаждения), а в объеме воды. Таким образом, вместо твердой накипи в воде появляется мигрирующий тонкодисперсный шлам, который удаляется с поверхности оборудования и трубопроводов.

Несмотря на все достоинства магнитной обработки, свои свойства омагниченная вода сохраняет менее суток. Это явление потери магнитных свойств водой называют релаксацией.

В конце прошлого столетия появились зарубежные и отечественные аппараты для обработки воды электромагнитными волнами, которые имеют существенные преимущества перед аппаратами для омагничивания воды, их отличают небольшие габариты, простота монтажа и обслуживания, экологическая безопасность, низкие эксплуатационные затраты. Они имеют более широкий диапазон применения в первую очередь для воды с высокой жесткостью, у них отсутствуют требования по солесодержанию, устранен эффект привыкания воды, происходит разрушение ранее сформированных карбонатных отложений в течение 1-3 месяцев.

При наложении электромагнитных волн в воде изменяется структура солей жесткости. Прочная смесь аморфных отложений солей жесткости при этом не образуется, а сформировавшиеся ранее разрушаются и уносятся потоком воды. Вода, обработанная электромагнитным полем не меняет своих свойств.

По данным разработчика оборудования для электромагнитной обработки воды («Экосервис Технохим» г. Москва) данный метод успешно используется для защиты очень большого спектра технологического оборудования, в том числе форсунок и распылительных устройств различного назначения; систем охлаждения с циркуляционной (оборотной) водой.

Применение электромагнитного метода обработки воды оборотного цикла доменной газоочистки по нормативным и справочным данным, на основе научных и экспериментальных разработок, а также по опыту эксплуатации подобных установок может дать положительный эффект в борьбе с карбонатными отложениями во всем комплексе сооружений газоочистки. Это значительно повысит эффект работы очистных аппаратов газоочистки и сооружений оборотного цикла,

улучшит условия эксплуатации всех сооружений, трубопроводов и оборудования. Кроме того, при этом будет одновременно происходить и намагничивание феррочастиц загрязнений, что значительно улучшит эффекты осветления оборотной воды и обезвоживания уловленного шлама без применения реагентов для коагуляционной обработки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. СНиП 2.04.02-84* Водоснабжение. Наружные сети и сооружения / Госстрой России. – М.: ГУП ЦПП, 1998. – 128 с.
2. Лифшиц О.В. Справочник по водоподготовке котельных установок. – 2-е изд., перераб. и доп. / О.В. Лифшиц – М.: Энергия, 1976. – 228 с.
3. Указания и нормы технологического проектирования и технико-экономические показатели энергетического хозяйства предприятий черной металлургии / Минчерлит СССР. – М.: ВНТП, 1981. – 125 с.
4. Банников В.В. Электромагнитная обработка воды (Часть 1) / В.В. Банников // Водоснабжение и санитарная техника. – 2005. – № 5. – С. 17-20.
5. Банников В.В. Электромагнитная обработка воды (Часть 2) / В.В. Банников // Водоснабжение и санитарная техника. – 2005. – № 6. – С. 21-24.

УДК 666.767

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

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

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

ИССЛЕДОВАНИЕ СВОЙСТВ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ЭКОЛОГИЧЕСКИ БЕЗОПАСНЫХ ОГНЕЗАЩИТНЫХ ПОКРЫТИЙ МЕТАЛЛА

В статье представлены результаты лабораторных исследований свойств огнезащитных покрытий. Эксперименты произведены в условиях, приближенных к реальным, возникающим при пожарах. Показана высокая эффективность применения альтернативных экологически безопасных огнезащитных покрытий.

In the article the outcomes of laboratory researches of properties of fire-protective coatings are shown. The experiments are made in conditions approximate to actual, arising at fires. The high efficiency of application of alternate ecological safe fire-protective coatings is shown.

Защита металлических конструкций при пожарах является одной из важнейших проблем в настоящее время. Одним из путей ее решения является поиск новых, более совершенных огнезащитных покрытий, позволяющих свести к минимуму последствия техногенных катастроф, в т.ч. и пожаров. Целью настоящей работы являлось проведение сравнительной экспериментальной оценки такого известного огнезащитного покрытия как ОГРАКС-В-СК и проектируемого покрытия, которое по огнестойкости не уступает указанному, в то же время имеет некоторые, более совершенные физико-технические, экологические и экономические характеристики. В работе был использован метод физического моделирования и применена экспериментальная установка, являющаяся аналогом стендового оборудования, рекомендованного ГОСТ 30247.0.94. группа Ж39.

Модельным образцом являлась стальная пластина толщиной 5 мм размерами 180×190 мм. Огнезащитную пасту ОГРАКС-В-СК наносили на очищенную металлической щеткой, огрунтованную поверхность. Предлагаемое покрытие, на основе водной керамической вяжущей суспензии силикатного состава [1], не требует предвари-

тельной очистки и грунтовки поверхности. Со стороны, противоположной нагреву испытываемую пластину теплоизолировали слоем каолиновой ваты толщиной 5 мм. Для измерения теплового состояния в пластине выполняли сверление диаметром 2,5 мм на глубину 3 мм в которое зачеканивали спай хромель-алюмелевой термопары с диаметром электродов 0,5 мм. Схема пластины подготовленной к экспериментам представлена на рисунке 1. Внешний вид пластины с нанесенным предлагаемым покрытием представлен на рисунке 2. Толщина покрытия составляет 1,5 мм.

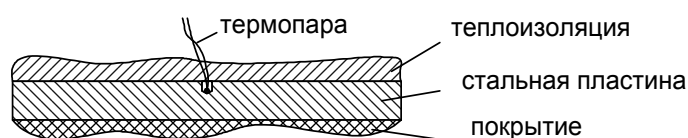


Рисунок 1 – Схема пластины подготовленной к экспериментам



Рисунок 2 – Внешний вид пластины с нанесенным покрытием

Схема установки для исследования огнезащитных покрытий представлена на рисунке 3. Установка состоит из электрической печи сопротивления 1, в рабочем пространстве которой установлена термопара 2 для измерения температуры печи. Цилиндрическое рабочее пространство печи диаметром 80 мм сверху закрывается пластиной 7, подготовленной к экспериментам, включающей слой покрытия 3, теплоизоляции 6 и зачеканенную термопару 5. Измерение и регистрация температуры печи и испытываемой стальной пластины осуществляется с применением автоматического потенциометра КСП-4. Нагрев рабочего пространства обеспечивает нагревательная спираль 8, мощность которой регулируется автотрансформатором 9, оборудованным ампер и вольтметром. Удаление газов, выделяющихся при нагреве покрытия осуществляется с помощью вытяжного вентилятора 10. Испытуемую пластину загружали в печь, разогретую до 550 °С и выдерживали ее при увеличивающейся температуре в течении 60–70

мин. Нагрев предлагаемого покрытия и огнезащитной пасты ОГ-РАКС-В-СК осуществляли по аналогичным тепловым режимам с целью проведения сравнительного анализа.

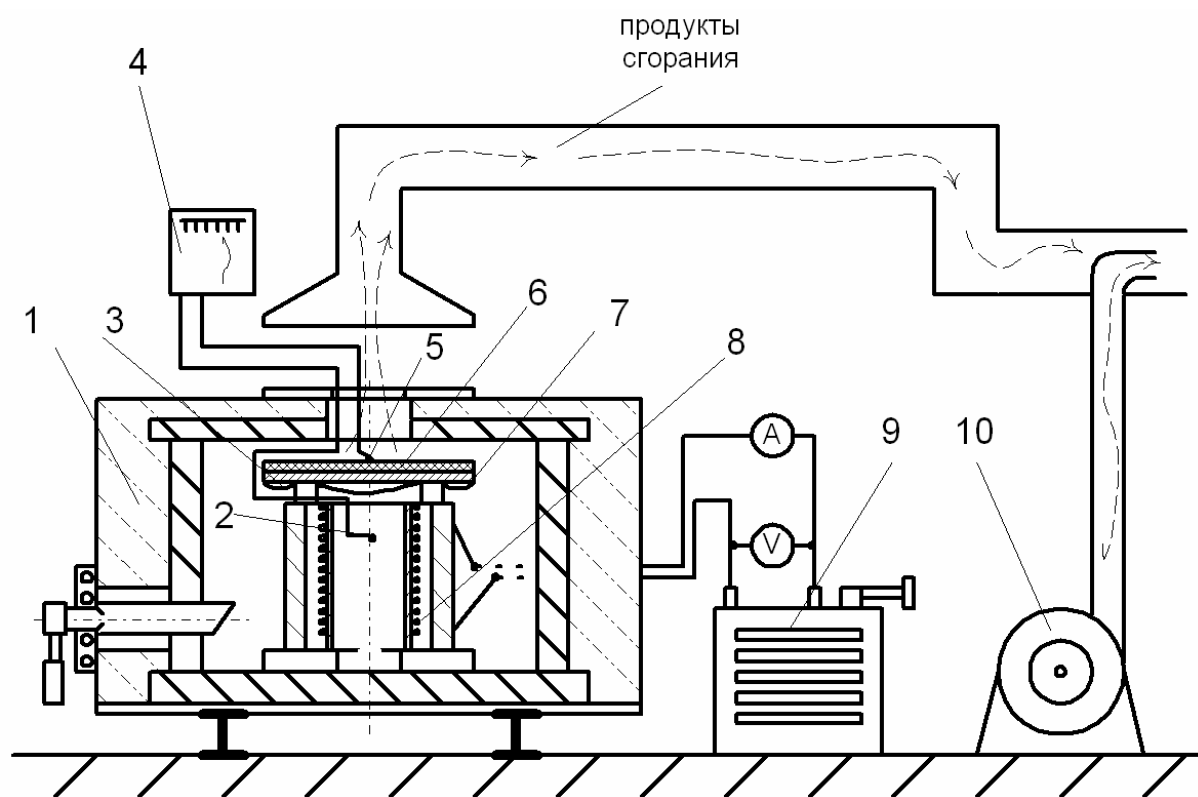
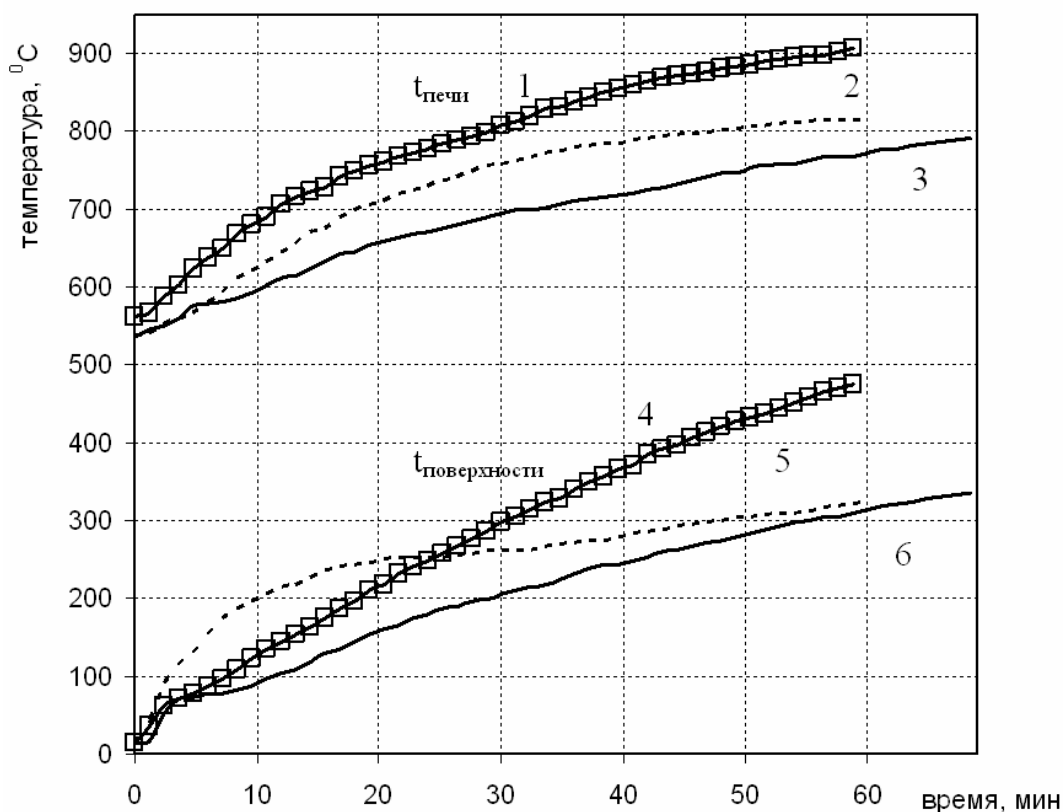


Рисунок 3 – Схема установки для исследования огнезащитных покрытий

На рисунке 4 представлены температурные графики нагрева стальной пластины, защищенной предлагаемым покрытием и огнезащитной пастой ОГРАКС-В-СК.

При исследовании действия пасты ОГРАКС-В-СК нашли, что характерным является сравнительно быстрое увеличение температуры защищаемой пластины, которое носит экспоненциальный характер (кривая с «насыщением»). Эксперимент показал, что в начальный период 0–10 мин, при котором скорость разогрева достигает 20 °С/мин паста размягчается, становится вязкой, на ней начинают образовываться отдельные пузыри, поверхность вспучивается. Далее скорость разогрева замедляется примерно до 3–5 °С/мин, что связано с формированием во вспучившейся пасте пористой структуры (пены), обладающей низкой теплопроводностью. Вспенивание покрытия приводит к увеличению его объема примерно в 10 раз, сопровождается газыделением с характерным неприятным запахом и задымлением помещения.



1, 4 – температуры печи и стальной пластины, защищенной предлагаемым покрытием при нагреве по форсированному режиму соответственно; 2, 5 – температуры печи и стальной пластины, защищенной огнезащитной пастой ОГРАКС-В-СК; 3, 6 – температуры печи и стальной пластины, защищенной предлагаемым покрытием при нагреве по замедленному режиму соответственно

Рисунок 4 – Температурные графики нагрева стальной пластины

Газовыделение продолжается в течение 30–40 мин, после чего вспенившееся покрытие теряет эластичность и приобретает слабосвязанную порошкообразную структуру с весьма низкой прочностью.

При загрузке в печь пластины, защищенной предлагаемым покрытием, порообразование (вспенивание) начинает интенсивно протекать при температурах 90–110 °С, наблюдается при этом фактически линейное увеличение температуры пластины со скоростью 4–6 °С/мин при нагреве по замедленному режиму и 7–7,5 °С/мин при нагреве по форсированному режиму (более интенсивное тепловое воздействие) см. рисунок 4. Предлагаемое покрытие не эластично, увеличение его объема при вспенивании достигает 8–10 раз и по сравнению с пастой ОГРАКС-В-СК имеет более высокие механические свойства в исследуемом температурном интервале. Структура вспененного покрытия имеет двухслойное строение, причем внешний

слой, контактирующий с атмосферой, толщиной 1–2 мм более плотный и внутренний толщиной 8–10 мм – пористый со средним диаметром пор 2–3 мм. В процессе нагрева предлагаемого покрытия газы не выделяются и образование дыма полностью отсутствует.

На рисунке 5 представлены фотографии пластин защищенных предлагаемым покрытием (а), и пастой ОГРАКС-В-СК (б) после теплового воздействия.



а)

б)

Рисунок 5 – Фотографии пластин после теплового воздействия, защищенных предлагаемым покрытием (а) пастой ОГРАКС-В-СК (б)

ВЫВОДЫ

1. В исследуемом температурном интервале предлагаемое покрытие и паста ОГРАКС-В-СК обладают одинаковыми теплоизоляционными и огнезащитными свойствами.

2. Предлагаемое покрытие является экологически безопасным, поскольку при термическом воздействии на него не выделяет газов и не приводит к задымлению помещения.

3. По сравнению с пастой ОГРАКС-В-СК предлагаемое покрытие имеет более высокие прочностные и адгезионные свойства, не требует подготовки поверхности и ее грунтовки перед нанесением, его на защищаемый объект.

4. Опытное покрытие приобретает абсолютную влагостойкость после низкотемпературной сушки (порядка 110–120 °С) нанесение его на защищаемую поверхность возможно при отрицательных температурах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Рециклинг твердых отходов в металлургии / К.А. Черепанов и др. – М.: Флинта-Наука, 2004. – 212 с.

УДК 621.311.16

К.А. Черепанов*, М.В. Темлянцев, Б.В. Коровченко**,
М.В. Зубенко**

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

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

**ЗАО «НПК «Термо»

РЕШЕНИЕ ПРОБЛЕМЫ СБЕРЕЖЕНИЯ ТЕПЛОВОЙ ЭНЕРГИИ У ЕЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЕЙ И ПОТРЕБИТЕЛЕЙ

В статье проведен анализ материалов и технологий, используемых для снижения тепловых потерь через футеровки теплоэнергетических установок, стены строительных сооружений и конструкций. Предложены альтернативные перспективные материалы, разработанные авторами.

In the article the analysis of materials and technologies used for reduction of thermal losses through linings of the heat power installations, wall of building facilities and designs is conducted. The alternate perspective materials developed by the authors are offered.

Рациональное использование тепловой энергии является одним из важнейших факторов жизнедеятельности человека. Производители и потребители энергии стремятся уменьшить ее потери, однако идут при этом разными путями. Известно, что при производстве тепловой энергии в котлоагрегатах температура теплоносителя (пара или горячей воды) зависит от многих факторов, одним из которых является надежная защита наиболее высокотемпературной части котла – его топочного пространства. От того насколько хорошо «работает» обмуровка котла в течение отопительного сезона зависит надежность подачи тепла в больницы, школы, детские учреждения и дома жителей. То же самое наблюдается и на промышленных предприятиях, например, качество работы сушилок на углеобогатительных фабриках во многом зависит от стойкости футеровки в наиболее теплонапряженных ее частях.

Не менее эффективно можно беречь тепло и при отоплении зданий, особенно жилья (теплопотери при транспортировке теплоносителя от производителя к потребителю здесь не рассматриваются). Мы, также, не будем акцентировать внимание на устройство наружной теплоизоляции зданий, в т. ч. и на вентилируемые фасады, выполняемые по зарубежным технологиям, поскольку это очень дорого и по этой причине строящееся потенциально доступное жилье может стать недоступным для многих категорий населения, особенно бюджетников.

Выход из создавшегося положения общеизвестен – поставить на пути оттока тепла из здания в окружающую среду своеобразный заслон из пористого материала, имеющего, как известно, значительно меньшую теплопроводность по сравнению с обычно применяемыми плотными изделиями (кирпичи, блоки, о панелях с теплоизоляционной прослойкой разговор особый). Такой пористый материал известен – это ячеистый бетон (пено- и газобетон). Он хорош всем, кроме одного – он имеет низкую прочность на сжатие (и на изгиб) как и все пористые материалы. В связи с этим перед учеными, работающими в области ячеистых бетонов, и производителями такого материала стоит очень важная задача – получить ячеистый бетон повышенной прочности. Эта проблема рассматривалась, в частности, на семинаре, организованном межрегиональным отраслевым объединением «Союз Строителей Сибири» и проведенном в рамках выставки – ярмарки «СибСтройЭкспо», проходившей 26–28 сентября 2006 г. в г. Новосибирске. Такой материал (например, в виде блоков) может быть использован по двум направлениям: малоэтажное строительство, либо, наоборот, строительство многоэтажных (высотных) домов каркасного типа. В последнем случае ограждающие конструкции не являются несущими и могут изготавливаться из ячеистого бетона, но повышенной прочности, превосходящей требуемую по ГОСТ 25485 - 89 «Бетоны ячеистые» в 1,5 – 2 раза. Особенно важно использование такого материала в высотных домах, возводимых в сейсмоопасных зонах.

Нами найдено оптимальное решение как для случая надежной работы котлов (и других теплоагрегатов), так и для потребителей тепловой энергии (например, жилье). В первом случае для изготовления и ремонта обмуровки котлов используется сырьевая смесь, в которой применяется связующее нового поколения – керамическая суспензия, в составе которой имеется коллоидный кремнезем [1]. Во втором случае разработана ресурсо- и энергосберегающая технология изготовления газобетона повышенной прочности, превышающей

требуемую по ГОСТ 25485 - 89 в 1,5 раза (используется указанная выше связка).

В частности, перед отопительным сезоном 2005–2006 г.г. обмуровка двух котлов Е (ДЕ) - 16 - 14 ГМ паропроизводительностью 16 т/ч (ООО Паросиловой центр, г. Новокузнецк) была отремонтирована с помощью разработанной сырьевой смеси. После остановки их весной 2006 г. произведенный контроль обмуровки этих котлов показал ее хорошее состояние, поэтому указанные котлы без какого-либо ремонта обмуровки были «запущены» в отопительный сезон 2006–2007 г.г. Приведенный пример показывает, что в деле сбережения энергии важным является не только экономичная тепловая работа котла, которая во многом зависит от состояния обмуровки (ее изношенности), но и отсутствие необходимости ежегодно ее ремонтировать.

Использование разработанной сырьевой смеси возможно не только в коммунальной энергетике, но и в промышленности в целом (различного рода печи, сушилки углеобогатительных фабрик и т.д.). Ее применение позволяет отказаться от малоэффективных технологий ремонта футеровок (обмуровок) сырьевыми смесями, в качестве вяжущего в которых часто применяют портландцемент и, в лучшем случае, жидкое стекло. В тоже время известно, что при разрушающейся обмуровке возрастают потери тепла и тогда для поддержания необходимого теплового и температурного режимов требуется больший расход топлива, одновременно с этим вновь увеличиваются тепловые потери и т.д. Следует отметить, что повышение стойкости футеровки (обмуровки) тепловых агрегатов имеет не только экономический, но и существенный экологический эффект, связанный как с ресурсо- и энергосбережением, так и с уменьшением загрязнения окружающей среды.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Черепанов К.А. Рециклинг твердых отходов в металлургии / К.А. Черепанов и др. – М.: Флинта-Наука, 2004. – 212 с.

УДК 666.76.553.04

Л.М. Полторацкий, А.Ю. Пронякин, Л.Б. Павлович,
Р.Т. Галиуллин

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

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СВОЙСТВ ЗАПОЛНИТЕЛЕЙ НА КАЧЕСТВО ОГНЕУПОРОВ

Рассматривается технология промышленного изготовления новых безобжиговых огнеупоров из минеральных отходов горно-металлургического производства. Предложен ряд заполнителей на базе сырьевых источников в Кузбассе. Приведены показатели свойств огнеупоров, полученных с использованием предлагаемых материалов.

The technology of a commercial production of new unburned refractories from mineral waste products of mountain – metallurgical manufacture is considered. A number of fillers on the basis raw sources in Kuzbass is offered. Parameters of properties of the refractories obtained with use of offered materials are adduced.

К середине XX века объём промышленных выбросов стал соизмерим с масштабами природных процессов, существенно возросло химическое и физическое загрязнение биосферы. В связи с этим была разработана и принята практически всеми странами мира «концепция устойчивого развития», которая предусматривает обеспечение достойного уровня жизни нынешнего поколения без ущерба для будущих поколений. Основой данной концепции является ресурсосберегающий подход к развитию экономики, в том числе, сбережение энергии и материалов. Перспективным источником промышленного сырья становятся техногенные отходы, образование которых, например, в России составляет около 7 млрд. тонн в год.

Существующие горнодобывающие, обогатительные и горно-металлургические производства в настоящее время имеют довольно низкий уровень использования минеральных отходов, что главным образом объясняется слабой изученностью свойств и отсутствием современных технологий их утилизации. В частности, одним из возможных направлений повторного вовлечения в промышленное производство указанных отходов является разработка технологий полу-

чения огнеупорных материалов. Наиболее актуальна эта проблема для крупных промышленных регионов, к которым относится Кузбасс, что обусловлено, во-первых, наличием предприятий металлургии, машиностроения и стекловаренной промышленности, использующих большие объемы огнеупорных изделий, во-вторых, необходимостью завоза этих материалов в большом количестве из других регионов, что отрицательно сказывается на экономических показателях предприятий, и, в-третьих, нестабильным качеством привозных огнеупоров. Известны ресурсосберегающие технологии утилизации отходов рудообогатительных фабрик, гидравлической добычи угля, отходов огнеупоров с получением строительных материалов, огнеупорных порошков, что не решает проблемы производства огнеупоров для высокотемпературных агрегатов.

Решение этой актуальной проблемы с позиции создания технологии промышленного производства новых безобжиговых огнеупоров из минеральных отходов рассматривается в представленной работе. Одним из важных направлений исследований являлось исследование влияния на качество огнеупорных изделий различных заполнителей: корундовых, шламового корунда, серпентиновых пород, тонкомолотых отходов обогащения асбеста, шамотных заполнителей.

Корундовые заполнители. С целью повышения термической стойкости кремнезёмистых огнеупоров после нагрева до эксплуатационной температуры нагревательных колодцев 1300-1350 °С выполнены исследования термической стойкости связки при введении в состав дисперсного материала, содержащего Al_2O_3 , в частности, корундовых заполнителей и отходов производства Юргинского абразивного завода. Условия и результаты исследований по влиянию корундовых заполнителей на свойства изделий представлены в таблице 1. Лучшие результаты по огнеупорности получены с заполнителем из шамота и высокоглинозёмистого продукта с использованием в качестве связки цемента марки М-400. Результаты представлены в таблице 2

Данный вид вяжущего огнеупорностью 1700 °С в композиции с корундовым заполнителем обеспечивает возможность изготовления высокоогнеупорных и термостойких огнеупоров, предназначенных для футеровки сталеразливочных ковшей, горелок нагревательных колодцев, элементов футеровки электросталеплавильных печей и т.д.

Таблица 1 – Исследование влияния на свойства огнеупоров заполнителя шламового корунда

Показатели	Образцы огнеупоров	
	1*)	2**)
Состав смеси, % масс.: кварцит фр. 0-3 мм	24,5	82,9
шламовый корунд	63,0	4,8
ТЖС (техническое жидкое стекло)	9,0	8,8
феррохромовый шлак	3,5	3,5
Свойства бетона : Предел прочности, МПа после:		
сушки, при 110 °С	10,9	24,4
обжига, при 1300 °С	18,6	22,3
Линейная термическая усадка, %	2,1	0,96
Термостойкость водных теплосмен	2	4
Усадка образцов, %	0,8-1,12	0,8-1,12
*) Оплавление образцов с поверхности.		
**) Спекание образцов без оплавления		

Таблица 2 – Состав и свойства огнеупорного материала с шамотным заполнителем

Показатели	Образцы огнеупоров	
	1	2
Содержание компонентов, %:		
шамот легковесный	75	75
продукт высокоглинозёмистый	20	10
глинозёмистый цемент	5	15
Свойства: огнеупорность, °С	1670-1690	1670

Заполнители из серпентиновых пород. С целью удовлетворения потребности горно-металлургического производства в огнеупорных материалах наряду с кварцевыми блоками для футеровки тепловых агрегатов с относительно стационарным тепловым режимом с температурой службы до 1200 °С (нагревательные термические печи и т.д.) выполнены исследования по разработке огнеупорных изделий на основе заполнителя из серпентиносодержащих горных пород. При нагреве до 800 °С изделия характеризовались достаточно высокими физико-механическими свойствами, дальнейший нагрев до 1000 °С приводил к появлению многочисленных трещин, разупрочнению материала и потере термостойкости, что вызвано объёмными изменениями в результате твёрдофазовых реакций заполнителя. Термогравиметрические исследования показали, что заполнитель может исполь-

зоваться для двух видов огнеупорных изделий с предельной температурой службы до 800 °С и 1200 °С. В первом случае наполнитель может использоваться с предварительной термической обработкой до 700 °С с целью удаления гидратной воды, а во втором наполнитель подлежит предварительному обжигу при температуре 1000 °С. Изготовлены серии огнеупорных образцов и исследованы их физико-механические и огнеупорные свойства. В качестве отвердителя жидкого стекла использовались феррохромовый шлак и кремнефтористый натрий, а в качестве тонкомолотой составляющей – шамот, дегидрированные при 700 °С серпентиносодержащие природные соединения и эти же материалы, обожжённые при 1000 °С.

В качестве наполнителя применялись термообработанные при 1000 °С серпентиносодержащие отходы обогащения комбината «Ураласбест» фр. 0-5 и 5-20 мм. Разработано и исследовано пять составов огнеупорных материалов (таблица 3). Выполненные исследования показали возможность использования разработанных составов огнеупоров в несущих конструктивных элементах футеровки тепловых агрегатов.

Таблица 3 – Составы огнеупорных материалов

Компоненты	Содержание компонентов в смеси, % мас.				
	1	2	3	4	5
Заполнитель фр., мм: 5-20	36,6	36,4	38,0	37,8	38,0
0-5	40,3	40,3	41,5	41,9	41,6
Тонкомолотая шамотная добавка	23,1	-	20,5	-	-
Тонкомолотые отходы обогащения асбеста, обожжённые при 1000 °С	-	23,3	-	20,2	20,4
Тонкомолотые дегидратированные при 700°С отходы обогащения асбеста (>100%)	-	-	-	-	5,4
ТЖС плотностью 1,36 г/см ³ (>100%)	13,0	13,0	14,3	13,6	14,0
Кремнефтористый натрий (>100%)	2,0	2,0	-	-	-
Феррохромовый шлак (>100%)	-	-	5,5	5,4	-

Шамотные наполнители. Проведены лабораторные исследования образцов, изготовленных из шамотного наполнителя Богдановичского завода (БОЗ), кремнезёмсодержащей пыли, ТЖС, феррохромового шлака. Условия и результаты испытаний огнеупорных изделий

на базе шамотного заполнителя представлены в таблице 4. Выявлено, что при введении в шамотные заполнители кремнезёмсодержащей пыли 5-15 %, феррохромовых шлаков 3 %, ТЖС (техническое жидкое стекло) 8,4-9,6 % термостойкость образцов достигала 12-14 теплосмен.

Таблица 4 – Огнеупорные изделия на базе шамотного заполнителя

Показатели	Образцы огнеупоров			
	1	2	3	4
Состав изделий, % масс.: шамот БОЗ	77	82	87	92
кремнезёмсодержащая пыль	20	15	10	5
феррохромовый шлак	3	3	3	3
ТЖС плотностью 1,36 г/см ³ , (>100%)	20,4	17,0	13,6	12,2
Влажность готовой массы, %	10,4	9,6	8,6	8,4
Выдержка на воздухе при комнатной температуре, час	17,0	18,0	нет	нет
Температура сушки, °С	120	120	120	120
Время сушки, час	3	3	3	3
Усушка, %	0,4	0,4	0,3	0,2
Внешний вид образцов	удовл.	удовл.	удовл.	удовл.
Свойства изделий: огнеупорность, °С	1450	1450	1550	1590
открытая пористость после сушки, %	23,5	25,8	26,9	27,8
предел прочности при сжатии, после сушки, МПа	18,8	18,4	16,8	15,2
Термостойкость, водных теплосмен	12	14	11	11

На базе вяжущего ТЖС, отхода обогащения КАМ (кварциты Антоновского месторождения) (фр. 0-3мм) разработана рецептура и технология производства кварцитовых безобжиговых огнеупорных изделий средней плотностью 2230-2280 кг/см³, огнеупорностью 1600-1610 °С с пределом прочности на сжатие, МПа: при сушке 27,8-32,0, нагреве до 1000 °С 28,1-36,4, обжиге при 1300 °С – 29,6-30,6. Получение высокого технического результата автором достигнуто за счет оптимально подобранной рецептуры смеси, технологии получения ТЖС, утилизацией промышленных отходов производства кристаллических кварцитов, сухих газоочисток производства высокопроцентного ферросилиция, особенности структуры, минералогического и гранулометрического состава КАМ.

УДК 338 (075.8)

В.А. Быстров, О.Г. Трегубова, Н.Ю. Грекова

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

РОЛЬ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ В РАЗВИТИИ СОВРЕМЕННОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

В работе рассмотрены инновационные проблемы повышения качества и конкурентоспособности металлургической продукции за счет упрочнения агломерационного оборудования композиционным сплавом электрошлаковой наплавкой.

The innovation problems of quality growth and competitiveness metallurgical production with strengthening by composition alloy make with to use the electroslag building-up of agglomerations equipment parts surveyed in this paper.

Для России конкурентными преимуществами являются, прежде всего, развитая наука и высокий уровень образования. Российский потенциал науки и образования, формировавшийся не одно столетие, является мировым и национальным достоянием. Особое значение современного научно-технического потенциала России как фактора долговременной национальной конкурентоспособности заключается в том, что его создавали и накапливали поколения советских ученых и инженеров в условиях больших вложений в науку, образование, в создание институтов и научных школ по широкому фронту исследований. Однако российские исследователи и изобретатели, являясь носителями первоклассных идей и патентов, не обладают достаточным знанием рынка и законов коммерческого использования знаний, что существенно затрудняет инновационную деятельность. При плановом хозяйстве новые научные результаты внедряли (само слово «внедрение» предполагает проникновение «инородного» тела в «здоровый» механизм производства), как правило, административными мерами. Теперь продвижение новых разработок происходит в условиях рынка, большая часть технологий не доведена до уровня коммерциализации, отсутствуют бизнес-планы, не сделана оценка рыночной стоимости объектов интеллектуальной собственности, лежащих в основе НИ-ОКР. Требуется построение новых связей для формирования национальных инновационных инфраструктур, звеньями которых должны

стать научные организации, созданные в период плановой экономики, независимо от их формы собственности в настоящее время, резкое снижение госзаказа должно быть компенсировано наращиванием финансирования НИОКР за счет средств частных компаний [1].

Инновации позволяют рационально сочетать технологический и рыночный потенциал нововведений путем объединения деятельности специалистов в области науки и техники, маркетинга и производства. Ключевым условием становится наличие компаний, заинтересованных в постоянном обновлении технологий и продукции под давлением конкурентной среды. Инновационная активность включает в себя не только собственные исследования и разработки, но и приобретение новых технологий и оборудования, а также обучение и переподготовку персонала. Инновации – это коммерциализация всех новых комбинаций, основанных на применении новых материалов и компонентов; введение новых процессов; открытие новых рынков; введение новых организационных форм, т.е. одновременное проявление мира науки и техники и мира бизнеса. Когда изменение происходит только на уровне технологии – это изобретение, и лишь когда к ним подключается бизнес, они становятся инновациями, которые по масштабам вносимых изменений классифицируются как малые, постепенные, крупные, прорывные, радикальные [2].

Прибыль от инноваций стимулирует массовые капитальные вложения в новые технологии и технику, которые через некоторое время прирастят растущую массу дополнительной прибыли, вновь капитализирующейся в интересах инновационных высокоэффективных производств. Происходит лавинообразное распространение инновационных производств, основанных на новых научных знаниях и созданных на этой базе технологиях и техники. Проблема эффективности интеллектуального капитала состоит в том, что всякое ограничение распространения научно-технической и экономической информации сокращает объем знаний, доступных обществу, уменьшает возможность использования такого важнейшего для инновационной экономики ресурса, как знание. Значение знаний как экономического ресурса для инновационной деятельности заключается в следующем:

- основу инновационного процесса составляет стремление к новым знаниям в условиях их несовершенства, неопределенности и ограниченности информации;

- конкуренция в сфере знаний должна быть устремлена в будущее, продвижение к которому неотделимо от предпринимательского риска;
- цель научной деятельности, оправдывающая такой риск, состоит в накоплении новых знаний, способствующих продвижению вперед [4].

Сравнительная конкурентоспособность стран на основе инноваций оценивается рейтингами технологического развития по различным показателям (таблица 1).

Таблица 1 – Рейтинги технологической конкурентности некоторых стран*

Рейтинг	Научеёмкость экономики (расходы на НИОКР)	Доступ к высшему образованию	Компьютеры на 1 тыс. чел. населения	Количество Интернет-адресов на 1 млн населения	Освоение компаниями новых технологий
1	Швеция	Канада	США	Финляндия	США
2	Япония	США	Австралия	США	Финляндия
3	Юж. Корея	Австралия	Канада	Исландия	Япония
4	Швейцария	Финляндия	Норвегия	Норвегия	Тайвань
5	Финляндия	Тайвань	Исландия	Нов. Зеландия	Исландия
6	США	Юж. Корея	Финляндия	Швеция	Израиль
7	ФРГ	Нов. Зеландия	Швеция	Австралия	Швеция
8	Франция	Норвегия	Дания	Дания	Швейцария
9	Израиль	Бельгия	Нов. Зеландия	Канада	Сингапур
10	Голландия	Франция	Сингапур	Швейцария	Канада
РФ	30	18	38	36	45

*По данным: The global competitiveness report 1999. World economic forum. Geneva, 1999.

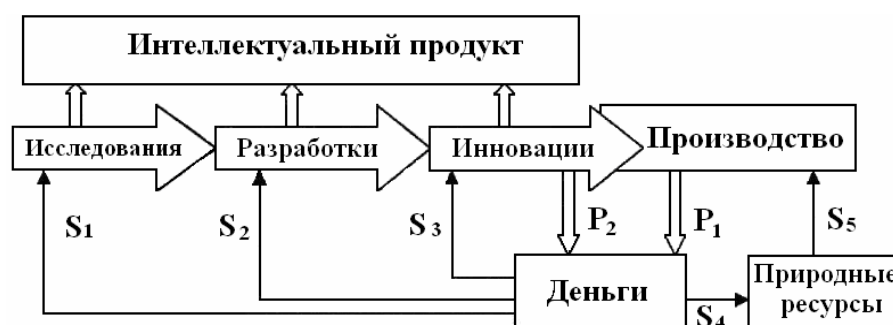
Инновационная идея возникает в недрах кадрового ресурса предприятия, при этом, чем больше объем знаний и их качество, чем основательнее накопленный опыт использования этих знаний, чем совершеннее профессиональные качества сотрудников творческого коллектива, тем чаще вырабатываются плодотворные и эффективные инновационные идеи в процессе интеллектуально-инновационной деятельности организации. Выработка и окончательное формирование инновационной идеи происходят на основе взаимодействия с потребителем и исполнителем научных идей в процессе маркетинговых исследований. В этот начальный момент овеществления интеллектуального капитала оценкой перспективности и коммерческой значимости инновационной идеи является потребительская ценность будущей продукции (стабилизация гранулометрического состава агломерата, снижение себестоимости и повышение качества чугуна, снижение себестоимости и повышение качества проката).

Переходом к созданию новой продукции на основе инновационной идеи является разработка технического решения и создание объекта промышленной собственности с получением патента на изобретение, что обеспечивает право на эксклюзивное его использование. При этом происходит пополнение интеллектуального капитала за счет новых объектов интеллектуальной собственности, увеличивается интеллектуальный потенциал организации. Техническое решение конкретизирует пути конструктивного исполнения инновационной идеи по улучшению качества деталей металлургических агрегатов, что позволяет разработать композиционные сплавы и электрошлаковые технологии упрочнения сменных деталей [12-22].

Новая продукция чаще всего предопределяет создание новой технологии ее производства. Совершенствуются организация работ, управление, модернизируется производственная база, и осуществляются изменения в инфраструктуре предприятия. Все это требует активизации интеллектуального потенциала предприятия для выработки соответствующих инновационных идей, принятия технических, организационных и управленческих решений с последующим созданием новой интеллектуальной продукции: объектов авторского права, объектов промышленной собственности и ноу-хау организации. Созданная при этом интеллектуальная собственность осуществляется через новую технологию и организацию производства в новой продукции. Таким образом, происходит второе овеществление интеллектуального капитала предприятия в процессе создания и производства инновационной продукции. При этом эффективное использование интеллектуального капитала приводит к снижению себестоимости продукции относительно среднерыночной прежде всего за счет уменьшения переменной составляющей затрат на производство инновационной продукции.

Реализация произведенной продукции во многом определяется установившимся имиджем предприятия, известностью и авторитетом торговой марки. Потребитель активнее приобретает товары производителя, в декларируемом качестве которых он уверен. Это позволяет производителю продукции с хорошо зарекомендовавшей себя торговой маркой увеличивать цену на свою продукцию относительно среднерыночной на подобные товары. В этом состоит эффект третьего этапа овеществления интеллектуального капитала предприятия. На этом этапе происходит овеществление маркетинговых активов – третьей составляющей интеллектуального капитала предприятия [3].

Общий цикл инновационного развития можно представить в виде схемы, представленной на рисунке. При традиционной деятельности производства по схеме «деньги → природные ресурсы → инновации → производство → деньги» получаемый финансовый результат P_1 является функцией затрат, вкладываемых в природные ресурсы (S_4), производство (S_5) и имеет тенденцию к снижению с увеличением времени эксплуатации производства.



S_1 – финансовые средства, выделяемые на проведение научных исследований; S_2 – финансовые затраты на разработку новых технологий и продуктов; S_3 – финансовые средства для обеспечения инновационных процессов в производстве; P_1 – финансовый результат от традиционной деятельности предприятия; P_2 – финансовый результат от реализации инноваций в производство и продажи нового наукоемкого товара

Рисунок – Схема преобразования инвестиций и средств, использованных на проведение научных исследований, в получение финансовых результатов

В металлургическом производстве эффективная работа основных агрегатов, а следовательно, качество передельной продукции и её конкурентность зависит от надежности и долговечности основных деталей, лимитирующих производительность крупных металлургических агрегатов. Эксплуатационные и экономические показатели работы металлургических агрегатов определяются способностью материала основных сменных деталей сопротивляться воздействию абразива и агрессивной среды при высокотемпературном абразивном износе. Многие детали металлургического оборудования работают в тяжелых условиях высокотемпературного абразивного износа. К их числу можно отнести детали агломерационных машин; детали засыпных устройств доменных печей; валки прокатных станов горячего металла и многие другие [6-11]. Диапазон рабочих температур перечисленных деталей весьма широк, от 500 °С до 1250 °С.

Улучшение физических свойств агломерата и стабилизация его гранулометрического состава обеспечивают ровный, стабильный ход доменных печей, полноту протекания металлургических процессов, могут увеличить выплавку чугуна на 9-11 %, снизить удельный расход кокса на 6-9 %, улучшить качество чугуна. Каждый процент мелочи в железорудной части доменной шихты снижает производительность доменной печи на 0,6-0,8 % и повышает расход кокса на 0,4-0,7 %. Содержание мелочи в скиповом агломерате не должно превышать 1-2 %. Для упрочнения бил роторных дробилок агломерата предложено использовать наплавку композиционными сплавами, содержащими твердые карбидные частицы типа ТН 20 [6-10].

Упрочнять сложную форму таврового сечения серповидной части била роторной дробилки обычными способами наплавки практически невозможно, ввиду её сложной формы, поэтому были разработаны и запатентованы способы электрошлаковой наплавки (ЭШН) [16, 18-22] композиционными сплавами на основе спеченных твердых сплавов ТН 20 [12-17]. Для ЭШН таврового сечения била ротора была смонтирована специальная установка и разработан способ фиксации пластин ТН 20 в наплавляемом объёме с помощью специального каркаса, который фиксируется в местах интенсивного износа била. После наплавки звездочек роторная дробилка проработала 24 месяца без видимого износа и практически на весь период обеспечивала стабильность гранулометрического состава агломерата.

По условиям «Методики влияния качества сырья и технологических факторов на производительность и расход кокса в доменной печи», утвержденной МЧЦП РСФСР от 1994 г., на каждый процент повышения качества использования восстановительной способности колошникового газа, т.е. улучшения газопроницаемости шихты доменной печи за счет стабилизации гранулометрического состава агломерата, расход кокса снижается на 1,2 % на каждый процент снижения мелочи в скиповом агломерате, т.е. фракции меньше 5 мм, а производительность доменной печи в номинальные сутки увеличивается на 1 % .

Ситовый состав скипового агломерата за период работы доменного цеха ОАО «ЗСМК» с 1999 г. по 2005 г. до и после упрочнения бил роторной дробилки твердым сплавом ТН 20 методом ЭШН, приведен в таблице 2. Из таблицы 2 видно, что после упрочнения бил роторной дробилки твердым сплавом, фракция агломерата < 5 мм уменьшится на $(1 - 10,5/12,4) \cdot 100 = 15,32\%$, а фракция, определяющая

ровный ход доменной печи и обеспечивающая улучшение газопроницаемости шихты, увеличится на:

$$[1 - (38 + 31,5)/(24,3 + 27,5)] \cdot 100 = 34,17 \%$$

Таблица 2 – Ситовый состав скипового агломерата за период 1999-2005 гг.

Периоды работы	Фракция агломерата, мм					
	0-5	5-10	10-25	25-40	40-60	> 60
Усредненные данные до наплавки	12,4	24,3	27,5	18,5	10,3	7
После упрочнения бил ротора твердым сплавом на основе ТН 20	10,5	38,0	31,5	11,5	5,5	3

В результате стабилизации гранулометрического состава агломерата, за счет упрочнения бил роторной дробилки твердыми сплавами, в доменном цехе получили:

а) увеличение производительности вследствие улучшения газопроницаемости шихты, за счет стабилизации состава агломерата:

$$[(12,4 - 10,5) \cdot 1 + 34,17 \cdot 0,501] / 2 = 9,51 \%$$

б) сокращение расхода кокса при уменьшении мелочи в шихте, фракции менее 5 мм, и увеличении фракции 5-25 мм на 34,17 %:

$$[(12,4 - 10,5) \cdot 0,5 + 34,17 \cdot 0,495 \cdot 0,501] / 2 = 4,71 \%$$

в) снижение стоимости агломерата за счет уменьшения расходов, связанных с затратами на материал звездочек роторной дробилки, износостойкость которых возросла в 4 раза, а следовательно, сократились расходы на изготовление новых звездочек.

Таким образом, стабилизация гранулометрического состава агломерата, улучшая ход доменной печи, обеспечила снижение себестоимости тонны чугуна на 2,07 %, или по данным на 2005 г. – на 132 руб./т. Снижение себестоимости чугуна получено в результате:

- снижения цены агломерата на 0,07 %, за счет увеличения срока службы звездочек роторных дробилок агломерата, что в доленом участии дает 2,23 руб./т или 1,69 % от снижения себестоимости чугуна;
- сокращение расхода кокса на 4,71% приводит к снижению себестоимости чугуна на 81,06 руб./т или 61,41 % от снижения себестоимости чугуна;
- увеличения производительности доменных печей на 9,51 %, что в доленом участии дает 48,71 руб./т или 36,9 % .

Интенсивность влияния факторов на снижение себестоимости 1 тонны чугуна оценивается процентом изменения себестоимости тонны чугуна при изменении фактора на 1 %:

- снижение цены агломерата – 24,14 %;
- сокращение расхода кокса – 13,04 %;
- увеличение производительности печи – 3,88 %.

ВЫВОДЫ. Таким образом, наиболее интенсивным фактором, влияющим на снижение себестоимости 1 т чугуна, является дальнейшее снижение цены агломерата. Упрочнение бил роторных дробилок агломерата повысило срок службы звездочек в 3-4 раза, что привело к улучшению эффективности дробления агломерата на 34,17 % , снизило содержание мелочи в шихте доменной печи на 15,32 % и обеспечило снижение себестоимости чугуна на 2,07 % , что в 2005 г. составило 132 руб./т.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Девитайкин А.Г. Национальная инновационная система и научные организации / А.Г. Девитайкин, А.Н. Попов, Б.Д. Смоляренко // «Электрометаллургия». – 2005. – № 1. – С. 7-16.
2. Иванова Н.И. Национальные инновационные системы / Н.И. Иванова. – М.: Наука, 2002. – 244 с.
3. Шумпетер Й. Теория экономического развития / Й. Шумпетер. – М.: Прогресс, 1983. – 365 с.
4. Хайек Ф. Смысл конкуренции. Индивидуализм и экономический порядок / Ф. Хайек. – М.: Изограф, 2000. – 287 с.
5. Норт Д. Институты, институциональные изменения и функционирование экономики / Д. Норт. – М.: Прогресс, 1997. – 171 с.
6. Быстров В.А. Стабилизация гранулометрического состава агломерата путем упрочнения бил роторных дробилок / В.А. Быстров, И.К. Борискин, В.И. Верёвкин // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1994. – № 4. – С. 6-9.
7. Быстров В.А. Высокотемпературный абразивный износ и упрочнение роторной дробилки агломерата / В.А. Быстров // Всероссийская НПК «Металлургия на пороге XXI века: достижения и прогнозы » / Под ред. С.М. Кулакова – Новокузнецк, СибГИУ, 2000. – С. 72-76.
8. Быстров В.А. Основы электрошлаковых технологий упрочнения композиционными сплавами деталей, работающих при высокотемпературном износе: Дис. докт. техн. наук: 05.03.06/ АГТУ – Барнаул, 2003. – 337 с.
9. Быстров В.А. Теоретическое обоснование выбора твердой составляющей КМ / В.А. Быстров // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2001. – № 8. – С. 53-57.
10. Быстров В.А. Высокотемпературный износ и упрочнение металлургического оборудования / В.А. Быстров // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2001. – № 10. – С. 31-38.

11. Быстров В.А. Исследование процессов на поверхности раздела КМ на основе TiC / В.А. Быстров // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2002. – №8. – С. 28-37.
12. А.с. 627719 СССР, МКИ² В23К 35/30. Композиционный сплав / В.А. Быстров, А.В. Быстров, Г.Т. Дзодзиев. – № 2468995/25-27. Оpubл. 27.02.03; Б/И № 6.– С. 473.
13. А.с. 686207 СССР, МКИ² В23К 35/30. Сплав-связка для композиционных сплавов / В.А. Быстров, А.В. Быстров, В.Г. Шефер – № 2599993/25-27. Заявл. 04.04.78. Оpubл. 27.02.03; Б/И № 6.– С. 473.
14. А.с. 687703 СССР, МКИ² В23К 35/30. Композиционный сплав / Г.Т. Дзодзиев, А.А. Кальков, В.А. Быстров, – № 2600345/25-27. Оpubл. 27.02.03; Б/И № 6.– С. 473.
15. А.с. 749006 СССР, МКИ² В23К 35/30. Композиционный сплав / Г.Т. Дзодзиев, Л.И. Клячко, В.А. Быстров, – № 2632271/25-27. Оpubл. 27.02.03; Б/И № 6.– С. 473.
16. А.с. 801388 СССР, МКИ³ В 23 К 25/00. Способ электрошлаковой наплавки / В.А. Быстров, А.С. Шинкаренко. – № 2836484/25-27 Оpubл. 27.02.03; Б/И № 6.– С. 473.
17. А.с. 1010770 СССР, МКИ³ В23К 35/30. Композиционный сплав для наплавки / В.А. Быстров, А.В. Быстров, Г.Т. Дзодзиев и др. – № 3328856/25-27. Заявл. 14.08.81. Оpubл. 27.02.03; Б/И № 6.– С. 473.
18. А.с. 1215251 СССР, МКИ⁴ В23К 25/00. Способ электрошлаковой наплавки / В.А. Быстров, В.Е. Граков, А.В. Быстров и др. – № 3776103/25-27. Заявл. 02.08.84. Оpubл. 27.02.03; Б/И № 6.– С. 473.
19. А.с. 1785155 СССР, МКИ⁵ В23К 25/00. Способ горизонтальной ЭШН / В.А. Быстров, В.И. Верёвкин – № 4809831/27; Заявл. 04.04.90. Оп. 27.02.03; Б/И № 6.– С. 473.
20. Патент 2069614 Россия, МКИ⁶ В23К, 25/00. Способ электрошлаковой наплавки / В.И. Верёвкин, В.А. Быстров, С.В. Верёвкин – № 93041146/08 Заявл. 12.08.93. Оп. 27.11.96; Б.И. № 33. –С. 149.
21. Патент 2069614 Россия, МКИ⁶ В23К, 25/00. Способ электрошлаковой наплавки / В.И. Верёвкин, В.А. Быстров, С.В. Верёвкин – № 93041146/08 Заявл. 12.08.93. Оп. 27.11.96; Б.И. № 33. –С. 149.
22. Патент 2201312 Россия, МКИ⁷ В22D 19/00. Способ изготовления износостойких отливок / В.А. Быстров, Х.Ф. Зайнутдинов, И.Ф. Селянин, и др. – № 2001114166/02, Заявл. 23.05.2001. Оп. 27.03.2003. Б.И. № 9. – С. 365.

УДК 332.14

А.В. Мудрак

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

ПОВЫШЕНИЕ РОЛИ РЕГИОНОВ В ПРОЦЕССЕ ЭКОНОМИЧЕСКОГО РАЗВИТИЯ

Рассматриваются вопросы усиления значения в экономическом развитии регионального фактора на основе активизации инвестиционного процесса в регионах.

Questions of amplification of value in economic development of the regional factor are considered on the basis of activization of investment process in regions.

Экономическое развитие и экономический рост, как его составная часть, представляют многосторонний процесс, характеризующий не только увеличение количественных показателей экономического роста, но и становление в хозяйстве страны новых прогрессивных пропорций, переход на качественно новый уровень управления этим процессом.

Актуальность проблемы повышения роли отдельных регионов в процессе экономического развития государства обусловлена тем, что в России крайне необходимы как на федеральном, так и на региональном уровне преобразования экономики, обеспечивающие ее устойчивое развитие, интенсивный тип экономического роста в отдельных регионах, сбалансированность экономического развития страны.

Построение реального федеративного государства сопровождается тем, что каждый регион – субъект Федерации становится самостоятельной экономической подсистемой с сильной взаимосвязанностью своих структурных элементов. Отношения с федеральными регулирующими органами, с другими регионами и внешним миром имеют преимущественно экономическую основу. Вследствие разной макроэкономической ситуации в каждом отдельно взятом регионе необходим анализ проблем в социально-экономическом развитии регионов, особенностей современной региональной экономической политики в России, направленной на решение этих проблем и факторов, влияющих на экономическое развитие региона.

Комплексный анализ процессов экономического развития на примере конкретного региона, применение положительного опыта в других регионах позволит создать методологическую основу программ по ускорению экономического развития отдельных территорий и государства в целом. А комплексная и системная реализация этих мер создают необходимую основу для стабильного экономического роста.

В рамках рыночной экономики и федерального устройства регион – субъект федерации определяют как экономическую подсистему с сильной взаимосвязанностью своих основных элементов. Комплексное развитие экономики региона направлены на увеличение вклада региона в экономику страны и обеспечение наиболее эффективного удовлетворения потребностей населения региона.

Система воспроизводственных процессов, осуществляющихся в регионе включает: воспроизводство регионального продукта, капитала, природных ресурсов, движение материальных и финансовых потоков между основными субъектами экономики региона.

Экономике региона, независимо от его типа, присуща внутренняя хозяйственная целостность, объективной основой которой является его территориально-производственный комплекс. Главным признаком хозяйственной целостности региона выступает потенциальная способность рынка развиваться за свой счет.

Важнейшим элементом хозяйственной жизни и фактором экономического развития являются инвестиции. В экономике любой страны инвестиционный процесс, который представляет собой совокупность действий различных участников инвестиционной деятельности, нацеленных на решение задач развития производственного потенциала страны, решение социальных задач, играет определяющую роль. По динамике развития инвестиционного процесса можно судить о темпе и характере воспроизводства, независимо от форм хозяйственного устройства и общественного строя отдельного государства. Практически это индикатор социально-экономического развития. Влияние инвестиционного процесса на состояние экономики огромно. Активизация инвестиционных процессов в регионах обеспечивают ускорение экономического развития страны в целом. Особенно это касается инвестирования инновационной деятельности. В промышленно развитых странах до 90 % экономического роста достигается за счет внедрения достижений научно-технического прогресса.

Инвестиционная деятельность может осуществляться за счет:

- собственных средств инвестора (амортизационных отчислений, прибыли, денежных накоплений и др.);
- заемных средств (кредитов банков, заемных средств других организаций);
- привлеченных средств (от продажи акций и других ценных бумаг);
- средств из бюджета и внебюджетных фондов.

Очень важную роль в целостной системе управления инвестициями играет региональная инвестиционная политика, которая предполагает систему мер, проводимых на уровне отдельного региона и способствующих мобилизации инвестиционных ресурсов и определению направлений их наиболее эффективного использования в интересах региона. Инвестиционная политика в регионах должна разрабатываться с учетом особенностей экономической и социальной политики, географического положения, природно-климатических и демографических условий и других факторов.

Весьма эффективными инструментами управления инвестиционной сферой в регионах являются:

- разработка инвестиционной политики с использованием программно-целевого подхода;
- обоснование и совершенствование нормативно-правовой базы, стимулирующей повышение результативности использования инвестиционных ресурсов;
- предоставление налоговых льгот, оптимизация тарифов и ставок, а также льготных инвестиционных кредитов при осуществлении вложения средств в основной капитал;
- развитие в регионах баз данных о намечаемых к реализации инвестиционных проектах;
- формирование механизма гарантий, страхования инвестиций;
- создание региональных и местных бюджетов развития;
- обеспечение контроля и повышение ответственности за целевое использование инвестиционных ресурсов на всех уровнях хозяйствования.[30]

Комплексная и системная реализация этих мер позволяет создать необходимую основу для стабильного экономического роста.

Одним из факторов определяющих экономическое развитие региона является его экономический потенциал, который характеризуется его основными составляющими: природно-ресурсным потенциалом, производственным потенциалом и трудовыми ресурсами.

Экономический потенциал региона определяет его инвестиционный потенциал. Инвестиционный потенциал учитывает основные макроэкономические характеристики и отражает инвестиционную привлекательность региона. Инвестиционная привлекательность региона определяется степенью его индустриального развития; его географическим положением и природно-климатическими условиями; уровнем развития инфраструктуры, в том числе для инвестиционной деятельности; существенностью имеющихся льгот для инвесторов; степенью выгоды разработки полезных ископаемых и т. д.

Инвестиционная привлекательность – это взаимосвязанная оценка двух основных составляющих инвестиционной привлекательности: потенциала и риска. Величина инвестиционного риска показывает вероятность потери инвестиций и дохода от них.

Принятие решения об инвестировании средств основывается на проведении комплексной оценки инвестиционной привлекательности региона и инвестируемых отраслей.

При принятии инвестиционных решений инвесторы ориентируются на специализированные рейтинги, разрабатываемые именитыми экспертными агентствами, которые публикуют рейтинги инвестиционной привлекательности регионов и экономики, регулярно отслеживают информацию о состоянии национальных и региональных инвестиционных комплексов. Общий показатель потенциала или риска рассчитывается как взвешенная сумма частных видов потенциала или риска. Показатели суммируются, каждый со своим весовым коэффициентом. Итоговый ранг региона рассчитывается по величине взвешенной суммы частных показателей. В результате, каждый регион помимо его ранга характеризуется количественной оценкой: насколько велик его потенциал как объекта инвестиций и до какой степени велик риск инвестирования в данный регион по сравнению со средне-российским.

Кемеровская область в Сибирском федеральном округе по-прежнему занимает одно из ведущих мест по основным макроэкономическим показателям: Кемеровская область является крупнейшим индустриальным регионом, опорной базой для промышленного развития не только Сибири, но и всей страны. Сегодня на долю Кузбасса приходится 56 % добычи каменных углей в России, около 80 % от добычи всех коксующихся углей, а по целой группе марок особо ценных коксующихся углей – 100 %. Кроме того, сегодня Кузбасс для России это: более 13 % чугуна и стали, 23 % сортового стального проката, более 11 % алюминия и 19 % кокса, 55 % ферросилиция, бо-

лее 10 % химических волокон и нитей, 100 % шахтных скребковых конвейеров, 14 % шелковых тканей.

Кемеровская область отправляет в 80 стран мира 1200 видов промышленной продукции, среди которых: уголь, кокс, прокат, чугун, алюминий, цинк, ферросплавы, шифер, цемент, стекло, азотные удобрения, пластмассы, химические волокна, синтетические смолы, электротехническая продукция и продукция тяжелого машиностроения и другие.

Проведенный анализ экономического развития области позволяет сделать следующие основные выводы:

- социально-экономическая ситуация в области характеризовалась сохранением положительных тенденций. Наблюдался рост валового регионального продукта, что было обеспечено соответствующим увеличением объемов производства основных видов товаров и услуг, ростом инвестиций в основной капитал, увеличением уровня доходов населения.
- положительная динамика индекса промышленного производства обусловлена ростом экономического потенциала области за счет ввода в эксплуатацию новых производственных мощностей, реконструкции и технического перевооружения действующих, освоением конкурентоспособных видов продукции.

К позитивным моментам также следует отнести возросший спрос на продукцию кузбасских товаропроизводителей на внутреннем рынке и активизацию внутренних источников развития. К негативным – отсутствие серьезных структурных изменений в экономике области. По-прежнему в доминантную группу входят добыча угля, производство металлургической и химической продукции. Доля видов экономической деятельности, производящих конечную продукцию, сформировала всего 13 % объема производства области (в России – 42 %).

Кроме того, существующая структура инвестиций в основной капитал не предполагает сколько-нибудь серьезных структурных изменений и в ближайшей перспективе, что является вполне объяснимым – если область богата углем и рудой, то из этого и надо извлекать максимум выгоды.

Значительно интенсифицировался инвестиционный спрос. Инвестиции в основной капитал возросли в 2005 году к уровню прошлого года на 30 %, иностранные инвестиции – практически в 10 раз.

Если в начале 2000-ых годов отношение объема инвестиций к объему ВРП составляло 17-18 %, что уже было значительно выше, чем в среднем по России, то в 2005 году оно составило 25,6 %.

Позитивная динамика развития экономики области позволила Кузбассу сохранить за собой лидирующие позиции в общероссийском масштабе по целому ряду макроэкономических показателей.

В 2005 году:

- областью добыто более половины всего угля (53 %) и 83 % коксующего угля, добываемого в России, произведено более 80 % магистральных железнодорожных и 100 % трамвайных рельсов, область занимает четвертое место в Российской Федерации по выплавке стали и выпуску проката;
- на долю Кузбасса приходится 21 % экспортного товарооборота Сибирского федерального округа;
- область занимает 13 место в стране и 1 место в Сибирском федеральном округе по объему розничного товарооборота;
- находится на 12 месте в стране и 2 месте в Сибирском федеральном округе по объему налогов, поступающих в бюджетную систему Российской Федерации;
- занимает 7 место в России и 1 место в Сибирском федеральном округе по объему инвестиций;
- занимает 16 место в стране и 2 место в Сибирском федеральном округе по величине денежных доходов на душу населения;
- находится на 25 месте в России и на 3 месте в Сибирском федеральном округе по вводу жилья;
- занимает 21 место в стране и 4 место в Сибирском федеральном округе по уровню средней номинальной заработной платы.

Эти показатели могут значительно улучшиться при эффективном использовании инструментов региональной политики, направленной на стимулирование экономического развития области.

Экономическая стратегия в области инвестиционной политики позволила Кузбассу в последние годы стать инвестиционно- развивающимся регионом.

По данным рейтингового агентства «Эксперт - РА» условия для ведения бизнеса в Кемеровской области достаточно благоприятные. Область по инвестиционному климату находится в группе регионов со средним потенциалом и умеренным риском.

Из составляющих инвестиционного потенциала в 2005 году в регионе улучшились производственный и инновационный показатели.

В 2005 году на развитие экономики и социальной сферы области было инвестировано более 84 млрд. рублей, что составляет 130 % к уровню прошлого года (в России – 110,5 %).

По объему инвестиций в основной капитал в 2005 году Кемеровская область, как и в предыдущем году, занимала первое место в Сибирском федеральном округе среди регионов Российской Федерации – 7 место (в 2004 году – 10).[33]

Среди основных факторов, оказавших позитивное влияние на уровень инвестиционной активности, можно выделить основные:

- стабильный рост основных макроэкономических показателей;
- улучшение финансовых результатов деятельности предприятий;
- наличие у региона уникальных конкурентных преимуществ, которые создают предпосылки для привлечения инвестиций и успешного поступательного развития;
- стабильная политическая среда, как в стране, так и в регионе.[34]

В связи с переносом центра тяжести экономических реформ на места первостепенное значение приобретает роль регионов в выходе экономики страны из кризиса, в осуществлении эффективной структурной перестройки и в ускорении научно-технического прогресса. Вместе с тем следует понять, что региональные приоритеты инновационной деятельности должны являться либо составляющими общегосударственных приоритетов, либо совпадать с ними, поэтому они должны быть сформированы исходя из геополитического положения региона. Геополитический фактор региона диктует и направленность инновационной деятельности в регионе, и ориентацию в кооперированных связях, и профиль отдельных видов инновационных проектов, учитывая, что особое внимание должно быть сосредоточено на нуждах регионального развития.

Важной региональной проблемой, требующей решения, является создание эффективного механизма управления процессом практической реализации в регионе сложных инновационных проектов. Основой обеспечения роста экспорта программного обеспечения должны стать современные технопарки, которые представляют ограниченные участки территории, отличающиеся от обычных производственных зон ориентацией на выпуск высокотехнологической продукции, создаваемые на базе крупных российских научных центров.

Для успешной реализации в регионе инновационной деятельности, эффективной региональной инновационной инфраструктуры необходимо, в рамках предлагаемых правительством направлений, создание кластеров- групп предприятий, объединенных единым произ-

водственным циклом. Для этого, в свою очередь, необходима государственная система управления инновационной деятельностью, под которой понимается совокупность органов федерального и регионального управления, оказывающих согласованное воздействие на субъекты инновационной деятельности в регионе.

Необходимость активизации инновационной деятельности, переход на новые формы решения экономических и социальных проблем региона требует от региональных органов управления проработки вопросов оптимального перераспределения финансовых ресурсов в регионе.

Значительная часть финансовых потоков проходит через региональный и местные бюджеты и внебюджетные фонды. Бюджет является важнейшим источником финансирования процессов экономического развития.

Зависимость региональных и местных бюджетов от ежегодно устанавливаемых пропорций (нормативов) расщепления федеральных налогов подрывает стимулы к проведению структурных реформ, привлечению инвестиций, развитию налогового потенциала территорий и повышению собираемости налогов. Несмотря на тенденцию к формализации распределения финансовой помощи, значительная ее часть по-прежнему распределяется без четких критериев и процедур, что требует дальнейшего развития и законодательного закрепления методологии бюджетного выравнивания.

Противоречия между децентрализацией бюджетных ресурсов, формальной централизацией налогово-бюджетных полномочий усугубляются неустойчивостью макроэкономических условий, слабостью демократических институтов, неразвитостью рынков капиталов и низкой мобильностью факторов производства, завышенными социальными ожиданиями и требованиями к государству, резкими различиями в бюджетной обеспеченности субъектов Российской Федерации и муниципальных образований.

Региональные и местные бюджеты остаются недостаточно прозрачными, отсутствует целостная система мониторинга состояния и качества управления государственными и муниципальными финансами (общественными финансами), результаты которой были бы доступны не только органам власти разных уровней, но и населению, инвесторам и кредиторам.

Все это приводит к неэффективному использованию бюджетных ресурсов, сокращению объема и качества бюджетных услуг, подрыву предпосылок для устойчивого экономического роста, усложнению

условий для проведения структурных реформ, искажению условий равной конкуренции, ухудшению предпринимательского и инвестиционного климата, дальнейшему усилению межрегиональных диспропорций.

Банковская система и небанковские кредитные организации также являются важнейшим элементом привлечения средств для инвестиций в различные отрасли народного хозяйства. На рынке кредитования реального сектора экономики в Кемеровской области на 01.01.2005 действовали 10 местных банков (на 01.01.2004 – 11) и 36 филиалов кредитных организации из других регионов (на 01.01.2004 – 34), в том числе 11 филиалов Сбербанка России. Для банков области кредиты являются основным направлением вложения средств, причем среди них преобладают кредиты организациям реального сектора экономики.

Однако структуру кредитных вложений региональных банков нельзя признать удовлетворительной с точки зрения инвестиционных потребностей региона. Как правило, банковские кредиты выдаются на короткие (от 30 до 180 дней) и очень короткие (до 30 дней) сроки. При этом краткосрочные кредиты занимают от 85 до 96 % общего объема кредитных вложений региональных банков в организации нефинансового сектора экономики. В свою очередь, доля долгосрочных кредитов в кредитных портфелях региональных банков, как правило, не превышает 13 %, что ниже общероссийского показателя (25 %, в том числе по кредитам в рублях – 18 %). При этом темпы роста кредитных вложений региональных банков замедляются (124 % на 01.07.2006 по сравнению с 131 % на 01.07.2005), снижается и доля кредитов реальному сектору в сумме активов банков.

Одной из причин слабости функциональной роли региональных банков является их реально низкая капитализация. Слабость и неустойчивость ресурсной базы региональных банков не позволяют им кредитовать действительно перспективные и выгодные инвестиционные проекты. В Кемеровской области имеются лишь пять местных банков, капитал которых превышает 5 млн. евро: Новокузнецкий муниципальный банк – 269,736 млн. руб., Кузнецкбизнесбанк — 239,702 млн. руб., Углеметбанк – 213,579 млн. руб., Бизнес-Сервис-Траст – 207,999 млн. руб., Тайдон – 188,733 млн. руб. и столько же банков с капиталом до 100 млн. руб., что не только по международным стандартам, но и по российским меркам может быть отнесено к мелким кредитным организациям.

Снизить риск при кредитовании, повысить роль банков в инвестиционных процессах позволяет интеграция финансового и промышленного капиталов.

Большей ориентации региональных банков на инвестиционный бизнес способствовало бы развитие синдицированного кредитования, позволяющего не только в значительной степени соответствовать требованию промышленных предприятий по объемам и срокам кредитов, но и диверсифицировать собственные риски.

Процессы концентрации в банковской сфере становятся все более неизбежными, а развитие банковских технологий и инфраструктуры позволит улучшить взаимоотношения региональных банков с промышленным сектором, что в свою очередь будет способствовать ускорению экономического развития региона.

Увеличению инвестиционных ресурсов региона способствовало бы развитие фондового рынка на региональном уровне. Выпуск и размещение областных и муниципальных облигаций позволяет привлечь дополнительные финансовые средства для развития приоритетных направлений.

Одной из проблем, характерных для экономического развития России, является неравномерность развития отдельных ее территорий. Это связано с тем, что территория России огромна и разные регионы обладают различным экономическим потенциалом. Общей формой разрешения указанных противоречий является. Вполне конкретной и наиболее приемлемой формой разрешения этого противоречия является регионализация экономического реформирования, разработка и использование разного рода региональных целевых программ, которые, в зависимости от своего уровня, учитывают и свои собственные интересы и интересы других регионов. Именно через них становится возможным согласование разноуровневых интересов и надежное обеспечение экономического взаимодействия и сотрудничества регионов. Расширение межрегионального взаимодействия, в свою очередь, приведет к ускорению экономического развития, как отдельных регионов, так и страны в целом.

В настоящее время интеграционные процессы являются одним из важнейших факторов экономического развития отдельных регионов и государств. Взаимодействие промышленного и банковского капиталов, создание финансово-промышленных групп, позволит направить инвестиции в экономику регионов в больших объемах и снизить инвестиционные риски.

Практическая значимость проведенного исследования состоит в том, что некоторые из предложенных мероприятий по развитию этих факторов экономического развития на уровне региона могут быть реализованы не только на территории Кемеровской области, но и в других крупных промышленных регионах. А поскольку экономическое развитие государства основывается на развитии отдельных территорий, переход на интенсивный тип экономического роста в отдельных регионах позволит обеспечить устойчивость и сбалансированность экономического развития страны.

УДК 658.512:669

О.А. Стародумова, А.В. Стародумов

Новокузнецкий филиал-институт ГОУ ВПО «Кемеровского государственного университета», г. Новокузнецк

МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНАЯ МОДЕЛЬ ОЦЕНКИ ВЛИЯНИЯ КАЧЕСТВА СЫРЬЯ НА ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРЕДПРИЯТИЯ

Предложена модель для количественной оценки влияния качества транзитных поставок железорудного сырья на экономические показатели работы металлургического предприятия. Модель является многофункциональной и может быть использована для прогнозирования, планирования, оценки экономических показателей деятельности металлургического предприятия в зависимости от качества поставляемого железорудного сырья по каждому поставщику.

The model for the quantitative evaluation of the influence of the quality of the transit deliveries of iron-ore raw material on the economic indices of the steel enterprise work is proposed.

The model is multifunctional and could be used for prognostication, planning evaluation of economic indices of steel enterprise activity in the dependence on the quality of the supplied iron-ore raw material for each supplier.

Современные условия хозяйствования предприятия предъявляют повышенные требования к качеству поставляемого сырья. Особенно это актуально для металлургических предприятий, так как в структуре себестоимости готовой продукции металлургических предприятий сырье составляет более 70 %.

На некоторых предприятиях специфика производственных процессов и транзитная поставка сырья не позволяют осуществлять приемку по качеству согласно действующей нормативно-технической документации. Поэтому входной контроль качества становится неэффективной процедурой.

Проблема качества сырья при транзитных поставках усугубляется из-за нарушения графика поставок, которое приводит к необходимости замены сырья. Причем замена осуществляется оперативно, исходя из сложившейся ситуации. Так, например, на Западно – Сибирском металлургическом комбинате при нарушении графика тран-

зитных поставок железорудного сырья от европейских поставщиков производится замена на сырье от местных поставщиков с более низким содержанием железа или на другое сырье не соответствующее требованиям по качеству. Отклонение по качественным параметрам сырья вследствие не ритмичных поставок и других факторов приводят к его дополнительному расходу на производство агломерата, а также к увеличению его запасов и оборотных средств. Таким образом, качество сырья напрямую и значительно влияет на экономические показатели работы металлургического предприятия.

В этой связи для количественной оценки влияния качества транзитных поставок железорудного сырья на экономические показатели работы металлургического предприятия была разработана многофункциональная модель.

Модель включает в себя следующие этапы:

- 1) Подготовка исходных данных для предварительных расчетов.
- 2) Расчет стандартных качественных и количественных параметров технологического процесса.
- 3) Мониторинг фактических параметров технологического процесса.
- 4) Выявление и оценка вариаций удельного расхода шихтовых составляющих.
- 5) Расчет экономических показателей работы предприятия.
- 6) Оценка влияния качества поставляемого железорудного сырья на экономические показатели работы металлургического предприятия.

В рамках данной работы рассматривается механизм функционирования упрощенной модели, учитывающей влияние качества и количества поступающих материалов на экономические показатели работы металлургического предприятия на примере поставок железорудного сырья.

Оценка качества транзитных поставок железорудного сырья начинается с подготовки данных для предварительных расчетов.

Этап подготовки исходных данных включает в себя определение следующих стандартных параметров:

- состав подачи смеси концентратов (таблица 1);
- состав шихтовых составляющих (таблица 2);
- химический состав агломерата (таблица 3);
- удельный расход топлива, окалины и шлама на сухую массу (таблица 4).

Таблица 1 – Состав смеси концентратов

Наименование	Содержание в смеси концентратов, %
Концентрат поставщика № 1	50
Концентрат поставщика № 2	18
Концентрат поставщика № 3	20
Концентрат поставщика № 4	10
Концентрат поставщика № 5	2
Итого:	100

Таблица 2 – Состав шихтовых составляющих

Наименование	Химический состав концентрата, %										
	Fe	Mn	P	S	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	ППП	W
Руда	48,07	0,39	0,065	1,310	21,3	15,66	4,32	4,98	2,73	4,69	3,0
Окалина	71,30	0,35	0,039	0,020	66,8	1,82	0,38	0,62	1,07	0,95	7,0
Шлам	40,00	0,30	0,035	0,423	17,0	11,70	3,25	12,20	2,00	14,50	10,0
Марганцевая руда	14,60	25,72	0,030	0,470	2,81	27,81	4,80	1,93	0,57	4,91	7,5
Известковая смесь	0,95	-	0,011	0,051	-	1,13	0,28	45,84	7,17	43,55	3,0
Топливо	0,76	-	0,080	0,500	-	7,02	3,51	0,54	0,24	86,50	6,5

Таблица 3 – Химический состав агломерата

Наименование	Химический состав агломерата, %									
	Fe	Mn	P	S	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	
Агломерат	57,0	0,4	0,03	0,024	12,7	7,13	1,28	8,92	1,84	

Таблица 4 – Удельный расход топлива, окалина и шлама на сухую массу

Наименование	Удельный расход составляющих шихты на 1 т агломерата, кг/т.
Окалина	56
Шлам	35
Топливо	23

Расчет стандартных качественных и количественных параметров технологического процесса осуществляется по следующей схеме:

1) Определяется химический состав известкованной смеси концентратов, по следующей формуле:

$$G_{эл.иск} = \frac{\sum_{i=1}^n n_{изв} \cdot G_{эл.изв} + \sum_{i=1}^n n_{конц} \cdot G_{эл.конц}}{100},$$

где $G_{эл.иск}$ – среднее содержание химического элемента в известкованной смеси концентратов, %; $n_{изв}$ – доля извести в известкован-

ной смеси концентратов, доля ед.; $n_{\text{конц}}$ – доля извести в известкованной смеси концентратов, доля ед.; $G_{\text{эл.изв.}}$ – содержание i -го элемента в извести, %; $G_{\text{эл.конц.}}$ – содержание i -го элемента в концентрате, %.

Рассчитанный стандартный химический состав известкованной смеси концентратов приведен в таблице 5.

Таблица 5 – Стандартный усредненный состав известкованной смеси

Наименование	Химический состав концентрата, %										
	Fe	Mn	P	S	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	ППП	W
Известкованная смесь концентратов	61,14	0,3	0,02	0,19	25,81	6,77	0,98	4,26	1,07	1,69	8,88

Рассчитывается удельный расход известкованной смеси концентратов, рудной смеси, марганцевой руды, известняка на сухую массу, необходимых для производства агломерата по следующей системе уравнений:

а) Уравнение материального баланса

$$K + P + O + Ш + M + И + T - \sum_{i=1}^n \Delta_1 - \sum_{i=1}^n \Delta_2 = 1000$$

где K – удельный расход известкованной смеси концентратов, кг/т; P – удельный расход рудной смеси, кг/т; O – удельный расход окалины, кг/т; $Ш$ – удельный расход шлама, кг/т; M – удельный расход марганцевой руды, кг/т; $И$ – удельный расход известняково – доломитовой смеси, кг/т; T – удельный расход топлива, кг/т; Δ_1 – потери массы шихты в результате выгорания углерода, серы, удаления гидратной влаги, диоксида углерода, карбонатов и летучих веществ, кг/т; Δ_2 – изменение массы шихты в результате протекания окислительно-восстановительных процессов, кг/т.

б) Уравнение баланса основности

$$B = \frac{\%CaO_{\text{ИСК}} \cdot K + \%CaO_{\text{Р.С.}} \cdot P + \%CaO_{\text{О}} \cdot O + \%CaO_{\text{ШЛ}} \cdot Ш + \%CaO_{\text{М.Р.}} \cdot M + \%CaO_{\text{ИЗВ}} \cdot И + \%CaO_{\text{Т}} \cdot T}{\%SiO_{2\text{ИСК}} \cdot K + \%SiO_{2\text{Р.С.}} \cdot P + \%SiO_{2\text{О}} \cdot O + \%SiO_{2\text{ШЛ}} \cdot Ш + \%SiO_{2\text{М.Р.}} \cdot M + \%SiO_{2\text{ИЗВ}} \cdot И + \%SiO_{2\text{Т}} \cdot T},$$

где B – основность агломерата, д.ед.; $\%CaO_{\text{ИСК}}$ – содержание CaO в известкованной смеси концентратов, %; $\%CaO_{\text{Р.С.}}$ – содержание CaO в рудной смеси, %; $\%CaO_{\text{О}}$ – содержание CaO в окалине, %; $\%CaO_{\text{Ш}}$ – содержание CaO в шламе, %; $\%CaO_{\text{М.Р.}}$ – содержание CaO в марганцевой руде, %; $\%CaO_{\text{ИЗВ}}$ – содержание CaO в известняково-доломитовой смеси, %; $\%CaO_{\text{Т}}$ – содержание CaO в топливе, %; $\%SiO_{2\text{ИСК}}$ – содержание SiO₂ в известкованной смеси концентратов, %; $\%SiO_{2\text{Р.С.}}$ – содержание SiO₂ в рудной смеси, %; $\%SiO_{2\text{О}}$ – содержа-

ние SiO_2 в окалине, %; $\% \text{SiO}_{2\text{Ш}}$ – содержание SiO_2 в шламе, %; $\% \text{SiO}_{2\text{М.Р.}}$ – содержание SiO_2 в марганцевой руде, %; $\% \text{SiO}_{2\text{ИДС}}$ – содержание SiO_2 в известняково – доломитовой смеси, %; $\% \text{SiO}_{2\text{Т}}$ – содержание SiO_2 в топливе, %.

в) Уравнение баланса железа при спекании агломерата

$$\frac{\% \text{Fe}_{\text{агл}} \cdot G_{\text{агл}}}{100} = \frac{\% \text{Fe}_K \cdot K}{100} + \frac{\% \text{Fe}_P \cdot P}{100} + \frac{\% \text{Fe}_И \cdot И}{100} + \frac{\% \text{Fe}_O \cdot O}{100} + \frac{\% \text{Fe}_Ш \cdot Ш}{100} + \frac{\% \text{Fe}_{\text{М.Р.}} \cdot \text{М}}{100} + \frac{\% \text{Fe}_T \cdot T}{100},$$

где $\% \text{Fe}_{\text{агл}}$ – содержание железа в агломерате, %; $\% \text{Fe}_K$ – содержание железа в известкованной смеси концентратов, %; $\% \text{Fe}_P$ – содержание железа в смеси руд, %; $\% \text{Fe}_И$ – содержание железа в известково – доломитовой смеси, %; $\% \text{Fe}_O$ – содержание железа в окалине, %; $\% \text{Fe}_Ш$ – содержание железа в шламе, %; $\% \text{Fe}_{\text{М.Р.}}$ – содержание железа в смеси марганцевых руд, %; $\% \text{Fe}_T$ – содержание железа в топливе, %.

г) Уравнение баланса марганца при спекании агломерата

$$\frac{\% \text{Mn}_{\text{агл}} \cdot G_{\text{агл}}}{100} = \frac{\% \text{Mn}_K \cdot K}{100} + \frac{\% \text{Mn}_P \cdot P}{100} + \frac{\% \text{Mn}_И \cdot И}{100} + \frac{\% \text{Mn}_O \cdot O}{100} + \frac{\% \text{Mn}_Ш \cdot Ш}{100} + \frac{\% \text{Mn}_{\text{М.Р.}} \cdot \text{М}}{100} + \frac{\% \text{Mn}_T \cdot T}{100},$$

где $\% \text{Mn}_{\text{агл}}$ – содержание марганца в агломерате, %; $\% \text{Mn}_K$ – содержание марганца в известкованной смеси концентратов, %; $\% \text{Mn}_P$ – содержание марганца в смеси руд, %; $\% \text{Mn}_И$ – содержание марганца в известково – доломитовой смеси, %; $\% \text{Mn}_O$ – содержание марганца в окалине, %; $\% \text{Mn}_Ш$ – содержание марганца в шламе, %; $\% \text{Mn}_{\text{М.Р.}}$ – содержание марганца в смеси марганцевых руд, %; $\% \text{Mn}_T$ – содержание марганца в топливе, %.

Таким образом, решив систему из четырех уравнений, определим стандартный удельный расход шихтовых составляющих. Стандартный удельный расход шихтовых составляющих приведен в таблице 6.

Таблица 6 – Стандартный удельный расход шихтовых составляющих

Наименование компонента	На сухую массу, кг/т	С учетом влажности, кг/т
Смеси известкованного концентрата	853,28	923,09
Смеси руд	25,07	25,82
Смеси марганцевых руд	4,39	4,72
Известково – доломитовой смеси	105,11	108,27

На этапе мониторинга хода технологического процесса, после получения фактических данных о расходе шихтовых составляющих, определяются вариации удельного расхода шихтовых составляющих на производство 1т готового агломерата по следующей формуле:

$$Kp = Kp_{\text{факт.}} - Kp_{\text{станд.}}$$

где Kp – отклонение фактического удельного расхода материалов на производство 1 т готового агломерата от стандартного; $Kp_{\text{станд.}}$ – стандартный расход материалов на производство 1 т готового агломерата; $Kp_{\text{факт.}}$ – фактический удельный расход материалов на производство 1 т готового агломерата.

Далее определяется прибыль или убыток предприятия.

В качестве примера оценка влияния качества поставляемого железорудного сырья на экономические показатели работы металлургического предприятия осуществляется на основе моделирования поставок железорудного сырья с учетом изменений различных параметров качества.

Моделирование осуществлялось по таким качественным параметрам как содержание железа, содержание SiO_2 , CaO в концентрате по различным поставщикам. В качестве примера приведены результаты моделирования по 5 вариантам поставок железорудного сырья.

1. Вариант – стандартный вариант поставки железорудного сырья.

2. Вариант – содержание железа в Михайловском концентрате превышает стандартную величину на 1,84 %, прогнозируемая удельная дополнительная прибыль предприятия составит 45 руб.

3. Вариант – содержание SiO_2 в Мундыбашском концентрате превышает стандартную величину на 2,97 %, прогнозируемый убыток комбината - 18 руб на 1 тонну металлопродукции.

4. Вариант – содержание железа в Мундыбашском концентрате ниже стандартной величины на 6,33 %, прогнозируемый убыток комбината – 129 руб.

5. Вариант – содержание SiO_2 в Стойленском концентрате ниже стандартной величины на 3,59 %, прогнозируемая удельная дополнительная прибыль - 19 руб.

6. Вариант – содержание CaO в Мундыбашском концентрате ниже стандартной величины на 1,19 %, прогнозируемая удельная дополнительная прибыль – 4 руб.

В результате моделирования вариантов поставок железорудного сырья получены количественные величины факторов, позволяющие оценить степень их влияния на увеличение и уменьшение прибыли предприятия по каждому поставщику.

Таким образом, полученные результаты позволяют оценить вклад каждого поставщика железорудного сырья в итоговый результат работы предприятия, что может изменить в перспективе традици-

онные отношения «продавец – покупатель» на принципиально новые – партнерские отношения долевого распределения прибыли и убытков в зависимости от качества поступающего сырья.

Разработанная модель является многофункциональной. Она позволяет прогнозировать (планировать), а также оценивать фактические экономические результаты деятельности металлургического предприятия в зависимости от качества поставляемого железорудного сырья по каждому поставщику.

Результаты моделирования могут быть использованы при составлении коммерческих договоров на поставку сырья, а также для подготовки и планирования производства металлопродукции, определения величины запасов сырья и оборотных средств на его закупку.

ПРОБЛЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ

УДК 004.588:66.02

О.А. Полях, В.И. Кожемяченко

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

РАЗРАБОТКА ТЕСТОВЫХ ЗАДАНИЙ И АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ КОМПЬЮТЕРНОГО ТЕСТИРОВАНИЯ СТУДЕНТОВ ПО ДИСЦИПЛИНЕ «ПРОЦЕССЫ И АППАРАТЫ ХИМИЧЕСКОЙ ТЕХНОЛОГИИ»

Разработаны тестовые задания и шаблон теста по дисциплине «Процессы и аппараты химической технологии» для студентов специальности 240301 «Химическая технология неорганических веществ». Банк тестов содержит материалы разделов: гидромеханические процессы; транспорт и механическая обработка твердых материалов; тепловые процессы; массообменные процессы. Часть 1 (5 семестр) включает в себя 136 заданий трех уровней сложности (простой, обычный, сложный), 89 рисунков; часть 2 (6 семестр) – 147 заданий, 175 рисунков. Тестовые задания составлены в виде текстового документа, который импортирован в модуль «База вопросов» системы компьютерного тестирования ГОУ ВПО «СибГИУ», в модуле «Администрирование базы тестов» задан шаблон теста. Разработанные тесты предназначены для проведения зачетов и экзаменов, аттестации знаний в течение семестра. Проведена апробация разработанного комплекта тестов в форме текущего контроля знаний студентов 3 курса по данной дисциплине, с последующим анализом результатов.

Test tasks and pattern of the test on subject «Proceedings and chemical technology devices» for students of a study branch 240301 «Chemical technology of the mineral substance» are developed. Test bank contains the following chapters: hydromechanical proceedings; transport and mechanical processing of the hard materials; thermal proceedings; mass exchange proceedings. The Part 1 (5th term) includes 136 tasks of 3 levels (easy, ordinary, complex), 89 pictures; the part 2 (6th term) – 147 tasks, 176 pictures. The test tasks are completed as the text which is imported in the module «Questions base» of computer testing system for State Educational Institution «Siberian State Industrial University». The pattern of the tests is put in the module «Administration of the tests base». The developed tests are intended for keeping tests and exams, skills rating during the term. Approbation of the developed complete set of tests was carried out in the form of the current control of skills for students of the 3th course on the given subject. The analysis of results is followed.

Применение компьютерного тестирования в качестве способа оценки знаний в последние 5-7 лет получило широкое распространение в связи с появлением новых форм и методов обучения, связанных с развитием информационных технологий и интеграцией их в учебный процесс. С 2005 года в ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» используется система компьютерного тестирования, информационная база которой постоянно пополняется заданиями по различным дисциплинам. Количество учебных дисциплин, по которым имеются тесты в модуле «База вопросов» к настоящему времени составляет 61, среди которых 17 разработаны на кафедре «Информационные технологии в металлургии», поэтому этот показатель не может считаться высоким. Целью настоящей работы является оценка опыта создания и использования тестовых заданий для дисциплины «Процессы и аппараты химической технологии» специальности «Химическая технология неорганических веществ».

Дисциплина «Процессы и аппараты химической технологии» занимает значительное место в структуре учебного плана специальности 240301 (204 ч аудиторных занятий, 119 ч самостоятельной работы), предусматривает в качестве контрольных мероприятий два зачета, два экзамена (5 и 6 семестры), защиту курсового проекта (7 семестр) и играет важную роль в профессиональной подготовке инженеров-химиков-технологов. В состав дисциплины входят следующие разделы: гидромеханические процессы (основы технической гидравлики; перемещение жидкостей и газов; разделение газовых и жидких неоднородных систем); транспорт и механическая обработка твердых материалов (подъемно-транспортные устройства; механическая обработка твердых материалов); тепловые процессы (основы теплопередачи в химической промышленности; выпаривание); массообменные процессы (основы массопередачи, абсорбция; перегонка и ректификация; сушка; мембранные процессы химической технологии). Вследствие этого особенностью данной учебной дисциплины является широкий спектр рассматриваемых вопросов с ориентацией на дальнейшее их изучение в рамках других специальных дисциплин, включая курсовое, а затем и дипломное проектирование.

В соответствии с рабочей программой, требованиями Государственного образовательного стандарта высшего профессионального образования, для дисциплины «Процессы и аппараты химической технологии» специальности 240301 на кафедре «Металлургия цветных металлов и химическая технология» разработаны тестовые задания. Целью создания банка тестов является обеспечение возможности

контроля знаний студентов в форме обычного («бумажного») или компьютерного тестирования в системе компьютерного тестирования ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» [1], работающей в рамках корпоративной сети. Путем тестирования по соответствующим разделам данной учебной дисциплины могут проводиться зачеты и экзамены, аттестация знаний в течение семестра, при необходимости, самостоятельная работа студентов в так называемом режиме «тренировки». В перспективе разработанные варианты тестовых заданий могут быть использованы при дистанционном обучении, а также включены в качестве интерактивного компонента в состав электронных учебников, занимающих все большую нишу на рынке обучающих систем [2].

Основными задачами контроля знаний в форме тестирования являются:

- усвоение и закрепление знаний по учебной дисциплине;
- создание информационной базы, отражающей уровень подготовки студентов или ее динамики при неоднократном тестировании;
- развитие у студентов навыков работы с тестовыми системами;
- гарантия личного выполнения студентом заданий благодаря обязательной регистрации пользователя и текущему мониторингу.

Студенты имеют доступ к тестовым заданиям только с разрешения преподавателя, за которым закреплена соответствующая учебная дисциплина. К функциям преподавателя относятся:

- создание информационной базы тестов;
- проведение тестирования с мониторингом процесса в реальном времени;
- оценка знаний студентов в случае, если компьютерное тестирование является частью аттестационного мероприятия.

Тестовые задания по дисциплине «Процессы и аппараты химической технологии» составлены в виде текстового документа (файла формата RTF в текстовом редакторе Word), импортированного в модуль «База вопросов» системы компьютерного тестирования ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»; в модуле «Администрирование базы тестов» задан шаблон теста. Часть 1 (5 семестр) банка тестов включает в себя 136 заданий, 89 рисунков; часть 2 (6 семестр) – 147 заданий, 175 рисунков. Каждое тестовое задание характеризуется принадлежностью к определенному разделу (теме) дисциплины «Процессы и аппараты химической технологии», а также категорией, что позволяет производить дополнительную дифференциацию. Категория – это уровень сложности вопроса, который

определяется разработчиком теста, в данном случае используется градация: простой, обычный, сложный. Тест для каждого студента включает задания различной категории (например, из 15 заданий 3 сложных, 3 простых, остальные обычные) из нескольких разделов (зачет, экзамен) или одного раздела (текущий контроль знаний). Тестовые задания предполагают несколько возможных типов ответов:

- «один ответ» (тестируемый может выбрать только один ответ из списка предложенных вариантов, оптимальное количество которых 4-6);
- «несколько ответов» (тестируемый может выбрать несколько ответов (или все) из списка предложенных);
- «ввод данных» (тестируемый вводит ответ с клавиатуры).

При составлении тестовых заданий задаются коэффициенты ответа: ответ с положительным коэффициентом считается правильным, с отрицательным – неправильным, с нулевым – незначимым. В случае нескольких ответов сумма коэффициентов правильных ответов должна равняться принятому для данной категории максимальному балу (например, единице).

Оценка результатов тестирования может проводиться двумя способами (способ оценивания задается разработчиком в шаблоне теста):

- «один неправильный ответ – полностью неправильный вопрос». Если дан хотя бы один неправильный ответ, то общий ответ считается неправильным, количество баллов за данный вопрос приравнивается к нулю. Суммарный результат теста может образовывать только возрастающую последовательность;
- «сумма коэффициентов». Оценка ответа на вопрос производится по сумме коэффициентов выбранных ответов, поэтому суммарный результат теста в ходе его проведения может как увеличиваться, так и уменьшаться, т.е. накладывается «штраф» за выбор неправильного ответа.

При создании шаблона теста разработчиком задаются проценты ответов, определяющие границы оценок. Для рассматриваемой дисциплины были применены следующие диапазоны: 0-34,99 % – соответствует неудовлетворительной оценке, 35-64,99 % – удовлетворительной, 65-84,99 % – хорошей, 85-100 % – отличной.

Для апробации разработанного комплекта тестов проводилось тестирование студентов 3 курса в форме текущего контроля знаний. Студентам предлагалось за 30 минут ответить на 12 вопросов разного уровня сложности (2 сложных, 2 простых, 8 обычных) одного раздела

дисциплины «Процессы и аппараты химической технологии» - «Основы технической гидравлики». Набор вопросов был произвольным, но исключавшим повторение заданий за соседними машинами. Порядок ответа на вопросы не устанавливался, что позволяло студентам подумать над наиболее сложными для них вопросами, с возможностью хранения предварительного варианта. Мониторинг осуществлялся в реальном времени (в табличном или графическом виде) и обеспечивал максимальную и быструю адаптацию предлагаемого теста к реальным условиям его проведения, позволяя, например, оказывать помощь студентам в случае затруднений технического характера или исправлять обнаруженные неточности. Тестирование проводилось дважды с использованием разных видов оценивания: «один неправильный ответ – полностью неправильный вопрос» и «сумма коэффициентов».

После завершения контрольного мероприятия каждому тестируемому на экран выдавалась информация о результатах теста (оценка) и правильности ответов на вопросы, что позволило студентам, сделать самостоятельные выводы об успешности своей работы. Для преподавателя формировались отчеты, позволяющие анализировать результаты тестирования. Вид отчетов варьировался в зависимости от интересующей информации, например, по времени, затрачиваемому на ответы; по степени сложности вопросов для студентов (какие вопросы являются слишком простыми или слишком сложными); по сумме баллов, набранных студентами; по количеству прохождения тестов; по каждому тестируемому индивидуально; по какому-либо разделу (теме) и т.д. Распределение оценок при способе оценивания «один неправильный ответ – полностью неправильный вопрос», %: «отлично» – 13,34; «хорошо» – 26,66; «удовлетворительно» – 33,34; «неудовлетворительно» – 26,66. Распределение оценок при способе оценивания «сумма коэффициентов», %: «отлично» – 0; «хорошо» – 13,34; «удовлетворительно» – 40,00; «неудовлетворительно» – 46,66.

Анализ результатов показал, что, в рассматриваемом случае, более приемлемым и стимулирующим для студентов является вид оценивания «один неправильный ответ – полностью неправильный вопрос», т.е. без применения «штрафов», которые нивелируют правильные ответы. Тем не менее, вид оценивания «сумма коэффициентов» при обеспечении более точной сбалансированности коэффициентов ответов, позволяет уменьшить вероятность ответа на вопрос методом «угадывания».

Проведенное тестирование по дисциплине «Процессы и аппараты химической технологии» выявило в целом хорошие навыки работы с компьютерной техникой и позитивный настрой студентов на подобные виды контроля знаний. На данном этапе развития образовательных методик и компьютеризации учебного процесса компьютерное тестирование, вероятно, не станет единственной формой контрольных мероприятий, так как предполагает некоторую «узость» и категоричность подхода, что приемлемо не для всех субъектов педагогического общения. Исключение перцептивного аспекта приводит к тому, что студент, зная сущность какого-то процесса и в целом владея информацией по предлагаемому вопросу, сомневается при выборе требуемой формулы, особенно в условиях ограниченного времени тестирования. Преподаватель, со своей стороны, в ходе традиционного контроля знаний более высоко оценил бы студента, хорошо ориентирующегося в учебном материале и способного применять его практически, чем студента, «зазубрившего» формализованные компоненты (формулы, термины), составляющие основу тестовых заданий. Нельзя исключать возможность «угадывания» или логического вычисления правильного ответа, заучивания правильных ответов путем прохождения многократных «тренировочных» тестов. Таким образом, тестирование позволяет оценить только формальный компонент изучаемой дисциплины, креативный компонент всегда требует субъективной оценки, т.е. предполагает участие преподавателя. Поэтому представляется целесообразным применять для оценки знаний студентов комплексный подход, сочетающий тестирование с традиционными формами контроля.

Для снижения значимости отмеченных негативных моментов необходимы априорно высокие требования к уровню тестовых заданий:

- большое количество и разнообразие вопросов;
- достаточное количество ответов на каждый вопрос, среди которых не должно быть «явно неправильных»;
- релевантность ответов и вопросов;
- создание отдельного блока вопросов для проведения «тренировочных» тестов.

Таким образом, несмотря на отдельные спорные в настоящее время характеристики, компьютерное тестирование следует рассматривать как альтернативный и актуальный способ контроля знаний, дополняющий (а в некоторых случаях заменяющий) традиционные методы, при любой, а особенно дистанционной, формах обучения. К

очевидным преимуществам компьютерного тестирования следует отнести:

- обеспечение большой вариативности заданий любого уровня сложности и различного назначения;
- оперативную масштабируемость по дисциплинам;
- возможность одновременного тестирования больших групп, в том числе в глобальной сети Internet;
- упрощение оценивания и анализа результатов преподавателем, вследствие высокой скорости обработки данных, создания отчетов в требуемой форме, текущего контроля в ходе тестирования, исключения «списывания», снижения значения фактора субъективности;
- возможность самостоятельного тестирования (без руководителя) с отображением результатов;
- усвоение и закрепление знаний студентами в процессе так называемого многосенсорного обучения, включающего различные информационные каналы восприятия [3].

ВЫВОДЫ

Разработаны тестовые задания по дисциплине «Процессы и аппараты химической технологии», предназначенные для студентов специальности 240301 «Химическая технология неорганических веществ», соответствующие рабочей программе дисциплины, требованиям Государственного образовательного стандарта высшего профессионального образования. Банк тестов содержит материалы разделов: гидромеханические процессы; транспорт и механическая обработка твердых материалов; тепловые процессы; массообменные процессы.

Тестовые задания составлены в виде текстового документа, включающего (кроме непосредственно вопросов и ответов) категорию вопроса, тип и коэффициент ответа, импортированного в модуль «База вопросов» системы компьютерного тестирования ГОУ ВПО «СибГИУ». Созданный в модуле «Администрирование базы тестов» шаблон теста включает вид оценивания, границы оценки, способ отображения результатов. Тестовые задания предназначены для проведения зачетов, экзаменов, аттестации знаний в течение семестра.

На базе разработанных заданий апробировано компьютерное тестирование студентов с использованием двух видов оценивания: «один неправильный ответ – полностью неправильный вопрос» и «сумма коэффициентов», и проведен последующий анализ результатов, свидетельствующий о целесообразности и перспективности дан-

ного вида контроля знаний, особенно в гармоничном сочетании с традиционными формами оценивания.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кожемяченко В.И. Система компьютерного тестирования. Руководство пользователя. – 2-е изд., доп. и перераб / В.И. Кожемяченко, В.Ю. Климов.– Новокузнецк, СибГИУ, 2006.– 67 с., ил.

2. Левинская М.А. Адаптивность, интеллектуальность и индивидуальность интерактивных электронных учебников – Электрон. журнал. – М.: ОФАП. – Режим доступа: [http://informika.ru/text/magaz/innovat/n1_2004/n1_2004s1.html; 14.07.2006] – Загл. с экрана.

3. Гриндер М. НЛП в педагогике / М. Гриндер, Л. Ллойд. – М.: Изд. Инст. общегуманитарных исследований, 2001. – 320 с.

УДК 811.111'373

О.А. Семина, Ю.К. Осипов, А.П. Семин

ГОУ ВПО Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк

ЛЕКСИЧЕСКИЕ ЗАИМСТВОВАНИЯ В ТЕРМИНОЛОГИИ АРХИТЕКТУРЫ АНГЛИЙСКОГО ЯЗЫКА

В статье рассматривается влияние языковых контактов, различных архитектурных стилей на термины-заимствования и пути их поступления в терминологию архитектуры английского языка в зависимости языков-источников данной терминологии. В статье показаны пути заимствования и хронологический аспект их появления в английском языке.

The article deals with the influence of the language contacts, different architectural styles on the terms – loanwords and the ways of their entering into the architectural terminology of the English language depending on the language sources of the given terminology. The ways of borrowing and the chronological aspects of their appearance in the English language are shown.

Генетическая неоднородность лексического состава английской архитектурной терминологии в структурно-семантическом плане обусловлена действием языковых контактов. Так, например, основная часть терминов-заимствований, обладающих сравнительной семантической устойчивостью и входящих в данную терминологию, является следствием взаимовлияния различных архитектурных стилей, школ, направлений и течений в разные эпохи их функционирования. Сравним: temple (9в.) – храм, архитектурное сооружение культового назначения, laurel (13в.) – орнамент в виде лаврового листа, conch (14в.) – конха, полукруглый выступ, cella (15в.) – цела, часть готического храма, entasis (16в.) – фронтиспис, главный фасад здания, stoa (17в.) – стоа, крытая колоннада, служащая в древней Греции местом для собраний, acroter (18в.) – акротерий, орнаментальный резной камень или скульптура на углах и вершине фронтона классического портика, lierne (19в.) – ребро готического свода.

В этом процессе отражена и самобытность развития архитектуры разных стран в их социально-культурном аспекте. Сравним: fronton (фр.) – фронто́н, архитектурная форма в виде треугольника, образованная свесами кровли и горизонтальным карнизом, mihrab (араб.) –

михраб, ниша внутри мечети, mastaba (араб.) – мастаба, pistaq (перс.) – пиштак, монументальный портал, scamozzi (ит.) – ордер, подобный ионическому, но имеющий волюты капители, находящейся в радиусе под сорока пятью градусами, ajarcara (исп.) – орнаментальный рельеф в кирпичной кладке, guldasta (хинд.) – пиннакль, lat (хинд.) – колонна в буддийском храме, riblah (араб.) – кибла, ниша в стене, kolo-kolnista (др. рус.) – колокольня, torri (яп.) – арка с вогнутой перекладной.

Указанный факт также подтверждается представительной номенклатурой языков-источников заимствованных терминов как генетически родственных, так и отдаленных. Сравним: древнегреческий, латинский, итальянский, французский, испанский, немецкий, голландский, русский, персидский, хинди, арабский, китайский и японский.

Обращает на себя внимание разнообразие типов заимствований. Одни из них поступали прямым путем, другие – через языки-посредники. Первые в лингвистике квалифицируются как «прямые, подлинные, собственные», вторые – как «косвенные, опосредованные, трансфертные». Доказательством разнородности поступления таких заимствований в терминологию архитектуры могут служить термины: anthemion (греч.) – антемий, плоский орнамент в виде цветов и листьев, arophyge (греч.) – апофига, выкружка у конца и начала стержня колонны, anta (лат.) – анта, угловая пилястра, baldachino (фр. baldachin – ит. baldacchino) – балдахин, навес из камня, дерева или металла на колоннах или столбах, cannelure (ит. cannelure – фр. cannelure) – каннелюра, вертикальный желоб на стволе колонны или пилястра, femora (греч.) – фемора, дорожка между желобками триглифа, soffit (ит. soffito – фр. soffite – лат. soffigo) – софит, архитектурно обработанная поверхность арки, архитрава, слезника.

Большой удельный вес среди заимствованных терминов составляют термины из классических языков. Это объясняется бурным развитием архитектуры Древней Греции, оказавшим впоследствии заметное влияние на архитектуру других стран, в том числе и Англии. В основном термины-заимствования из классических языков (греческого и латинского) поступали в английский язык архитектуры:

а) прямым путем: aula (лат. aedula) – передний двор, большой холл, acropolis (греч. akropolis – akr + polis) – акрополь, agora (греч.) – агора, базарная площадь в Древней Греции, и

б) через язык-посредник: glyth (греч. glyphos – фр. gluphe) – глиф, вертикальный желоб или канавка, nymphaeum (греч. nymphaios – лат. nymphaeum) – нимфеум, здание или комната для отдыха, укра-

шенная орнаментом из растений и скульптурами, orb (лат. orba – фр. orby) – глухая аркада, jube (лат. juba – фр. jube) – галерея над входом в церковь.

В отличие от грецизмов латинизмы (имеющие внешне выраженные графические индикаторы инородности) продолжали входить в данную лексическую подсистему до 19 в. Например: aisle (1053) – крыло здания, forum (1450) – форум, торговая и общественная площадь древнеримского города, rostrum (1579) – ростр, отдельно стоящая колонна со стволом, украшенная скульптурным изображением, quadra (1611) – квадра, плинт подиума, aedicule (1832) – аэдикула, ниша в стене для статуй, и др.

Наличие фонографических вариантов заимствованных терминов в этом слое лексики свидетельствует о колебаниях в фонетике и орфографии языка-рецептора. Сравним: delan= dellan= dalan – зал приема; socle=zocle=zoccolo – цоколь колонны; stele=stela – стела, каменная плита или столб с надписью и изображением; zigurat=zikkurat=zikurat – зиккурат, сооружение культового назначения в архитектуре древней Месопотамии.

Колониальная экспансия и живучесть Христианства также не прошли бесследно в архитектуре Англии. Ее терминологический аппарат в этот период пополнился заимствованными терминами, обозначающими различные культовые сооружения и их составные части. Например: basilica – базилика, широко распространенный тип композиции христианских храмов; crypt – подземная часовня; narthex – нартекс, портик на входе в христианский храм и др.

Влияние французского языка (как следствие торгово-экономических связей Англии и Франции) прослеживается в терминологии архитектуры на протяжении многих веков, начиная с времен средневековья. Меж'языковые контакты в этот период также нашли свое непосредственное отражение в этой терминологии. Сравните: fleuron (1385 фр.) – флерон, листья абаки коринфской капители; medallion (1664 фр. medallion – ит. medaglione) – медальон, орнаментальное изображение овальной или круглой формы; corbel (1735 фр. corbelle) – поясок, выступающий в виде консоли или карниза; arabesque (1809 фр. arabesque – ит. arabesco) – арабеска, вид сложного орнамента, состоящего из геометрических и стилизованных фигур.

По данным анализа установлено, что некоторые термины французского языка проникли в терминологию архитектуры из итальянского языка и при этом не претерпели морфологических изменений. Сравните: cartouche (фр. cartouche – ит. cartoccio) – картуш, украше-

ние в виде плоского щита, обрамленного завитками; *esplanade* (фр. *esplanar* – ит. *esplanata*) – эспланада, площадь перед зданием, широкая улица с аллеями посередине для прогулок, *sacristy* (фр. *sacristie* – ит. *sacristia*) – сакристия, ризница в церкви; *tabernacle* (фр. *tabernacle* – ит. *tabernac* – *colo*) – табернакль, ниша со статуей святого.

В ряде терминов-заимствований из французского языка суффикс –«ette» не приобрел статуса полной самостоятельности, вследствие частичной утраты категории диминутивности в языке-рецепторе. Сравните: *alette* (фр. *ala+ette* – ит. *aletta*) – пилястр, несущий антаблемент, *crosette* (фр. *crose+ette* – ит. *crossetta*) – прямоугольный выступ в верхней части архитрава, *lunette* (фр. *lun+ette*) – люнет, круглое отверстие в стене под распалубкой свода, *mouchette* (фр. *mou+ette* – ит. *mouchetta*) – стилизованное украшение в ажурной кладке, *palmetto* (фр. *palm+ette*) – пальметта, орнамент в виде веерной пальмы, *rosette* (фр. *rose+ette* – ит. *rosetta*) – розетка, орнамент в виде цветка, *vignette* (фр. *vigno+ette*) – виньетка, орнамент в форме виноградных гроздьев с листьями.

В отдельных случаях, попадая в язык-рецептор прямым путем, подобные термины в какой-то степени модифицировались, например: *bandelet* (фр. *bandelette* – *bande+ette*) – перевязь колонны, *balconet* (фр. *balconette* – *balcone+ette*) – декоративный балкон.

Анализ терминов-заимствований данного языка показал, что некоторые из них сохранили свою фонографическую форму. Сравните: *avant – corps* – выступающий фасад, *cul-de-lampe* – отдельный пирамидальный выступ над башней; *cul-de-four* – плоский купол; *fleur-de-lis* – геральдическая лилия как орнамент в архитектуре поздней готики, *piedouche* – небольшой пьедестал, *piedroit* – пилястр без базы и колонны, *plafond* – плафон, сводчатое или купольное перекрытие, *tas-de-charge* – пятовый камень готического свода.

Одним из факторов, способствующих притоку такого рода терминов-заимствований, была миграция мастеров архитектуры из различных стран, основным стимулом которой явились торгово-экономические и культурные контакты Англии со странами европейского и других континентов. В какой-то мере можно признать и социально-психологический фактор, моду, престиж страны и статус высокого стиля языка-источника, например, итальянского.

Приток терминов из итальянского языка наблюдался с середины 16в. И до 19в. Одни из них поступали прямым путем. Например: *ri-azza* – базарная площадь, *alto – relieve* – скульптурный горельеф, *base – relief* – барельеф, скульптурное изображение на плоскости, *terrace* –

терраса, открытая или полуоткрытая площадка, примыкающая к зданию, terrazzo – терраццо, мозаичная отделка перекрытия, fresco – фреска, grotto – грот, loggia – лоджия, открытая галерея, примыкающая к зданию. Другие – через язык – посредник, например: cavetto (лат. cavus) – выкружка, вогнутый, криволинейный облом в виде четверти круга, sgraffito (фр. sgraffire) – сграффито, форма декоративной отделки.

Древнерусские термины в английской архитектурной терминологии представлены в виде транслированных названий национальных понятий. Например: bochka – бочка, тип двускатной крыши, имевшей в поперечном сечении форму луковицы, kremlin – кремль; первоначальная, укрепленная часть русского феодального города, где были сосредоточены учреждения светской и духовной власти, а также располагались жилье феодалов и осадные дворы; kuritsa – курица; вид стропилины, жердь с корневищем в виде крючка для поддержания водосточного желоба; lopatka – лопатка, lukovitsa – луковица, lunnitsa – лунница, makovitsa – маковица, название небольшой церковной главы; pazukha – пазуха, углубление, ниша; pivnitsa – пивница, podklet – подклеть, нижний этаж здания, обычно служебно-хозяйственного назначения, shirinka – ширинка, прямоугольная впадина в стене, окаймленная профилированной рамкой, внутри которой иногда размещается изразец или резное украшение, vosmyerik – восьмерик, zvonitsa – звонница, колокольня.

Несмотря на то, что Киевское государство в 11 в. имело широкие связи с Англией, однако, взаимствования двух языков (английского и русского) в это время не наблюдалось. Установление во второй половине 16 в. политических и экономических отношений между Англией и Россией привело к расширению меж'языковых контактов. Последние способствовали пополнению терминологии архитектуры. Например: coguna – коруна, архитектурная деталь, украшающая верх проема; dypka – дынька, декоративная деталь, по форме напоминающая дыню, применяющаяся в столбах и колоннах; ghirka – гирька, декоративная деталь в виде подвески, украшающая арочный проем; gzyms – гзымс, карниз; komara – комара, свод; kokoshnik – кокошник, декоративное завершение сводчатого покрытия в виде закомар, расползавшееся вокруг барабана; ragus – парус, часть свода в виде сферического треугольника; podzor – подзор, резная доска по скату ниши, zakomara – закомара, криволинейное завершение торца свода или стены культурного сооружения.

Основная часть таких терминов предположительно попала в английскую архитектурную терминологию в 17в. Их появление было также вызвано выпуском первых лексикографических сборников, например, русско-английского словаря-дневника Р. Джеймса, вышедшего в свет в 1616-1619 гг.

Ряд терминов-заимствований из языка хинди (период 18-20 вв.) есть следствие колониальной экспансии Англии и роста торговли с Индией. Например: *achchday* (*achchdajah*) – выступающая часть ступы, *chatri* (*chattris*) – чатри, зонтичный купол; *chinikhana* (*chinikhanan*) – орнаментальный выступ; *dar* (*dars*) – ворота с именной надписью; *gorura* (*goruram*) – гопура, пирамидная башня над входом в храм; *moucharaby* (через араб. *Mashra bjuah*) – мушараби, эркер в мавританской архитектуре; *verandah* (через порт. *verandas*) – веранда, портик или открытая галерея; *terrassa*, балкон первого этажа; *vihara* (*viharam*) – монастырь.

Подобные и другие термины-заимствования поступали в английскую архитектурную терминологию и устным, и письменным путями обмена информацией: через научные трактаты, труды (известных мастеров античной и мировой архитектуры) и их переводы. Причем «импорт книг» также заметно содействовал притоку терминов.

Нельзя сказать, что данные термины-заимствования недолговечны. Напротив, они более стойки к различного рода взаимодействиям со стороны языка-рецептора. Многие из них сохранились по сей день и входят в основной словарный фонд английского языка.

В целом появление терминов-заимствований в терминологии архитектуры вызвано не только экстралингвистическими факторами, но и лингвистическими.

Так, потребность использования любого рода заимствованных терминов в ней появлялась в стремлении восполнить лексическую недостаточность в языке-рецепторе для наименования новых понятий, с одной стороны, средствами языков-отправителей, с другой – исконного языка. Переводчики предпочитали использовать классическую терминологию даже при наличии исконных и других заимствованных слов.

Подобные факторы иногда использовались в целях детализации соответствующего понятия и дифференциации семантических оттенков значений терминов.

ОТКЛИКИ, РЕЦЕНЗИИ И БИОГРАФИИ

УДК 629.162.2658.567.1

А.В. Бородулин

Институт черной металлургии Национальной Академии наук
Украины, г. Днепропетровск

ДОМЕННОЕ ДЕЛО В.И. ГУЛЫГИ – ИНЖЕНЕРА И ГРАЖДАНИНА

Развивая те или иные научные концепции, очень важно, что бы авторы могли раскрыть элементы научного творчества, показывать молодому поколению и то, как эти концепции рождались, созревали, боролись, порой отмирали и возрождались на новом уровне.

Инженер ультра класса, работы которого представляют несомненный интерес и для современных специалистов [1 – 41], начал свою творческую деятельность в доменном производстве еще студентом – дипломником кафедры чугуна М.А. Павлова на Макеевском заводе [1], далее – на металлургическом заводе Новороссийского общества в Юзовке [2], много трудился на Донбассе, в Туле, на Урале, а последнее место его работы было в Донецком индустриальном институте на кафедре проф. К.В. Мессерле, где он прочитал лишь несколько лекций [3].

Предыстория вопроса

Автор, будучи студентом Днепропетровского металлургического института, не встречался с именем В.И. Гулыги на прекрасных лекциях по доменному процессу Готлиба в 58 – 60 годах, неторопливо читаемых Арнольдом Давидовичем с философским и историческим уклоном, на иных интересных занятиях по спецкурсам З.И. Некрасова, Н.И. Красавцева, И.П. Семика с полезными для будущим инженеров отступлениями и примерами из жизни и практики доменного производства и др.

Понимая, как подметил И.К. Кирпичев, что «за библиографическими списками, перечнями стоят школы и направления, борьба научная, борьба общественно – политическая, борьба классовая» и в некоторой степени понятны последствия известного негативного явления репрессий в нашем государстве, что уменьшило информированность о инженере В.И. Гулыги студентов, молодых инженеров, тех

кто должен в первую очередь интересоваться историей и развитием своей специальности.

Впервые встретился с научным наследием В.И. Гулыги в библиотеке ИЧМ, где списали две его книги «Доменное дело» [27]. Одну из реликвий, будучи доменщиком в третьем поколении, я отвез его сыну Д.В. Гулыге, к моему стыду, не ознакомившись повнимательнее с этим оригинальным трудом. Далее при решении задач по первичному шлаку в доменной печи при завершении кандидатской диссертации, я снова наткнулся на работу В.И. Гулыги о роли шлака в доменном процессе [40]. Эта последняя статья Владимира Ивановича по сложнейшему вопросу теории и практики производства чугуна поразила меня своей четкостью, лаконичностью, однозначностью, детерминизмом. С большой степенью вероятности она родилась в совсем не простой дискуссии с В.В. Михайловым [42].

Развитие знакомства с творчеством В.И. Гулыгой состоялось значительно позднее. Полученные в ИЧМ НАНУ на различных печах нашего Отечества данные по влиянию распределения газового потока на потери теплоты рабочего пространства печей, позволили Н.П. Сысоеву¹ отметить следующее: «До недавнего времени специалисты считали необходимым оптимальное развитие периферийного и осевого потоков газа, обеспечивающих при заданной производительности печи «ровный» сход шихты и приемлемое в конкретных условиях использование тепловой и химической энергии газов. Однако в последние годы широко пропагандируется так называемое L – образное радиальное газораспределение, характеризующееся существенной подгрузкой рудными материалами периферийной зоны и наличием довольно развитого осевого потока газов». Далее шли ссылки на публикации – две иноземные и три наши. Хорошо зная, что мы не являемся пионерами в этом важном деле, а в конце 70 – х годов автора доклада «принудил» обратить внимание на этот вопрос проф. Н.Н. Чернов, интересно, что со ссылками на все сущих японцев, а не на В.И. Гулыгу или на свою работу в №5 Стали за 1956 г.

Но к тому времени, уже считая вслед за В. Солоухиным, что «... видимо, я ...больной человек: если что-либо захочу узнать, то обязательно должен докопаться до нуля», просматривая техническую литературу, изданную до начала 1938 г., повстречался с работами, поразительными по техническому, социально-экономическому содержанию, по стилю и прекрасному языку изложения, как правило, подписанны-

¹ Н.П. Сысоев. Теория и технология доменной плавки с пониженной интенсивностью. Диссертация доктора технических наук. М.: 1993, с.164 - 165

ми – инж. В.И. Гулыга [1 – 41], и не менее интересными возражениями его многочисленных оппонентов.

Среди их действующие и будущие академики, доктора и профессора И.П. Бардин, В.Е. Грум-Гржимайло, М.А. Павлов, В.Е. Васильев, В.П. Ижевский, В.Н. Липин, Б.П. Селиванов, И.А. Соколов, К.В. Мессерле, В.К. Грузинов, Н.А. Костылев, В.А. Сорокин, М.В. Луговцов, А.Д. Готлиб, Н.И. Красавцев, М.Я. Остроухов; проектировщики и практики доменного дела Н. Н. Гогоцкий, С. Жендзян, А.А. Свицин, Г.Г. Орешкин, А.С. Саркисянц, А.Ф. Новоспасский, А.Н. Рамм и другие.

Просмотрев весь этот научно-технический клад, мы поняли, что повстречались с выдающимся инженером, человеком и гражданином с большой буквы – Владимиром Ивановичем Гулыгой. Думаем, что на этой конференции в Донбассе полезно поделиться своей находкой, т.к. для многих современников доменщик В.И. Гулыги остается, к огромному сожалению, мало известным, а на его примере можно и нужно учить молодежь и доменному делу и выработке гражданской позиции.

Доменное дело инженера В.И. Гулыги

Инженер-металлург В.И. Гулыга оставил после себя большой пласт работ по теории и практики производства чугуна. Библиографический список трудов В.И. Гулыги, куда вошли подавляющее большинство его публикаций в отечественной печати, приведен далее [1 – 41]. Собраны и отзывы его многочисленных оппонентов. Предстоит еще большая работа, предварительные итоги которой показывают, что целесообразно привлечь к этому вопросу большее внимание технической и не только технической общественности. Творчество В.И. Гулыги, как правило, отражено в постановочных, концептуальных статьях, начавших многие дискуссии по злободневным и в настоящее время вопросам развития техники и технологии производства чугуна, зачастую выходит за рамки металлургии.

В работах этого неординарного инженера видна смелость мысли, высочайшая квалификация, огромная инженерная интуиция и жизненный опыт, жесткость логики, четкость. Его статьи, где формулировки так же конкретны, как и формулы, больше напоминают боевой приказ офицера, чем трактат ученого. Когда весь научный и инженерный корпус мира боролся с центральным газораспределением в доменных печах, В.И. Гулыга, отмечая конструктивные недостатки доменной печи как технологического агрегата, в котором в противо-

токе совершается технологический процесс выплавки чугуна, утверждал следующее: в центр печи не надо грузить руду! Этим самым он открыл основополагающий принцип, который практически снял все ограничения в строительстве доменных печей большого объема и позднее позволил Е.В. Вегману прицениться к доменным печам объемом 10.000 м³. Отдавая символическую дань этому инженеру, мы назвали принцип загрузки центра печи без руды, «Принципом Гулыги» [43] и двум выдающимся инженерам В.И. Гулыге и Я.В. Вестнику посвятили книгу «Домна в энергетическом измерении» [44].

В. Гулыга неоднократно демонстрирует умение поднимать сложные явления в своих работах. В их только конкретика в видении будущего, что, по-видимому, и есть стержнем в любой науке. В.И. никогда не бегал в науке вслед за паровозом, всегда имея свою четкую техническую позицию. Кстати, со слов Д.В. Гулыги, его отец командовал в гражданскую войну не просто паровозом, а бронепоездом, ... правда, белым [3].

Спектр работ инженера В.И. Гулыги весьма широкий, разнообразный, но не выходил за рамки конкретных научно – технических задач, которые стояли перед металлургами в то время и которые, как показала история, актуальны и в настоящее время.

В ранний период и послереволюционный период работы за рубежом шло активное и творческое познание доменного процесса и конструкций доменной печи: это баланс доменной печи в ЖРМО, 1910 г.; это задувка печи в ЖРМО, 1912 г.; это его статьи по конструкциям и работе доменных печей в Словакии [1 - 3].

По возвращению на Родину В.И. Гулыгу захватили работы по восстановлению и путям развития черной металлургии России (техническая полемика с В.Е. Грум-Гржимаймо, Н. Н. Гоготским); сложная практика восстановления Керченского металлургического завода, где испытан ряд новшеств, которых не было на отечественных заводах в то время [4 - 9]. Полная поддержка курса на индустриализацию страны и обоснование строительства большие печи на базе новых теоретических представлений: увеличивая объем печей надо увеличивать и диаметр колошника и загрузку шихты осуществлять таким образом, что бы в центр печи не загружалась рудная часть шихты. В это время специалисты и в СССР и за рубежом придерживались иных взглядов, а порой и на практике активно боролись с развитием центрального хода в домнах. До признания необходимости развития центрального газораспределения по схеме V, как отметил позднее Б.И. Китаев, было еще далеко [43].

В.И. Гулыга последовательно выступал [10 - 22] за строительство крупных доменных печей на основе своих четких теоретических представлений по загрузке печей, работе фурменных зон на больших фурмах, согласованию работе верха печи и низа. Научный базис этого предложения в авторском изложении звучит лаконично и конструктивно: «Тут важен сам принцип, независимо от физических свойств руды, центр колошника больших печей не должен засыпаться рудой. Детализируя вопрос о выборе размера подачи, я указывал, что это – дело руководителя печи, ибо здесь должны быть учтены все качества того сырья, которое идет в печь».

Простейшее математическое выражение принципа В.И. Гулыги, полученное по данным работы [27], имеет вид:

$$0,4 \leq \frac{V_{\text{КОКС.ПОДАЧИ}}}{F_{\text{КОЛОШНИКА}}} \leq 0,5 \text{ м},$$

где $F_{\text{КОЛ.}}$ – площадь колошника, м^2 , $V_{\text{КОКС.ПОДАЧИ}}$ – объем коксовой подачи, м^3 .

Практика ОАО «Северсталь», сформированная вместе с учеными ИЧМ и Ленинградского политехнического института достаточно близко совпадает с рекомендациями по принципу В.И. Гулыги, а по доменной печи № 5 даже превосходит его рекомендации. Возражают против использования этого принципа загрузки доменных печей объемом до 2000 м^3 Н.П. Сысоев и В.Г. Дружков, методом проб и ошибок установился он на печах № 6 НЛМК и № 9 комбината «Криворожсталь», не внесен до сих пор он и в технологические инструкции многих заводов. Здесь огромное поле деятельности для современных доменщиков. Время не ждет!

Особо выделим уральский цикл работ после переезда из Макеевки в Нижнюю Салду, в объединении «Востокосталь», в тресте «Титаномагнетит».

Здесь по новому открылись качества В.И. Гулыги как инженера – доменщика, и как государственного деятеля, которому очень важны проблемы развития и управления металлургии в старейшем горно – металлургическом центре страны. Это цикл его работ по организации производства ванадия на Урале из титано-магнетитовых руд (в г. Чусовом), что реализовалось в дальнейшем, и предложение развития качественной металлургии на Урале на базе малых доменных печей, Важную роль малых доменных печей в современной металлургии подчеркивает и Ю.С. Юсфин, а за рубежом это направление получили

определенное развитие в Бразилии, Китае, Японии (для выплавки ферромарганца) и др. странах.

Проектирование, строительство, эксплуатацию новых печей и цехов, вплоть до 1937 г. не проходило без активнейшего участия В.И. Гулыги. Многолетняя и очень поучительная, творческая дискуссия В.И. Гулыги со своими многочисленными оппонентами является не только достоянием нашей истории. Анализ развития технической мысли в металлургии на примерах деятельности В.И. Гулыги и И.Д. Семикина [43 - 45] подтверждает, что в задачах, связанных с научно-техническим прогрессом, не редко именно «крайние» решения являются наиболее верным и вполне может быть, что «крайнее» мнение какого-либо талантливой специалиста с «нестандартным» мышлением более верно, чем «среднее» мнение многочисленной группы специалистов. А неверно поставленная цель, доктрина направляет усилия людей в тупик, что чревато негативными последствиями и в науке, и в жизни.

Объективных методов выделения такого «крайнего» мнения пока не существует. Тем ни менее, в борьбе мнений и дискуссиях, проводимых разными, порой совсем не джентльменскими методами, в конце концов, и создается совместными усилиями общества научно - технический прогресс. Обществу не без интересно и важна скорость этого прогресса и цена, за которую оно заплатило, а в творческих вопросах и их решении важнейшую роль играет гражданская позиция всех участников этого процесса.

Гражданская позиция инженера В.И. Гулыги

Гулыга, выходец их кубанских казаков, участник войны с Японией 1905 г., гражданской войны, где воевал на стороне белых, командуя бронепоездом, эмигрировавший за границу и работавший на заводах в Словакии начальником доменного производства, вернулся по приглашению Ф.Э. Дзержинского в 1925 г. к себе на Родину. Получивший хорошую техническую подготовку в Санкт-Петербургском политехническом институте, прошедший большую жизненную школу, приобретший профессиональный опыт, он понимал, что решение новых технических вопросов возможно лишь при подготовке квалифицированных кадров, четкой организации производства, при неизбежных ошибках и риске. В.И. Гулыга за пять лет переиздавал четыре раза книгу «Доменное дело», постоянно перерабатывая и дополняя ее, для подготовки специалистов.

С первых его публикаций в ЖРМО инженерное творчество В.И. неразрывно связано с активной гражданской позицией В работе [2] он утверждает следующее: «Задувка доменной печи при современном состоянии знаний в области доменного дела, конечно, не должна представлять из себя чего – либо особенного и быть может не стоило описанием такого простого факта утруждать внимание читателей, но помещенное в №3 ЖРМО за 1911 год описание задувки доменной печи №1 Макеевского завода убеждают нас в обратном. Статья эта может дать ложное представление о том, как следует задувать доменную печь. Мы, молодые работники, должны всячески бороться с рутинной. Должны расставаться с предрассудками и приемами недавнего прошлого, когда у нас в России доменная плавка велась полуграмотными мастерами – иностранцами, привезшими к нам из дому «искусство» делать чугуны. Вот в кратких словах причина, побудившая нас написать эту статью».

Особо выделим его отношение с учителями, к которым он относится с огромным уважением, и к М.А. Павлову, и к М.К. Курако. Но в его работах, как и в жизни, нет и намека на рабское преклонение ни перед Академиком, ни перед другими авторитетами и коллегами.

Далее практически во всех работах, он рассматривались вопросы воспитательного характера, отражающие его гражданскую позицию. Его жизненные взгляды поразительно соответствовали логике, которую, при желании, можно увидеть в лучших чертах коммунистического движения и которые многие постарались побыстрее позабыть в наше время. В.И. Гулыга действовал удивительно последовательно, опираясь самым естественным образом, на здравый рассудок. Взяв у американцев печи, пониже высотой и с разгруженным от руды центром, а у немцев работу на хорошо подготовленной шихте со старыми воздуходувными машинами на фурмах большого диаметра, он резко отстаивает курс на повышение технического уровня промышленного производства и строительство больших печей. Как не вспомнить вождя пролетариата, совсем недавнего его классового врага, В.И. Ленина: «Черпать из-за границы все передовое: американская организация трестов, прусский порядок на железных дорогах и т.д.».

Приведем конкретные примеры: В полемике с И.А. Соколовым в [19] В.И. Гулыга утверждает: «Статья эта неправильна в том отношении, что она сбивает с правильного пути – искать причины частичных неудач (совершенно естественных и неизбежных в период освоения громадных агрегатов) не в размерах печи, а в тех неполадках и

промахах организационного и строительного характера, как это было на ММК до лета 1933 г.»

Поучителен и другой пример. Отвечая в дискуссии на замечания оппонентов В.И. Гулыга по сути, еще раз рисует свою гражданскую позицию: «Прежде всего, мы должны отклонить обвинение в гигантомании Дело, конечно, не в гигантомании. Наши требования о дальнейшем укрупнении агрегатов для производства чугуна вытекают отнюдь не из каких-либо пристрастных взглядов – говорить о сооружении возможно более крупных печей нас заставляет учет перспектив той борьбы за производственный рост, которую ведет СССР, учет перспектив развертывания металлургии во второй пятилетке. Вот почему мы считаем данный вопрос чрезвычайно злободневным. Конечно, разрешить его правильно возможно лишь коллективной мыслью доменщиков».

В.И. Гулыга в своих работах постоянно уделяет огромное внимание человеческому фактору и организации производства: «огромное значение имеет также хорошо поставленный, технически грамотный контроль производства». Далее – «Основной причиной медленного освоения построенных нами больших печей являются неувязки и недоделки при пуске печей, неувязки в развитии сырьевой базы и, наконец, неудовлетворительное в течение первого времени действия печей обслуживание их». И далее – «Через 2-3 года нет сомнения, вопрос об обеспечении мощных доменных печей квалифицированными силами потеряет остроту». Для повышения квалификации кадров он с начала постоянно писал технические статьи, а потом и книги.

О трудностях роста он упоминал не один раз в своих работах! Так В.И. Гулыга утверждает: «Трудности организационного порядка не могут никоим образом служить поводом для отказа от постройки технически допустимых, предельных по мощности агрегатов. Нужно считать, что в настоящее время никаких препятствий организационного порядка к переходу в СССР от печей в 800-1000 т к печам в 1200 тонн суточной производительности не имеется. Подчеркиваем при этом, что проектировать, строить и эксплуатировать домну в 1200 т, а так же изготовлять для нее оборудование мы сможем сами без помощи иностранцев. В этом не должно быть никаких сомнений».

В статье [19], где его достали, в ответе звучит и принцип загрузки доменной печи и мажорная концовка проф. И.А. Соколову по организации производства: «Практика приносит все новые подтверждения правильности нашего предложения работать на оптимально малой подаче, особенно это касается больших печей. В этом направле-

нии интересна статья инж. Маркачева и Никуленского [46] о большой исследовательской работе, проведенной на Кузнецком заводе. Как известно, техническое руководство завода высказалось за большие подачи, в результате же опытов хорошая работа этих печей установилась только после перехода на очень малые подачи, – меньше даже, чем на Магнитогорском заводе.

Вместо заключения приведем мажорное резюме В. Гулыги: «В заключение следует указать, что мы твердо пошли по правильному пути строительства крупнейших доменных печей. Poleмика, продолжавшаяся более 10 лет, должна быть закончена. Надо только помнить, что процесс полного освоения производственной мощности печей еще не закончен. Печи работают неровными темпами, но хотя иногда с большими трудностями, все-таки перекрывают всякого рода мировые рекорды. Все это говорит за то, что коллектив работников этих гигантов нуждается в организационно-технической помощи. Нужно бросить полемику ради полемики. В этом отношении очень поучителен и заслуживает всякого подражания пример акад. М.А. Павлова, руководившего работой бригады ЦИМа на Магнитогорском заводе, разрешившей ряд серьезных вопросов.

Работы много: изучение всех деталей работы доменных печей, установление наиболее выгодных размеров фурм и порядка загрузки сырья, изучение и регулировка загрузочных устройств, нагрев дутья, подготовка сырья. Подчас невозможно все это провести условиями цехового персонала. Вот здесь нужна помощь, что бы довести хорошо оборудованные мощные доменные печи до высоты современной техники – на самое первое место».

Считаю, что имя инженера В.И. Гулыги, ученого и гражданина, привлечет дальнейшее внимание студентов, доменщиков, историков и иных исследователей, и последователей.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Гулыга В. Тепловой баланс доменной печи №2 Макеевского завода / В. Гулыга // ЖРМО. – 1910. – Ч. I. № 3. – С. 113-126.
2. Гулыга В.И. Задувка доменной печи №4 Новороссийского общества (Донецкий завод) / Гулыга В.И. // ЖРМО. – 1912. – №1, ч. I. – С. 24-36.
3. Гулыга Д.В. В память об отце – Владимире Ивановиче Гулыге / Д.В. Гулыга // Metallurg. – 1993. – № 10. – С. 33-36. В.И. Гулыга работал начальником доменного производства металлургического за-

вода в Словакии, где в 1922 – 1925 гг. в их «Горный вестник» написал ряд статей по конструкциям и работе доменных печей, которые пока не найдены.

4. Гулыга В.И. Производительность и профиль современной доменной печи / В.И. Гулыга // Вестник металлопромышленности. – 1925. – № 1-2. – С. 14-30.

5. Гулыга В.И. Проект переоборудования Сталинского государственного металлургического завода / В.И. Гулыга // ЖРМО. – 1925. – № 3, ч. II. – С. 772-778.

6. Гулыга В.И. К вопросу о восстановлении южно металлургической промышленности / В.И. Гулыга // Вестник металлопромышленности. – 1925. – №5-6. – С. 145-170.

7. Гулыга В.И. Доменное производство на южных металлургических заводах / В.И. Гулыга // Вестник металлопромышленности. – 1925. – №7-8. – С. 5-14.

8. Гулыга В.И. Доменная печь и ее вспомогательные устройства / В.И. Гулыга // Уголь и железо. – 1925. – № 2. – С. 118-146; № 3. – С. 83-107; 1926. – № 8. – С. 74-94.

9. Гулыга В.И. Организация металлургического производства в Керчи / В.И. Гулыга // Уголь и железо. – 1926. – № 5. – С. 76-88; № 6. – С. 64-76.

10. Гулыга В.И. Доменная печь на 1000 тонн / В.И. Гулыга // Уголь и железо. – 1929. – № 40.

11. Гулыга В.И. О размерах и конструкции доменных печей / В.И. Гулыга // Гипромез. – 1929. – № 3-4. – С. 27-39. Библи. 3.

12. Гулыга В.И. Письмо в редакцию. О патенте автора на способ кладки воздухонагревателей и приоритете России / В.И. Гулыга // Гипромез. – 1931. – № 12. – С. 70.

13. Гулыга В.И. Строить домны максимальной производительности / В.И. Гулыга // Газета «Техника». – 1932. – № 49 от 26 мая.

14. Гулыга В.И. Завод им. Томского. Необходимо сооружать доменные печи на 1315 м³ / В.И. Гулыга // Сталь. – 1932. – № 5. – С. 12-29 (к дискуссии о сверхмощной домне).

15. Гулыга В.И. Завод им. Томского. Ответ моим оппонентам / В.И. Гулыга // Сталь. – 1932. – № 5. – С. 23-26.

16. Гулыга В.И. Дополнительные аргументы в пользу сверхмощных доменных печей / В.И. Гулыга // Сталь. – 1933. – № 9. – С. 1-14.

17. Гулыга В.И. О фурмах большого диаметра / В.И. Гулыга // Сталь. – 1933. – № 9. – С. 3-8.

18. Гулыга В.И. Фурмы доменных печей / В.И. Гулыга // Уральская металлургия. – 1933. – № 9-10. – С. 7-12.

19. Гулыга В.И. (Нижнее-Салдинский завод). Против предложения проф. И.А. Соколова портить рациональный профиль современных доменных печей / В.И. Гулыга // Уральская металлургия. – 1933. – № 11-12. – С. 15-18.

20. Гулыга В.И. Доменное дело. Посвящается М. Курако. Для рабочих доменного цеха. Пособие по техминимуму. (Учебное пособие для металлургических школ ФЗУ) / В.И. Гулыга: ОНТИ М. – Л.: Свердловск: Металлургиздат. Типография им. Евг. Соколовой в Лгр., 1933. – 187 с. с ил.

21. Гулыга В.И. О новой типовой доменной печи. В порядке обсуждения / В.И. Гулыга // Советская металлургия. – 1934. – № 4. – С. 170-175.

22. Гулыга В.И. Из какого материала делать фурмы / В.И. Гулыга // Уральская металлургия. – 1934. – № 6. – С. 9-10.

23. Гулыга В.И. Работа колошниковой части доменной печи / В.И. Гулыга // Советская металлургия. – 1934. – № 8-9. – С. 372-380.

24. Гулыга В.И. План современного доменного цеха. Печатается в порядке обсуждения / В.И. Гулыга // Уральская металлургия. – 1934. – № 3. – С. 9-15.

25. Гулыга В.И. Новая типовая доменная печь / В.И. Гулыга // Уральская металлургия. – 1934. – № 9-10. – С. 3-8.

26. Гулыга В.И. Письмо в редакцию / В.И. Гулыга // Уральская металлургия. – 1935. – № 2. – С. 48.

27. Гулыга В.И. Доменное дело. Для рабочих доменного цеха: 2-е изд., испр. и доп. / В.И. Гулыга. – М.-Л.: ОНТИ НКТП СССР, 1935. – 196 с.

28. Гулыга В.И. Работа колошниковой части доменной печи / В.И. Гулыга // Советская металлургия. – 1935. – № 2.

29. Гулыга В.И. Статья в защиту дуплекс-процесса / В.И. Гулыга // Газета «Техника». – 1935. от 3 апреля.

30. Гулыга В.И. Вторая типовая доменная печь объемом в 1305 м³ / В.И. Гулыга // Сталь. – 1935. – № 4. – С. 14-18.

31. Гулыга В.И. Дуплекс-процесс на заводы Урало – Кузбасса / В.И. Гулыга // Уральская металлургия. – 1935. – № 5. – С. 22-26.

32. Гулыга В.И. Доменное дело для горнового: 3-е изд., испр. и доп. Утверждено ГУЧЗ НКТП СССР в качестве учебника для курсов техминимума. / В.И. Гулыга: ОНТИ. – М.-Л.: ОНТИ. Гл. ред. Лит-ры по черн. мет, 1936. – 232 с.

33. Гулыга В.И. Дополнительные разъяснения к статье «Работа колошниковой части доменной печи» (ответ проф. И.А. Соколову) / В.И. Гулыга // Советская металлургия. – 1936. – № 4. – С. 31-35.

34. Гулыга В.И. Плавка агломерата из кусинских титаномагнетитов на Кушвинском заводе / В.И. Гулыга // Советская металлургия. – 1936. – № 1. – С. 20-25.

35. Гулыга В.И. Получение феррованадия из уральских титаномагнетитов / В.И. Гулыга // Советская металлургия. – 1937. – № 1. – С. 32-37.

36. В.И. Гулыга. Производство феррованадия из уральских титаномагнетитов и борьба с потерями ванадия / В.И. Гулыга // Уральская металлургия. – 1937. – № 4. – С.14-20.

37. В.И. Гулыга (Титаномагнетит). Рецензия на книгу Остроухова М.Я. и Красавцева Н.И. «Работа мастера на современной механизированной доменной печи» / В.И. Гулыга. – Харьков – Киев: Гостехиздат УССР, 1936. – 328 с. // Металлург. – 1937. – № 5. – С. 141-143.

38. Гулыга В.И. О фурмах большого диаметра. Востокосталь. Печатается в порядке обсуждения / В.И. Гулыга // Сталь. – 1937. – № 9. – С. 10-11.

39. Гулыга В.И. (Востокосталь). О типовой уральской древесноугольной печи / В.И. Гулыга // Уральская металлургия. – 1937. – № 9. – С. 3-7.

40. Гулыга В.И. Краткие замечания о роли шлака в доменном процессе (печатается в порядке обсуждения) / В.И. Гулыга // Теория и практика металлургии. – 1937. – № 12. – с. 5-8.

41. В.И. Гулыга. Доменное производство / Под редакцией М.А. Павлова. Утв. ГУЧЗ НКТП в качестве учебного пособия для курсов мастеров социалистического труда. – М.-Л.: ОНТИ. Главная редакция по черной металлургии. 3-я тип. ОНТИ в Лгр., 1937. – 368 с.

42. Металлург Иван Соколов («Громадную пользу в работе оказывает знание теории металлургических процессов». Из письма В.В. Михайлова, адресованного Н.И. Подвойскому 22 мая 1936 г.) / Автор – сост. В.А. Мазур; под ред. проф. М.Е. Гловацкого. – Екатеринбург, 2003: Серия «Выдающиеся металлурги Урала». – С. 164-171.

43. О принципах конструирования печей и управления доменной плавкой инженера Владимира Ивановича Гулыги / В.И. Большаков, А.В. Бородулин, Н.М. Можаренко, В.И. Нетронин, В.С. Листопадов и А.Л. Чайка // «Новини науки Придніпров'я. Науково-

практичний журнал. Серія: Інженерні дисципліні». Днепропетровск. – 2003. – № 1 – С. 60-70.

44. Домна в энергетическом измерении / А.В. Бородулин, А.Д. Горбунов, В.И. Романенко, Г.И. Орел. – Кривой Рог: СП «Мир», 2004. – 412 с.

45. Бородулин А.В. Принципы конструирования печей И.Д. Семикина / А.В. Бородулин, Л.Г. Панюхно // *Металлургия России на рубеже XXI века. Сб. науч. тр. международной научно-практической конференции. Том I / Под ред. Е.В. Протопопова.* – Новокузнецк. СибГИУ, 2005. – С. 297-305.

46. Маркачев И.Г. Рациональная система загрузки доменных печей, ее влияние на уменьшение выноса пыли и улучшение хода процесса / И.Г. Маркачев И.Д. Никулинский // *Советская металлургия.* – 1935. – № 8. – С. 30-49.

К СВЕДЕНИЮ АВТОРОВ

Сборник научных трудов «Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии» подготавливается к печати Сибирским государственным индустриальным университетом совместно с отделением металлургии горно-металлургической секции РАЕН.

В сборник могут быть представлены работы по направлениям:

- металлургия черных и цветных металлов и сплавов;
- порошковая металлургия, композиционные материалы и покрытия;
- физика металлов и металловедение;
- экономика и управление на предприятиях;
- проблемы высшего образования.

Рукописи статей, оформленные в соответствии с нижеизложенными требованиями, направляются в Сибирский государственный индустриальный университет.

К рукописи прилагаются:

- разрешение ректора или проректора вуза на опубликование результатов работ;
- рекомендация соответствующей кафедры высшего учебного заведения или научного семинара академических институтов или отраслевых НИИ;
- рецензия, подготовленная специалистом, имеющим ученую степень, заверенная по месту работы рецензента,
- акт экспертизы, подтверждающей возможность опубликования работы в открытой печати;
- сведения об авторах (Ф.И.О. полностью, уч. степень, звание, вуз, служебный и домашний адрес, телефон).

Рукописи направляются в редакцию в одном экземпляре. Текст рукописи должен быть отпечатан на одной стороне стандартного листа белой бумаги формата А4 с полями 25 мм с каждой стороны. Объем статьи (включая аннотацию, иллюстрации, таблицы, библиографический список) не должен превышать 6-8 страниц машинописного текста, напечатанного через 1,5 интервала, размер шрифта 14 пт. Последнюю страницу рекомендуется занимать полностью.

Текст аннотации на русском и английском языке объемом порядка 1/4 страницы печатается через 1 интервал и помещается после заглавия статьи. Текст аннотации должен содержать только краткое описание публикуемого материала.

Иллюстрации представляются в одном экземпляре; они должны

быть выполнены тушью на белой бумаге или кальке и скомпонованы на одном или двух стандартных листах формата А4 (с полным их заполнением). Размер иллюстрации (иллюстраций) вместе с наименованием, поясняющей надписью и номером не должен превышать 250x170 мм. Страницы, занятые иллюстрациями, включают в общую нумерацию страниц.

Цифровой материал оформляется в виде таблиц, имеющих заголовки и размещаемых в тексте по мере упоминания. Не рекомендуется делить головки таблиц по диагонали и включать графу «№ п/п».

Перечень литературных источников должен быть минимальным. Список литературы оформляется в соответствии с ГОСТ 7.1-84: а) для книг – фамилии и инициалы авторов, полное название книги, номер тома, место издания, издательство и год издания, общее количество страниц; б) для журнальных статей – фамилии и инициалы авторов, название статьи, полное название журнала, год издания, номер тома, номер выпуска, страницы, занятые статьей; в) для статей из сборника – фамилии и инициалы авторов, название статьи, название сборника, место издания, издательство, год издания, номер или выпуск, страницы, занятые статьей.

Ссылки на неопубликованные работы не допускаются. Иностранные фамилии и термины следует давать в тексте в русской транскрипции, библиографическом списке фамилии авторов, название книг и журналов приводят в оригинальной транскрипции.

В начале статьи указывается индекс УДК (ББК). Название организации приводится полностью и размещается после фамилии авторов. Первая страница рукописи подписывается внизу всеми авторами статьи. Число авторов не должно превышать пяти; количество публикаций одного автора – не более двух в одном выпуске.

Для создания современного облика настоящего сборника, улучшения качества печати предусмотрен компьютерный набор. Поэтому, наряду с вышеуказанными документами и отпечатанными на бумаге статьями, в адрес редколлегии необходимо выслать дискету с текстом статьи, включая таблицы и подрисуночные подписи. Набор текстового файла осуществляется в редакторе *Microsoft Word for Windows (ver. 6.0, 7.0. 97, 2000)*. Графические объекты представляются в файлах (любого графического формата). При отсутствии такой возможности высылаются рисунки, выполненные тушью на бумаге, фотографии – в оригинале.

Срок представления материалов для следующего выпуска «Вестника горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии» – до 1 марта 2008 г. Статьи направлять главному редактору по адресу: ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», 654007, г. Новокузнецк, Кемеровской обл., ул. Кирова, 42.

Вестник горно-металлургической секции РАЕН.

Отделение металлургии

Сборник научных трудов

Ответственный редактор Галевский Геннадий Владиславович

Компьютерный набор Темлянцева Е.Н.

Изд.лиц. № 01439 от 05.04.2000 г. Подписано в печать 10.02.2007 г.

Формат бумаги 60x84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.

Усл.печ.л. 13,5 Уч.-изд.л. 14,4 Тираж 300 экз. Заказ

Сибирский государственный индустриальный университет

654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.

Издательство СибГИУ