

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 22

Под редакцией профессора Г.В. Галевского

Москва
Новокузнецк
2008

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. 22 / Редкол.: Г.В. Галевский (главн. ред.) и др.: Сибирский государственный индустриальный университет. – Новокузнецк, 2008. – 316 с., ил.
ISBN 978-5-7806-0278-1**

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.

Сборник реферируется в РЖ Металлургия.
Ил. 80, табл. 34, библиогр. назв. 197

Редакционная коллегия: д.т.н., проф., д.ч. РАЕН, вице-президент РАЕН *В.Ж. Аренс*; д.т.н., проф., д.ч. РАЕН *Г.В. Галевский* (главн. редактор), СибГИУ; д.т.н., проф., д.ч. РАЕН, чл.-корр. РАН *А.В. Елютин*, Гиредмет; к.х.н., проф., д.ч. МАНЭБ *Н.М. Кулагин*, СибГИУ; д.т.н., проф., д.ч. РАЕН *В.А. Роменец*, МИСиС; к.х.н., проф., советник РАЕН *В.В. Руднева* (отв. секретарь), СибГИУ; д.т.н., проф., советник РАЕН *М.В. Темлянецев* (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, 2008

ISBN 978-5-7806-0278-1

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ И РУКОВОДИТЕЛЯХ АВТОРСКИХ КОЛЛЕКТИВОВ

- Бородулин А.В. д-р техн. наук, в.н.с., Институт черной металлургии Национальной Академии наук Украины, г. Днепропетровск
- Быстров В.А. д-р техн. наук, проф., НФИ КемГУ, г. Новокузнецк
- Галевский Г.В. д-р техн. наук, проф., д.ч. РАЕН, СибГИУ, г. Новокузнецк
- Данилов В.И. д-р физ.-мат. наук, проф., Институт физики прочности и материаловедения СО РАН, г. Томск
- Зуев Л.Б. д-р физ.-мат. наук, проф., Институт физики прочности и материаловедения СО РАН, г. Томск
- Кривобоков В.П. д-р физ.-мат. наук, проф., НИИ ядерной физики Томского политехнического университета, г. Томск
- Минцис М.Я. канд. техн. наук, проф., д.ч. МАНЭБ, СибГИУ, г. Новокузнецк
- Перетяцько В.Н. д-р техн. наук, проф., чл.-корр. Академии инженерных наук, СибГИУ, 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
- Темлянцев М.В. 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

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	7
МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ.....	8
<i>А.А. Одинцов, В.А. Долинский</i>	
ИССЛЕДОВАНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК АГЛОМЕРАЦИОННОГО ТВЁРДОГО ТОПЛИВА И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РЕЖИМОВ ЕГО ДРОБЛЕНИЯ НА ЧЕТЫРЁХВАЛКОВЫХ ДРОБИЛКАХ	9
<i>В.М. Павловец</i>	
РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПОЛУЧЕНИЯ ОКАТЫШЕЙ КОМБИНИРОВАННЫМ СПОСОБОМ.....	19
<i>В.М. Павловец</i>	
ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПОЛУЧЕНИЯ ОКАТЫШЕЙ НА ОСНОВЕ ПРИНУДИТЕЛЬНОГО ЗАРОДЫШЕОБРАЗОВАНИЯ.....	30
<i>А.П. Коробейников, А.Н. Филин, В.В. Барыльников</i>	
РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ УГАРА КОКСА ПРИ СУХОМ ТУШЕНИИ.....	37
<i>В.А. Долинский, Л.Д. Никитин, Л.В. Портнов, С.Ф. Бугаев, К.И. Домнин</i>	
УЛУЧШЕНИЕ ДРЕНАЖНОЙ СПОСОБНОСТИ ШЛАКА ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ.	41
<i>А.И. Швачка, И.О. Осташко, В.Г. Зайцев, А.В. Бородулин</i>	
К ВОПРОСУ ДИАГНОСТИКИ ПОМПАЖА В ТУРБОКОМПРЕССОРАХ СИС- ТЕМЫ ПОДАЧИ ДУТЬЯ В ДОМЕННУЮ ПЕЧЬ.....	51
<i>В.А. Дорошенко, Б.В. Дорошенко</i>	
ПЕТРОГРАФИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ КОНВЕРТЕРНЫХ ШЛАКОВ.....	59
<i>Е.В. Протопопов, С.В. Фейлер, В.П. Комиуков, Л.А. Ганзер</i>	
ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГИДРОДИНАМИКИ МЕТАЛЛА В ПРОМЕЖУТОЧНОМ КОВШЕ СЛЯБОВОЙ МНЛЗ.....	65
<i>М.В. Матвеев, М.В. Темлянецв</i>	
К ВОПРОСУ О ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО РАЗОГРЕ- ВА ФУТЕРОВОК СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫХ КОВШЕЙ.....	76
<i>М.В. Темлянецв, О.Д. Олендаренко</i>	
ИССЛЕДОВАНИЕ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО ОКИСЛЕНИЯ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ БЕЙНИТНОГО КЛАССА Э30ХГ2САФМ.....	80
<i>М.В. Филиппова, В.Н. Перетяцько</i>	
АВТОМАТИЗИРОВАННЫЙ КОМПЛЕКС ДЛЯ ПОЛУГОРЯЧЕЙ ШТАМПОВКИ ВЫДАВЛИВАНИЕМ.....	85
<i>А.П. Коробейников</i>	
АНАЛИЗ ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СИЛИКАТОВ ПОДГРУППЫ БЕРИЛЛИЯ.....	89
<i>А.П. Коробейников, А.Н. Филин</i>	
АНАЛИЗ КОНСТАНТ ЭНТАЛЬПИИ АЛЮМИНАТОВ ПОДГРУППЫ БЕРИЛЛИЯ.....	98
<i>А.П. Коробейников, А.Н. Филин, А.С. Бауск</i>	
ПРОГНОЗНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕМПЕРАТУР ПЛАВЛЕНИЯ АЛЮМИНАТОВ ПОДГРУППЫ БЕРИЛЛИЯ.....	103
<i>М.Я. Минцис, Г.В. Галевский</i>	
МОДЕРНИЗАЦИЯ КАТОДНОГО УЗЛА АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ С АНОДАМИ СОДЕРБЕРГА.....	109
<i>В.Б. Деев, Н.В. Башмакова, И.Ф. Селянин</i>	
ОСОБЕННОСТИ ВЛИЯНИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ТОКА НА ПРОЦЕСС КРИСТАЛЛИЗАЦИИ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ	115

<i>И.Ю. Кольчурина, И.Ф. Селянин</i>	
ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ МЕТОДОМ ДИФФЕРЕНЦИАЛЬНО-ТЕРМИЧЕСКОГО АНАЛИЗА...	132
<i>И.Ф. Селянин, А.В. Феоктистов, О.Г. Ротенберг, С.А. Бедарев</i>	
ПРОГНОЗИРОВАНИЕ СОСТАВА ОТХОДЯЩИХ ВАГРАНОЧНЫХ ГАЗОВ ПО ЗАДАННОЙ ПОЛНОТЕ ГОРЕНИЯ ТВЕРДОГО ТОПЛИВА.....	148
<i>В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, С.А. Цецорина, О.Г. Приходько, И.Ю. Кольчурина</i>	
МЕХАНИЗМ МОДИФИЦИРУЮЩЕГО ВЛИЯНИЯ ВНЕШНИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ПРОЦЕСС КРИСТАЛЛИЗАЦИИ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ.....	151
<i>Л.П. Скуратович</i>	
РЕКОНСТРУКЦИЯ ОТДЕЛЕНИЯ ОБЖИГА КОНЦЕНТРАТОВ СОРСКОГО ФЕРРОМОЛИБДЕНОВОГО ЗАВОДА.....	159
ПОРОШКОВАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ И КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ.....	165
<i>В.В. Руднева, Г.В. Галевский</i>	
ОТЕЧЕСТВЕННЫЙ И ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ КОМПАКТИРОВАНИЯ КАРБИДА КРЕМНИЯ КОНСТРУКЦИОННОГО НАЗНАЧЕНИЯ И КОМПОЗИЦИЙ НА ЕГО ОСНОВЕ.....	166
<i>В.В. Руднева, Г.В. Галевский, Е.К. Юркова</i>	
ПРИМЕНЕНИЕ ЭЛЕКТРОННОЙ МИКРОСКОПИИ ДЛЯ АТТЕСТАЦИИ НАНОПОРОШКОВ КАРБИДА КРЕМНИ.....	176
<i>В.В. Руднева, Г.В. Галевский, И.В. Ноздрин</i>	
ПРИМЕНЕНИЕ НАНОКАРБИДА КРЕМНИЯ В ТЕХНОЛОГИИ КОНСТРУКЦИОННОЙ КЕРАМИКИ.....	187
ФИЗИКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ.....	191
<i>Т.Н. Осколкова</i>	
О ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКЕ КАРБИДОВОЛЬФРАМОВЫХ ТВЁРДЫХ СПЛАВОВ (ОБЗОР).....	192
<i>С.В. Коновалов, Р.А. Филиппев, О.А. Столбоушкина, В.И. Данилов, Л.Б. Зуев</i>	
ВЛИЯНИЕ СЛАБЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПОТЕНЦИАЛОВ НА МИКРОТВЕРДОСТЬ МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ.....	201
<i>А.В. Патанин, В.И. Петров, В.А. Петрова, А.А. Меденков, В.М. Федотов</i>	
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТОДА ИЗМЕРЕНИЯ ЗАТУХАНИЯ СКОРОСТИ УЛЬТРАЗВУКОВЫХ ВОЛН ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ СТЕПЕНИ ПОВРЕЖДЕННОСТИ МЕТАЛЛА ПАРОПРОВОДОВ В УСЛОВИЯХ ЛАБОРАТОРИИ МЕТАЛЛОВ ТЭС	209
<i>В.И. Петров, В.А. Петрова, А.А. Меденков, А.В. Патанин</i>	
ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА АКУСТИЧЕСКОЙ ЭМИССИИ (АЭ) ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОВРЕЖДЕННОСТИ МЕТАЛЛА ПАРОПРОВОДОВ ТЭС В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ.....	217
ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И ЭКОЛОГИЯ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ.....	223
<i>С.Г. Галевский</i>	
ОЦЕНКА СТОИМОСТИ БИЗНЕСА В РОССИИ.....	224
<i>В.А. Быстров, Т.В. Баскакова</i>	
ОРГАНИЗАЦИЯ ТРУДА НА РАБОЧЕМ МЕСТЕ ВЧЕРА И СЕГОДНЯ.....	228
<i>Л.В. Думова</i>	
К ВОПРОСУ О ФОРМИРОВАНИИ СОЦИАЛЬНОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТИ ЭКОНОМИЧЕСКИХ СУБЪЕКТОВ В РОССИИ.....	240

<i>И.В. Ноздрин</i>	
АНАЛИЗ СОСТАВА И КОЛИЧЕСТВА ЦИНКСОДЕРЖАЩИХ ШЛАМОВ ООО «СИБВОЛОКНО» И ООО «КРАСНОЯРСКИЕ ВОЛОКНА».....	247
<i>Ю.К. Осипов, О.В. Матехина</i>	
НЕТРАДИЦИОННЫЕ ВОЗОБНОВЛЯЕМЫЕ ИСТОЧНИКИ ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЯ ЗДАНИЙ.....	252
<i>М.Я. Минцис, Г.В. Галевский</i>	
СНИЖЕНИЕ ЭМИССИИ ПАУ ИЗ САМООБЖИГАЮЩИХСЯ АНОДОВ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ.....	259
ПРОБЛЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ	264
<i>Л.Г. Рыбалкина, Г.В. Галевский, М.Е. Калинин</i>	
РЕГИОНАЛЬНЫЕ ЦЕЛЕВЫЕ ПРОГРАММЫ КАК ФАКТОР ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО СТАНОВЛЕНИЯ И РЕАЛИЗАЦИИ ПОТЕНЦИАЛА МОЛОДЕЖИ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ.....	265
<i>В.В. Стерлигов, Т.А. Михайличенко, А.Е. Корочкин</i>	
ФОРМИРОВАНИЕ ИНЖЕНЕРНОГО МЫШЛЕНИЯ У СТУДЕНТОВ ТЕХНИЧЕСКИХ ВУЗОВ.....	272
<i>Е.Г. Оршанская</i>	
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ОБУЧЕНИИ ИНОСТРАННОМУ ЯЗЫКУ В ВУЗЕ.....	276
<i>И.В. Ноздрин</i>	
РЕШЕНИЕ ВОПРОСОВ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ И ВТОРИЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ ПРИ ПОДГОТОВКЕ ИНЖЕНЕРОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ «МЕТАЛЛУРГИЯ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ».....	282
<i>О.А. Семина, Н.С. Клименко</i>	
СОЗДАНИЕ И РАЗВИТИЕ ГОРНОЙ ТЕРМИНОЛОГИИ.....	287
<i>Г.Н. Черновский</i>	
ОСОБЕННОСТИ ТЕХНИКИ ВЫПОЛНЕНИЯ СОРЕВНОВАТЕЛЬНЫХ УПРАЖНЕНИЙ ПО ПАУЭРЛИФТИНГУ.....	294
<i>Г.Н. Черновский</i>	
ИЗУЧЕНИЕ УРОВНЯ ФИЗИЧЕСКОЙ ГОТОВНОСТИ ОБУЧАЕМЫХ К ЗАНЯТИЯМ ПАУЭРЛИФТИНГОМ И АТЛЕТИЧЕСКОЙ ГИМНАСТИКОЙ.....	302
ОТКЛИКИ И РЕЦЕНЗИИ	307
<i>В.А. Крюковский</i>	
РЕЦЕНЗИЯ НА УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ ДЛЯ ВУЗОВ "ЭЛЕКТРОЛИЗЕРЫ С АНОДОМ СОДЕРБЕРГА И ИХ МОДЕРНИЗАЦИЯ" (АВТОРЫ: Г.В. ГАЛЕВСКИЙ, М.Я. МИНЦИС).....	308
<i>В.П. Кривобок</i>	
РЕЦЕНЗИЯ НА УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ ДЛЯ ВУЗОВ "МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ, ИСПЫТАНИЙ, АНАЛИЗА И КОНТРОЛЯ В МЕТАЛЛУРГИИ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИИ" (АВТОРЫ: А.М. АПАСОВ, Г.В. ГАЛЕВСКИЙ).....	311
<i>К.А. Черепанов</i>	
РЕЦЕНЗИЯ НА УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ ДЛЯ ВУЗОВ «ОГНЕУПОРЫ И ФУТЕРОВКИ ПЛАВИЛЬНЫХ И ЛИТЕЙНЫХ АГРЕГАТОВ АЛЮМИНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА» (АВТОРЫ М.В. ТЕМЛЯНЦЕВ, Е.Н. ТЕМЛЯНЦЕВА).....	313
К СВЕДЕНИЮ АВТОРОВ	315

ПРЕДИСЛОВИЕ

22-й выпуск сборника научных трудов «ВЕСТНИК ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ СЕКЦИИ РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ ЕСТЕСТВЕННЫХ НАУК. ОТДЕЛЕНИЕ МЕТАЛЛУРГИИ» включает результаты научных исследований в области металлургии, металловедения, физики металлов, экономики, экологии и проблем высшего профессионального образования.

В состав авторских коллективов, помимо исследователей ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» (г. Новокузнецк), вошли сотрудники Института физики прочности и материаловедения СО РАН, НИИ ядерной физики Томского политехнического университета (г. Томск), ИТЦ Объединенной компании «РУСАЛ» (г. Санкт-Петербург), НПФ «Полимет» (г. Белово), ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат», ОАО «Новокузнецкий металлургический комбинат» (г. Новокузнецк), ГОУ ВПО «Новосибирский государственный университет экономики и управления» (г. Новосибирск), Новокузнецкого филиала-института ГОУ ВПО «Кемеровский государственный университет» (г. Новокузнецк), Украинского государственного химико-технологического университета, Института черной металлургии Национальной Академии наук Украины (г. Днепропетровск).

Результаты исследований авторских коллективов, опубликованные в настоящем сборнике, посвящены вопросам усовершенствования технологий металлургического производства. Отдельные разделы сборника содержат разработки перспективных направлений в сфере высшего профессионального образования, экономики, управления и экологии на предприятиях

Редакционная коллегия выражает признание авторам статей за сотрудничество и заранее благодарна за отзывы по данному изданию.

**МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И
СПЛАВОВ**

УДК 622.788.36:621.926.32

А.А. Одинцов, В.А. Долинский

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

ИССЛЕДОВАНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК АГЛОМЕРАЦИОННОГО ТВЁРДОГО ТОПЛИВА И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РЕЖИМОВ ЕГО ДРОБЛЕНИЯ НА ЧЕТЫРЁХВАЛКОВЫХ ДРОБИЛКАХ

В статье приведён сравнительный анализ качественных характеристик твёрдых видов топлива, используемых в агломерационном производстве ОАО «ЗСМК». Представлены результаты промышленных экспериментов по определению оптимальных режимов работы четырёхвалковых дробилок для подготовки топлива к агломерации.

A comparative analysis of qualitative characteristics of the firm types of fuel used in agglomerate fabrication at the open joint-stock company «ZSMK» is carried out in the article. The results of industrial experiments to determine optimum operating regime of four-roll crushers to prepare the fuel for agglomeration are presented

Рациональное использование агломерационного твёрдого топлива способствует формированию наиболее экономичного топливно-энергетического баланса аглодоменного производства, что повышает его эффективность и улучшает экологическую ситуацию на металлургическом предприятии.

Показатели процесса спекания агломерата и его качество в значительной степени зависят от технического, гранулометрического составов твёрдого топлива и способа его ввода в шихту. Для спекания тонкоизмельчённых концентратов коксовое топливо должно содержать минимальное количество частиц как крупнее 3 мм, так и мельче 0,5 мм [1]. По мнению авторов статьи [2], помимо указанных фракций, технологическая ценность агломерационного топлива должна оцениваться соотношением всей гаммы фракций в нём (0-0,5, 0,5-1, 1-2, 2-3, 3-5 и более 5 мм).

Нестабильность поставок и технологических свойств угля для коксохимического производства (КХП) ОАО «ЗСМК» [3] приводит к

варьированию выхода коксовых шламов с одновременным удорожанием товарных продуктов коксования. В этих условиях повышается актуальность оптимизации работы комплекса оборудования для подготовки топлива к агломерации и его модернизации с целью получения топлива требуемого гранулометрического состава.

Технологией подготовки твёрдого топлива для агломерационно-известкового производства (АИП) ОАО «ЗСМК» предусмотрено использование смеси, в состав которой входят коксовая мелочь (фракция 0-10 мм), коксовый орешек (фракция 10-25 мм), кокс металлургический (фракция 25-40 мм); отсев кокса из доменного цеха (фракция 0-34 мм); пыль с установок сухого тушения кокса (УСТК); шлам с установок мокрого тушения кокса (УМТК); коксовая пыль.

Гранулометрический состав материалов, поступающих на склад топлива АИПа, приведён в таблице 1.

Как видно из приведённых данных, коксовая мелочь содержит около 53 % кондиционного класса (0-3 мм), доля мелочи (0-0,5 мм) в кондиционном топливе составляет 19,50 %. Отсевы кокса из доменного цеха содержат 35,38 % кондиционной фракции при содержании в ней 20,00 % фракции менее 0,5 мм. Пыль УСТК на 99,60 % состоит из кондиционной фракции, при содержании мелочи в ней 77,80 % соответственно. При этом верхний предел крупности пыли составляет 5 мм, что выводит её из процесса дробления на конусной дробилке. Аналогичная ситуация и с коксовой пылью, которая на 99,81 % состоит из частиц класса 0-3 мм, при этом содержание мелочи составляет 82,00 %. Шлам УМТК отличается неоднородностью по гранулометрическому составу: на 85,08 % состоит из фракции 0-3 мм, однако большое содержание в нём класса 0-0,5 мм (58,90 %) не позволяет использовать его по обычной технологии. Крупные фракции кокса (10-25 и 25-40 мм) содержат незначительное количество фракции 0-3 мм (10,69 и 1,73 % соответственно), поэтому для этих фракций операция дробления на конусной дробилке является технологической необходимостью.

Исследование влияния величины зазора между валками дробилки на качество подготовленного топлива производили методом отбора и последующего анализа гранулометрического состава исходного и конечного материалов при различных режимах работы дробилки.

Гранулометрический состав отобранных проб, расчётная величина степени переизмельчения приведены в таблицах 2 и 3. Выход различных классов крупности кокса в зависимости от величины зазора между валками показан на рисунке 1.

Таблица 1 – Гранулометрический состав материалов, поступающих на склад топлива

Наименование материала	Класс крупности материала (мм), %													
	0-0,4	0,4-0,8	0,8-1,6	1,6-2,5	2,5-3,5	3,5-5	5-8	8-13	13-25	25-40	<0,5	>3	>5	>13
Кокс фр. 0-10 мм КХП	14,64*	17,28	9,37	9,33	1,48	17,28	17,38	13,25	-	-	н.д.	47,91	30,63	-
	14,74***	17,36	7,14	5,98	7,73	17,20	17,02	12,83	-	-	19,50	47,05	29,85	-
Кокс фр. 10-25 мм КХП	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.
	6,44	2,08	0,88	0,54	0,75	1,26	1,79	29,64	56,622	-	7,00	89,31	88,05	56,62
Кокс фр. 25-40 мм КХП	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.
	1,25	0,18	0,05	0,06	0,19	0,42	0,35	0,41	15,43	81,68	1,30	98,27	97,87	97,11
Отсев кокса из доменного	12,80	6,25	2,63	2,97	0,40	4,53	5,09	10,21	46,78	8,32	н.д.	74,94	70,40	55,10
	16,36	8,93	3,83	3,99	2,27	7,76	8,99	11,64	30,09	6,14	20,00	64,62	56,86	36,23
Пыль УСТК КХП	80,48	11,47	3,14	3,03	0,51	1,15	0,22	-	-	-	н.д.	1,38	0,23	-
	71,26	19,96	4,79	2,79	0,80	0,40	-	-	-	-	77,80	0,40	-	-
Шлам УМТК КХП	31,10	17,45	13,15	16,44	9,86	7,47	2,93	1,20	0,40	-	н.д.	12,00	4,13	0,40
	55,39	14,49	6,52	3,47	4,95	7,15	4,09	2,46	1,00	0,48	58,90	14,92	7,77	1,48
Коксовая пыль КХП	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.
	77,72	15,89	4,07	1,74	0,39	0,19	-	-	-	-	82,00	0,19	-	-

Окончание таблицы 1

Наименование материала	Усреднённый диаметр материала***, мм										σ	K_e
	d_1	d_2	d_3	d_4	d_5	d_6	d_7	d_8	d_9	d_{10}		
Кокс фр. 0-10 мм КХП	0,520	0,564	0,729	1,217	0,863	2,214	3,775	0,504	0,508	0,612	3,37	0,89
	0,521	0,564	0,727	1,208	0,860	2,183	3,719	0,504	0,508	0,612	3,34	0,90
Кокс фр. 10-25 мм КХП	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.
	0,556	0,836	1,783	8,118	3,194	13,252	15,070	0,508	0,517	1,256	5,25	0,35
Кокс фр. 25-40 КХП	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.
	0,575	1,255	3,337	23,599	8,038	30,343	32,407	0,507	0,516	2,738	10,54	0,33
Отсев кокса из доменного цеха	0,511	0,552	0,867	2,141	1,130	7,208	13,395	0,502	0,504	0,596	9,58	0,72
	0,513	0,551	0,789	1,617	0,978	4,683	10,158	0,503	0,505	0,591	9,41	0,93
Пыль УСТК КХП	0,502	0,505	0,514	0,533	0,520	0,565	0,654	0,500	0,501	0,508	0,59	0,90
	0,502	0,505	0,515	0,536	0,522	0,566	0,640	0,501	0,501	0,509	0,47	0,73
Шлам УМТК КХП	0,520	0,551	0,633	0,838	0,699	1,145	1,723	0,505	0,509	0,583	1,98	1,15
	0,506	0,517	0,563	0,667	0,594	0,905	1,865	0,501	0,503	0,528	4,14	2,22
Коксовая пыль КХП	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.	н.д.
	0,502	0,504	0,511	0,525	0,516	0,547	0,600	0,500	0,501	0,506	0,39	0,65

Примечания: * данные 2003 г.; ** данные 2007 г.; *** рассчитан по формулам, приведённым в источниках [4-7].

На первом этапе исследования определяли оптимальные зазоры нижних валков четырёхвалковой дробилки при подаче со склада топлива кокса фракции 0-40 мм в смеси с коксовым шламом.

Как видно из приведённых в таблице 2 данных, подаваемое на дробление топливо содержит довольно большое количество кондиционных классов. Так, в исследуемый период среднее содержание фракции 0,5-3 мм в подаче составило 32,81 % (при колебаниях от 27,97 до 37,55 %). Фактически больше половины (54,26 %) загружаемого топлива не нуждается в дроблении. Подача на дробление топлива такого качества приводит к дополнительному его переизмельчению. Степень переизмельчения коксовой мелочи в рассматриваемом диапазоне зазоров (1-4 мм) между нижними валками изменялась от 11,07 до 13,68 % (см. таблицу 3). Наименьшая степень переизмельчения коксовой мелочи наблюдается в случае работы дробилки при установке зазоров между верхними и нижними валками 8 и 4 мм; наибольшая – 8 и 1 мм соответственно.

Из таблицы 2 и рисунка 1 видно, что при постоянном зазоре между верхними валками 8 мм увеличение зазора между нижними валками с 1 до 2 мм приводит к снижению содержания фракции 0,5-3 мм в дроблёном топливе с 48,22 до 43,60 % (на 10,60 % отн.) за счёт увеличения содержания фракций менее 0,5 мм и крупных фракций (более 3 мм). Данная тенденция сохраняется при дальнейшем увеличении зазора между нижними валками до 3 мм. Степень переизмельчения в рассматриваемом диапазоне зазоров (1-3 мм) монотонно уменьшается с 13,68 до 12,80 % (см. таблицу 3). Увеличение зазора между нижними валками с 3 до 4 мм повышает содержание фракции 0,5-3 мм с 39,58 до 40,81 % (на 3,11 % отн.) с одновременным уменьшением фракции менее 0,5 мм с 35,92 до 28,90 % (на 24,29 % отн.) в дроблённом топливе, что связано с уменьшением одноимённой фракции в исходном топливе. В диапазоне зазоров 3-4 мм снижение степени переизмельчения носит экстремальный характер. Кривая распределения содержания фракции более 5 мм во всём исследуемом диапазоне зазоров (1-4 мм) равномерно повышается с 1,34 до 11,39 % (в 8,5 раз). При зазоре 4 мм коксовая мелочь не додрабливается, о чём свидетельствует повышение содержания фракции более 5 мм в дроблённом продукте, по сравнению с содержанием этой фракции в исходном топливе (30,36 %).

Таблица 2 – Гранулометрический состав исходного и дроблёного топлива (при постоянном зазоре верхних валков 8 мм)

Магериал	Класс крупности материала (мм), %																							
	0-0,05	0,05-0,063	0,063-0,074	0,074-0,1	0,1-0,16	0,16-0,2	0,2-0,315	0,315-0,4	0,4-0,63	0,63-1,0	1,0-1,6	1,6-2,5	2,5-3	3-5	5-8	8-13	13-25	25-40	0,5-3,0	>3,0	>5,0			
	И-ый этап	И	Д1	И2	Д2	И3	Д3	И4	Д4	И1	Д1	И2	Д2	И3	Д3	И4	Д4	И1	Д1	И2	Д2	И3	Д3	И4
II-ой этап	И1	Д1	И2	Д2	И3	Д3	И4	Д4	И1	Д1	И2	Д2	И3	Д3	И4	Д4	И1	Д1	И2	Д2	И3	Д3	И4	Д4
	1,10	2,38	1,05	2,97	2,34	2,56	1,01	1,98	1,48	4,49	1,10	4,46	1,04	3,33	1,03	2,06	1,08	4,73	1,60	4,81	1,54	3,87	1,33	2,20
	0,65	1,40	0,97	1,36	1,13	1,35	0,49	1,06	0,80	2,95	0,63	2,28	0,58	1,94	0,53	1,01	0,57	4,73	1,60	4,81	1,54	3,87	1,33	2,20
	0,84	1,63	0,88	1,47	1,40	1,35	0,49	1,06	0,80	2,95	0,63	2,28	0,58	1,94	0,53	1,01	0,57	4,73	1,60	4,81	1,54	3,87	1,33	2,20
	1,02	1,92	1,11	1,98	1,87	2,02	0,90	1,63	0,80	2,95	0,63	2,28	0,58	1,94	0,53	1,01	0,57	4,73	1,60	4,81	1,54	3,87	1,33	2,20
	1,83	3,31	2,17	3,10	3,00	3,49	2,01	2,79	1,08	3,45	1,16	3,77	1,73	3,00	1,03	1,60	1,08	3,45	1,16	3,77	1,73	3,00	1,03	1,60
	3,77	5,82	4,42	5,93	5,23	6,89	5,17	5,48	1,83	7,36	2,01	4,93	3,77	3,00	1,67	2,86	1,83	7,36	2,01	4,93	3,77	3,00	1,67	2,86
	4,04	5,29	3,92	5,94	4,21	5,54	3,44	5,23	1,46	5,20	1,54	3,77	1,42	3,77	1,71	2,51	1,46	5,20	1,54	3,77	1,42	3,77	1,71	2,51
	6,81	8,00	6,03	8,40	6,46	9,99	7,69	8,48	2,28	11,28	2,34	6,03	4,78	6,03	1,78	3,58	2,28	11,28	2,34	6,03	4,78	6,03	1,78	3,58
	8,96	8,75	7,55	10,51	7,29	11,73	10,19	9,56	2,74	8,45	2,81	7,42	2,58	7,42	2,43	5,09	2,74	8,45	2,81	7,42	2,58	7,42	2,43	5,09
	8,57	8,03	6,32	8,90	5,81	6,17	8,91	9,66	2,57	8,85	2,54	7,86	2,46	7,86	2,35	5,25	2,57	8,85	2,54	7,86	2,46	7,86	2,35	5,25
	6,93	10,07	4,16	7,62	4,02	6,17	6,41	7,68	1,88	8,18	2,26	7,53	2,04	7,53	2,16	5,09	1,88	8,18	2,26	7,53	2,04	7,53	2,16	5,09
	7,95	17,80	9,45	12,40	8,17	10,10	8,80	11,63	3,62	17,73	3,42	16,82	3,11	16,82	3,07	29,08	3,62	17,73	3,42	16,82	3,11	16,82	3,07	29,08
	11,78	20,36	12,49	20,41	11,22	17,25	12,04	18,90	7,59	13,54	7,11	26,95	7,88	26,95	6,83	28,64	7,59	13,54	7,11	9,92	17,39	7,88	10,96	8,55
	11,54	1,34	12,26	5,03	12,93	7,25	10,98	10,69	9,82	0,57	9,92	2,67	10,96	10,44	8,55	0,28	9,82	23,68	-	26,02	26,08	34,19	-	8,55
	13,83	-	14,02	0,16	8,80	-	12,31	0,70	23,68	-	26,02	-	26,08	27,32	0,28	-	23,68	-	-	34,10	34,19	-	-	0,28
	8,44	-	10,71	-	8,80	-	7,07	-	36,92	-	34,10	-	34,19	34,69	-	-	36,92	-	-	77,15	79,11	-	-	-
	19,00	30,08	20,30	30,80	26,51	35,92	20,05	28,90	10,20	37,10	10,60	34,50	9,80	27,90	9,40	16,10	10,20	37,10	48,79	14,11	77,15	18,10	11,09	42,48
	35,41	48,22	30,22	43,60	27,97	39,58	37,55	40,81	11,79	48,79	12,25	47,40	11,09	42,48	11,32	46,43	11,79	48,79	14,11	77,15	18,10	11,09	42,48	29,62
	45,59	21,70	49,48	25,60	45,52	24,50	42,40	30,29	78,01	14,11	77,15	18,10	79,11	72,45	79,28	37,47	78,01	14,11	77,15	18,10	79,11	72,45	79,28	37,47
	45,59	21,70	49,48	25,60	45,52	24,50	42,40	30,29	78,01	14,11	77,15	18,10	79,11	72,45	79,28	37,47	78,01	14,11	77,15	18,10	79,11	72,45	79,28	37,47

Примечание: *И, Д – исходное и дроблёное топливо соответственно; 1...4 – зазоры (1...4 мм) между нижними валками.

Таблица 3 – Зависимость степени переизмельчения коксовой мелочи от величины зазоров между верхними валками дробилки (при постоянном зазоре верхних валков 8 мм)

Этап	Величина зазора между нижними валками (мм), %			
	1	2	3	4
I	13,68	13,17	12,80	11,07
II	29,96	26,73	20,07	7,40

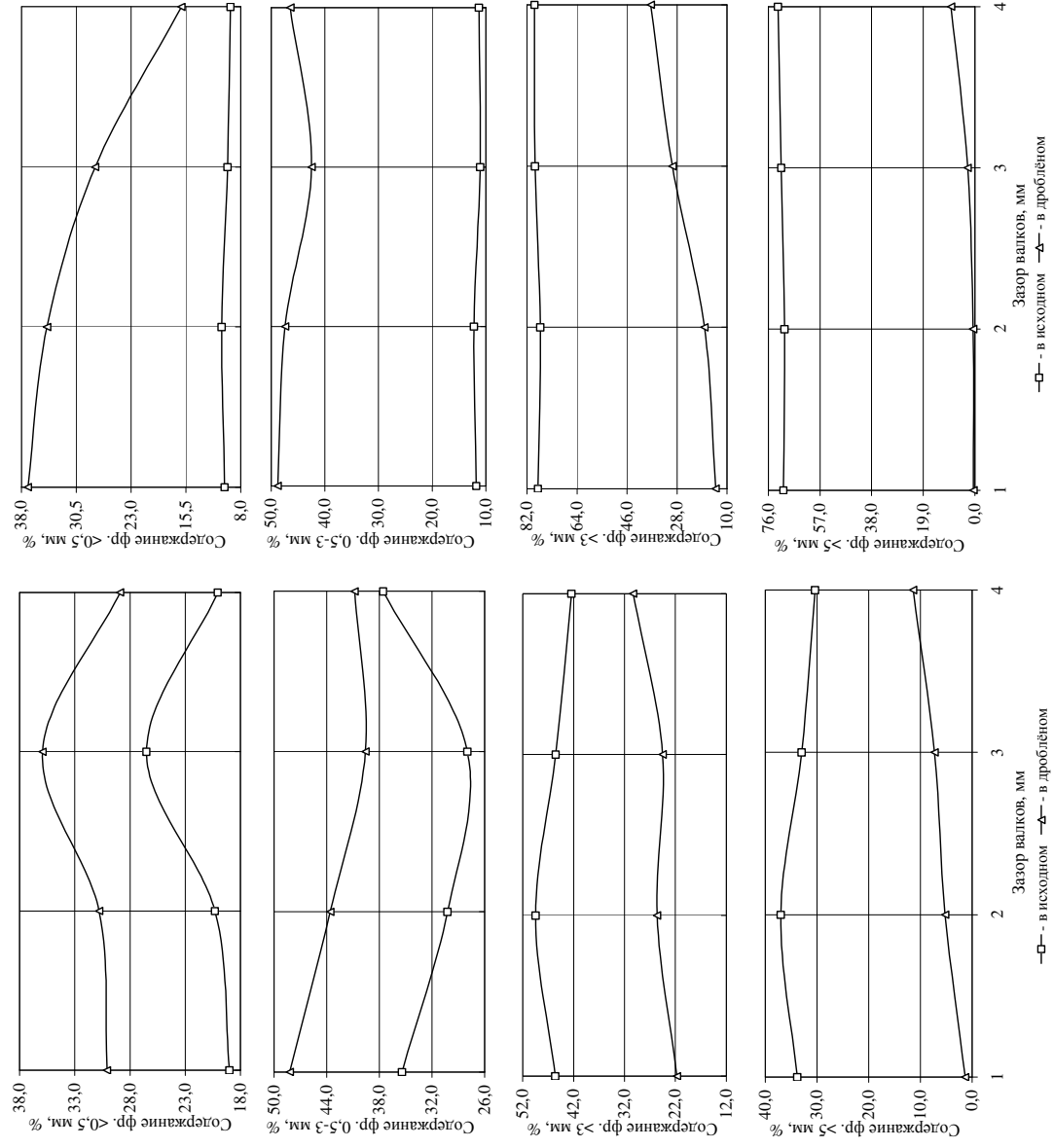


Рисунок 1 – Влияние величины зазора нижних валков на выход фракций

Таким образом, оптимальный зазор между нижними валками составляет 1-1,5 мм (при постоянном зазоре верхних валков – 8 мм). При таком режиме обеспечивается дробление топлива с незначительной степенью переизмельчения (менее 13,68 %) и невысоким выходом фракции более 5 мм (1,34 %).

На втором этапе исследования определяли оптимальные зазоры нижних валков четырёхвалковой дробилки при подаче со склада топлива кокса фракции 0-40 мм без добавки коксового шлама.

На данном этапе среднее содержание фракции 0,5-3 мм в исходном топливе составило 11,65 % (при колебаниях от 11,09 до 12,25 %). Значительная часть топлива (78,31%) нуждается в дроблении, что свидетельствует о повышенном содержании крупных классов (10-25 и 25-40 мм) в топливе, подаваемом со склада.

Степень переизмельчения коксовой мелочи в рассматриваемом диапазоне зазоров (1-4 мм) между нижними валками изменялась от 7,40 до 29,96 % (см. таблицу 3). Широкий диапазон значений объясняется интенсификацией процесса измельчения топлива при высоком содержании крупных фракций в исходном материале. Характер распределения кривой степени переизмельчения соответствовал закономерности, полученной на первом этапе исследований (с добавкой коксового шлама): наименьшая степень переизмельчения получена при зазоре между нижними валками 4 мм, наибольшая – при 1 мм.

Анализ представленных данных (см. таблицы 2, 3 и рисунок 1) показывает, что при постоянном зазоре между верхними валками (8 мм) наблюдаются наихудшие показатели дробления при зазоре между нижними – 1 и 4 мм. Зазору 1 мм соответствует максимальное увеличение выхода мелочи 0-0,5 мм (с 10,20 до 37,10 %) и степень переизмельчения – 29,96 %. С увеличением зазора между нижними валками с 1 до 3 мм содержание мелочи (фракции менее 0,5 мм) и топлива фракции 0,5-3 мм в дроблёном топливе монотонно уменьшается с 37,10 до 27,90 % (на 32,97 % отн.) и с 48,79 до 42,48 % (на 14,85 % отн.) соответственно. В указанном диапазоне зазоров (1-3 мм) содержание фракции более 5 мм в дроблёном топливе не значительно возрастает с 0,57 до 2,67 %. С увеличением зазора до 4 мм выход фракции более 5 мм в дроблёном продукте доходит до 8,83 %, что выше допустимого предела крупности для агломерационного твёрдого топлива в условиях АИП ОАО «ЗСМК».

Таким образом, оптимальный зазор между нижними валками составляет 2-2,5 мм (при постоянном зазоре верхних валков – 8 мм). При таком режиме обеспечивается дробление топлива с незна-

чительным количеством (18,10 %) фракции более 3 мм и практически отсутствует (0,71 %) фракция более 5 мм.

Ожидаемый годовой экономический эффект за счёт снижения удельного расхода твёрдого топлива для агломерации составит 4,2 млн. руб.

ВЫВОДЫ

1. Используемые компоненты топливной части аглошихты существенным образом отличаются по гранулометрическому составу. Для получения стабильного состава дроблёной коксовой мелочи необходимо производить тщательное усреднение формируемых штабелей топлива.

2. При подаче со склада топлива кокса фракции 0-40 мм и его смеси с коксовым шламом минимальное переизмельчение и содержание крупных фракций в дроблёном топливе после четырёхвалковой дробилки наблюдается при зазорах между нижними валками 2-2,5 и 1-1,5 мм соответственно.

Для повышения качества подготовки топливной части шихты необходимо:

- автоматизировать процесс дробления топлива на четырёхвалковых дробилках с возможностью регулирования зазора нижних валков в зависимости от гранулометрического состава исходного топлива;

- осуществлять предварительную классификацию топлива перед четырёхвалковыми дробилками.

Предлагаемые мероприятия, с одной стороны, позволят уменьшить нагрузку на дробилки и приблизить их производительность к оптимальной величине, с другой – оптимизировать гранулометрический состав подготовленного агломерационного топлива (снизить содержание нежелательных фракций менее 0,5 и более 3 мм).

3. Оптимизация зазоров четырёхвалковой дробилки целесообразна для агломерационных фабрик, в составе топливной смеси которых предусмотрено использование различных по гранулометрическому составу фракций кокса или его углеродистых заменителей.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Шевченко В.М. Новая технология подготовки твёрдого топлива для агломерации / В.М. Шевченко // Технология перевооружения фабрик окускования: сб. науч. тр. – Свердловск, 1987. – С. 20-29.

2. О целесообразной крупности агломерационного топлива / С.П. Ефимов [и др.] // Metallургическая и горнорудная промышленность. – 1991. – № 3. – С. 3-5.

3. Гайниева Г.Р. Технологическая ценность углей, их влияние на свойства кокса и работу доменных печей / Г.Р. Гайниева, Л.Д. Никитин // Сталь. – 2007. – № 10. – С. 6-8.

4. Андреев С.Е. Закономерности измельчения и исчисление характеристик гранулометрического состава / С.Е. Андреев, В.В. Товаров, В.А. Перов. – М.: Metallургиздат, 1959. – 437 с.

5. Фролов Ю.А. Определение гранулометрического состава и представительного диаметра шихтовых материалов агломерационных шихт / Ю.А. Фролов, Я.Л. Белоцерковский, Г.М. Майзель // Тепло-техника процессов окускования и обжига metallургического сырья: сб. науч. тр. / ВНИИМТ. – Свердловск: изд. ВНИИМТ, 1971. – Вып. 25. – С. 85-96.

6. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / под ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского. – М.: Недра, 1982. – 366 с.

7. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования: справочник / под ред. П.Е. Остапенко. – М.: Недра, 1990. – 264 с.

УДК 669. 162. 12:622

В.М. Павловец

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

РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПОЛУЧЕНИЯ ОКАТЫШЕЙ КОМБИНИРОВАННЫМ СПОСОБОМ

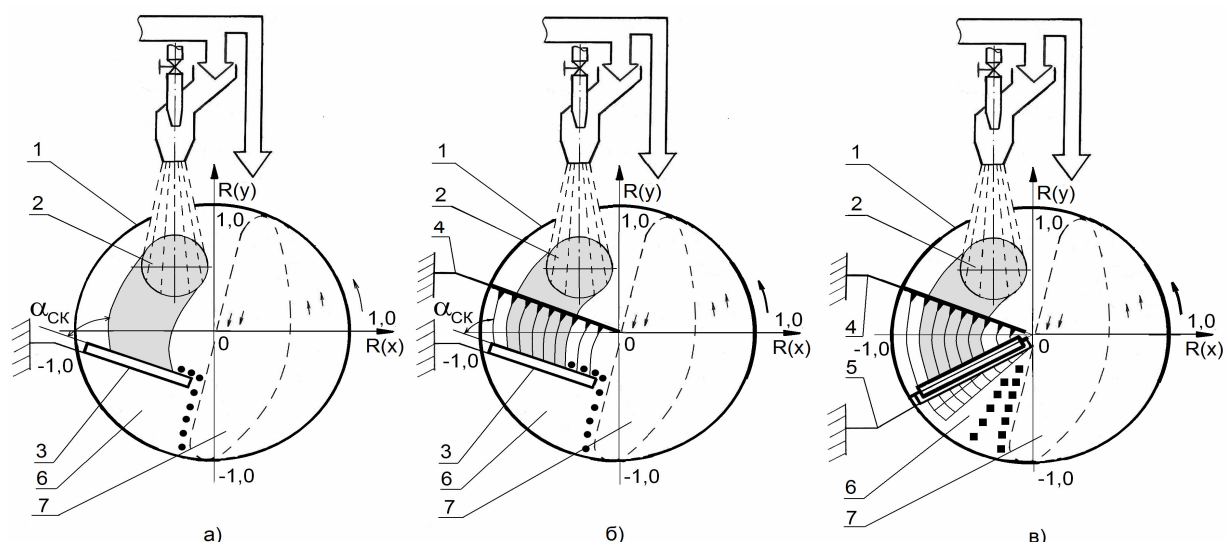
Разработаны и исследованы технологические схемы получения железорудных окатышей комбинированным способом. Показаны технологические и конструктивные особенности оборудования для принудительного зародышеобразования шихты напылением.

The combined method's process flowsheet of getting iron-ore pellets has been developed and investigated. Technological and structural features of the forced nucleation of batch by compressed air sputtering equipment have been shown.

В работе сформулирована и реализована задача по исследованию технологии принудительного зародышеобразования способом напыления влажной шихты ВСШ на донный гарнисаж в холостой зоне тарельчатого окомкователя с целью получения максимального количества прочных брикетов-зародышей с минимальным содержанием мелочи.

Для решения поставленной задачи использовали экспериментальную установку, на которой были опробованы в работе три технологические схемы (А1-А3) получения брикетов-зародышей (рис. 1), реализующие технологическую операцию напыления влажной шихты на донный гарнисаж по технологии ЗНД (зародышеобразование напылением и доокомкование) [1, 2].

Общим инструментарием для этих схем является тарельчатый окомкователь диаметром 620 мм ($\alpha = 45^\circ$, $n = 12$ об/мин) и струйный аппарат (СА) производительностью 0,1-0,5 кг/с (лабораторный вариант), предназначенный для напыления влажной шихты воздушно-шихтовой струей (ВШС) на донный гарнисаж окомкователя сжатым воздухом $P_{с.в.} = 0,2$ МПа и $V_{с.в.} = 0,6$ м³/мин. Угол атаки ВШС к гарнисажу составлял 90°. Эксперименты выполняли на сжатом воздухе,



Схемы установки: а – очистительного скребка (схема А1), б – продольного делителя напыленного слоя (схема А2), в – очистительного барабана (поперечного делителя) (схема А3);

1 – окомкователь; 2 – напыленный слой; 3 – очистительный скребок; 4 – продольный делитель напыленного слоя; 5 – очистительный барабан; 6 – холостая зона окомкователя; 7 – рабочая зона окомкователя.

Рисунок 1 – Экспериментальные схемы, реализующие технологию ЗНД, с установкой делителей напыленного слоя шихты и очистительных устройств в холостой зоне тарельчатого окомкователя

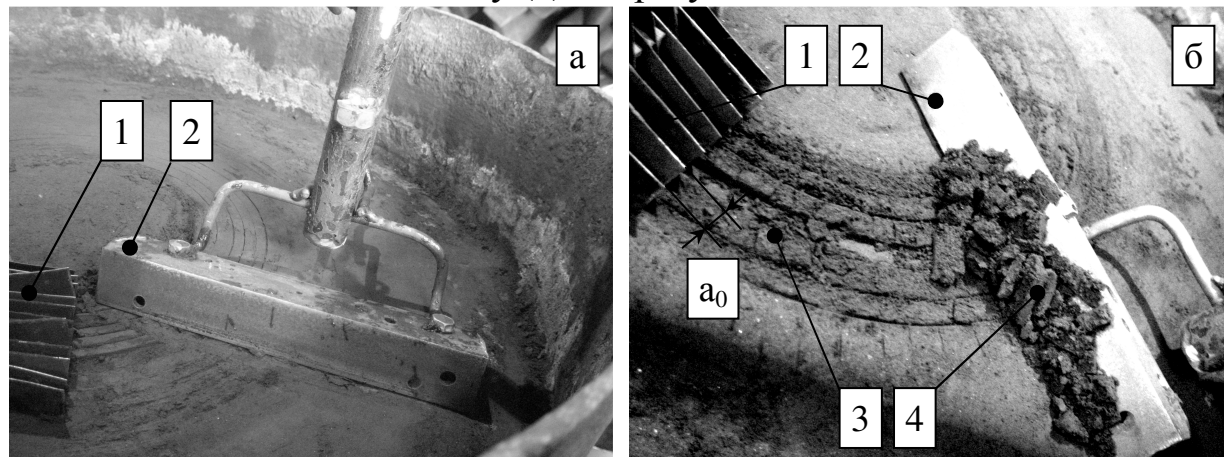
имеющем после охладителя температуру на входе в СА 18-20 °С. Общими условиями для всех схем были: область напыления, ограниченная координатами $X(R) = 0 \dots -1,0$; $Y(R) = 0 \dots +1,0$ (верхняя III четверть тарели); точка, принадлежащая этой области, в которую была направлена ось СА и ВШС; конструкция и параметры СА; режимы напыления. Параметром струйного аппарата является соотношение $\Theta = H/d_{СА}$, где H – расстояние от среза сопла СА до гарнисажа, м; $d_{СА}$ – диаметр сопла струйного аппарата, м; $d_{СА} = 0,02$ м. Центр напыленного слоя формировали в точке с координатами $X(R) = -0,5$ и $Y(R) = 0,5$. Для организации теплосиловой упрочняющей обработки при напылении шихты СА сжатый воздух нагревали в электропечи (на рис. 1 печь не показана) до 50-150 °С. Влажная шихта ($W_{Ш1} = 8,20-8,25$ %) массой садки 5 кг, загружаемый в СА в течение 10-50 с, напылялась на донный гарнисаж толщиной 30 мм ($\rho_{ШГ} = 2230$ кг/м³, $W_{ШГ} = 8,14$ %) в верхней III четверти холостой зоны тарели. На этапе принудительного зародышеобразования окомкователь и СА по схемам А1-А3 работали без комкуемых материалов. В

каждой из опытных схем А1-А3 принципы формирования брикетов-зародышей, включающие деление напыленного слоя шихты на брикеты и способы очистки напыленного слоя, существенно отличались.

При работе технологической схемы А1 деление напыленного слоя шихты и установка делителей не были предусмотрены (рис. 1, а). Напыление шихты ВШС при $\Theta = 50-150$ и $t_c = 20-150$ °С позволяло получить кольцеобразный напыленный слой диаметром от 100 до 200 мм и массой от 1,5 до 4,5 кг при максимальной высоте 10-15 мм. При этих параметрах слой занимал в холостой зоне тарели (ее площадь условно приняли за 100%) площадь, равную 6,4-38,8 %. После формирования напыленного слоя в процессе вращения днища тарели кольцеобразный напыленный слой шихты набегал на очистительный скребок, установленный в IV четверти днища тарели (рис. 1, а) под углом $\alpha_{ск}$ к направлению его движения. Очистительный скребок жестко установлен на поверхности первичного гарнисажа для формирования его заданной высоты. Работа очистительного скребка направлена на создание только одного размера кусков-зародышей – его высоты (с). Образование остальных геометрических размеров носит случайный характер. Эта схема близка схеме-прототипа ЗО, так как параметры напыленного слоя шихты (прочность, плотность, влажность) соответствуют показателям вторичного гарнисажа. Она отличается от схемы, реализованной в настоящее время в промышленности, установкой СА и организацией режима напыления шихты ВШС на донный гарнисаж.

Схема А2 (рис. 1, б) построена на основе развития схемы А1. В ней реализована новая технологическая операция – продольное разрезание напыленного слоя шихты продольными делителями в холостой зоне тарели, позволяющая получить узкие кольцевые шихтовые полосы. Продольный делитель напыленного слоя шихты установлен между зоной (III четверть днища тарели), в которой происходит напыление шихты ВШС, и очистительным скребком (IV четверть тарели, рис. 2). Высота ножей делителя составляла 50 мм, ширина 20 мм, толщина лезвия 0,5 мм. Конструкция скребка и его установка аналогичны схеме А1. Крепление очистительного скребка позволяло менять угол атаки его режущей поверхности $\alpha_{ск}$ к направлению движения шихтовых полосок от 20 до 60° (рис. 2, б). В экспериментах был установлен оптимальный угол атаки очистительного скребка $\alpha_{ск}$ к направлению движения шихтовых полосок, равный 30-45°. При набегаании напыленного слоя шихты на режущие кромки ножей делителя на нем образуются кольцевые разрезы, глубиной до 10 мм, близкие вы-

соте напыленного слоя. Параметром делителя схемы А2, регулирующего ширину полосок, является расстояние a_0 между двумя соседними ножами. Эта операция формирует первый и, достаточно, стабильный геометрический размер будущего брикета – его ширину (a) и, менее стабильный, – его высоту (c). Образующиеся шихтовые полоски



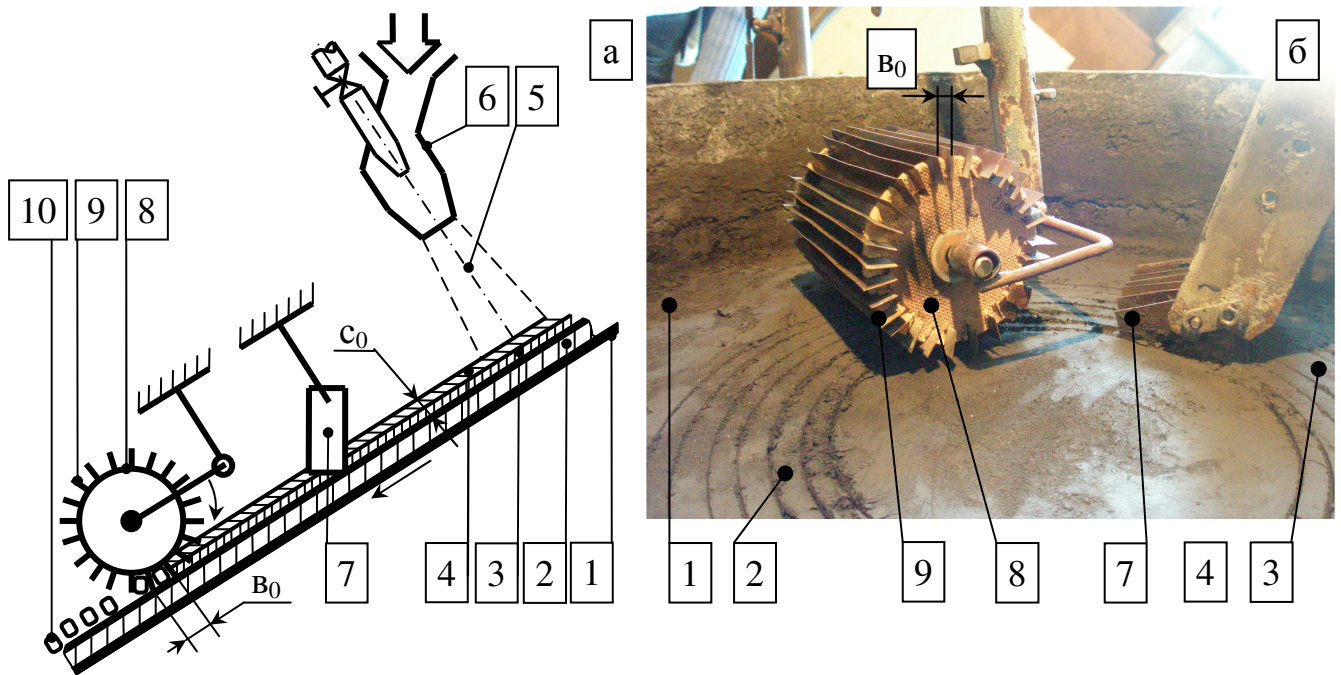
1 – продольный делитель напыленного слоя шихты; 2 – очистительный скребок гарнисажа; 3 – напыленный слой; 4 – слой брикетов-зародышей

Рисунок 2 – Схема расположения оборудования (а) и очистки напыленного слоя шихты (б) в рабочем пространстве окомкователя, работающего по схеме А2

заданной ширины ($a = 5-10$ мм) при набегании на поверхность очистительного скребка (рис. 1, б; 2, а) срезаются с поверхности шихтового гарнисажа. Очистка гарнисажа формирует остальные геометрические размеры брикета – его высоту (c) и длину (b). В этом случае уместно говорить о том, что сформованные материалы по схеме А2 являются брикетами, у которых можно зафиксировать наличие плоских граней и прямолинейных ребер. Геометрические размеры (a) и (b) соответствуют размерам горизонтальных, а размер (c) – вертикальных граней брикетов. Получение брикетов по схеме А2 происходит следующим образом (см. рис. 1, б). Из бункера-питателя влажная шихта поступает в приемный патрубок СА и ВШС напыляется на донный гарнисаж работающего окомкователя, на котором формируется кольцеобразный напыленный слой шихты. Напыленный слой шихты набегаёт на режущие кромки ножей делителей и разрезается продольными пластинчатыми делителями. Параллельно установленные между собой ножи вдоль радиуса тарели с регулируемым зазором в интервале 5-10 мм разрезают режущей кромкой напыленный слой

шихты на глубину 5-10 мм и формируют из напыленного слоя кольцевые шихтовые полоски шириной 5-10 мм. После этого напыленный слой в форме кольцевых полосок шихты набегал на полированную поверхность металлического скребка и срезался с поверхности гарнисажа аналогично схеме А1. Ширина (а) полосок регулировалась параметром a_0 , глубина разрезов (в) – установкой расстояния между режущей кромкой ножей делителей и поверхностью первичного гарнисажа. Параметры делителя определяют размеры брикетов и содержание мелочи при разрушении напыленного слоя. Необходимо отметить, что при реализации схемы-прототипа (30), в которой отсутствует операция напыления СА, может быть предусмотрена установка продольного делителя для разрезания гарнисажа на полоски. Его очистка до необходимой толщины осуществляются очистительным скребком конструкции, используемой в схемах А1 и А2.

Схема А3 является дальнейшим развитием схемы А1 и А2 и включает в технологический процесс получения брикетов, наряду с процедурой продольного деления (схема А2) и общими для них загрузкой и напылением шихты, операцию поперечного деления напыленного слоя шихты (рис. 1, в). Для этого в холостой зоне (IV четверть днища) окомкователя установлен продольный делитель, выполненный аналогично схеме А2 и расположенный на пути движения напыленного слоя. За ним, вместо очистительного скребка, установленного по схемам А1 и А2, в IV четверти днища тарели последовательно располагается поперечный делитель слоя, выполненный в виде вращающегося барабана с ребрами (рис. 3). Барабан не имеет привода и приводится во вращение движущимся по круговой траектории напыленным слоем шихты и днищем тарели. При набегании напыленного слоя шихты, содержащего кольцевые разрезы, на ребра барабана, последние наносят на поверхности напыленного слоя шихты поперечные, как вариант, в зависимости от ориентации барабана к оси тарели, радиальные разрезы (рис. 3), формирующие целенаправленно третий геометрический размер брикета – его длину (в). Одновременно происходит очистка гарнисажа от напыленного слоя шихты ребрами барабана путем сдвига брикетов с его поверхности. Масса барабана составляла 1,3 кг, длина 150 мм, диаметр 115 мм, конструкция барабана позволяет изменять расстояние b_0 между двумя соседними ребрами в пределах 5-10 мм. Образующиеся брикеты-зародыши под действием собственного веса сыпаются в нижнюю IV часть четверти тарели и увлекаются слоем комкуемых материалов в рабочую зону окомкователя, где происходит рост их массы и размеров.



1 – днище тарели; 2 – первичный гарнисаж; 3 – вторичный гарнисаж; 4 – напыленный слой; 5 – воздушно-шихтовая струя; 6 – струйный аппарат; 7 – продольный делитель; 8 – вращающийся барабан (поперечный делитель); 9 – поперечные ребра; 10 – брикеты-зародыши

Рисунок 3 – Схема установки (а) и порядок расположения (б) оборудования в рабочем пространстве окомкователя, работающего по схеме АЗ

После завершения цикла принудительного зародышеобразования (ЗН) напылением шихты ВШС с получением брикетов зародышей определяли фракционный состав материалов. Из брикетов с размерами граней 10-12 мм вырезали специальным шаблоном цилиндрические образцы диаметром и высотой 10 мм для определения прочности на сжатие, плотности и влажности ($W_{БР.}^0$). Степень удаления влаги Θ_w из напыленного слоя определяли по выражению: $\Theta_w = W_{БР.}^0 / W_{Ш.}$ Результаты экспериментов представлены в таблице 1. Макроструктура брикетов, полученных по схемам А1 и А2, показана на рисунке 4. Очистка первичного гарнисажа от напыленного слоя шихты Ш1 ($\bar{d}_q = 0,068$ мм), выполненная по схеме А1, дает значительное количество до 23,4 % при $\Theta = 50$ крупных продолговатых кусков неправильной (округлой) формы размерами: высотой и шириной 5-10, длиной до 20-30 мм, превышающих размер кондиционных окатышей. У кус-

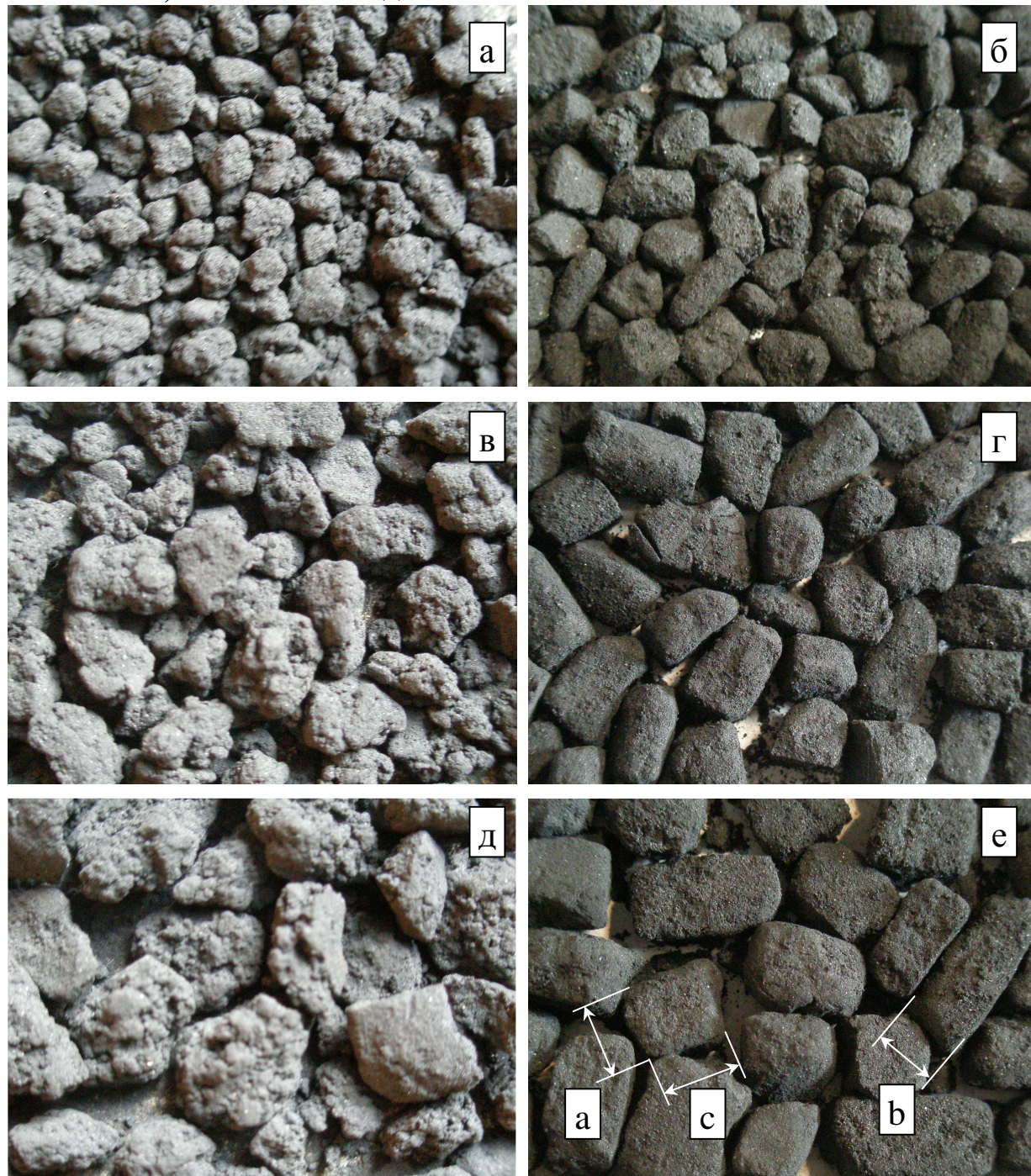
ков отсутствуют плоские грани и ребра, поверхность рыхлая и пористая (рис. 4), что, по-видимому, способствует развитию трещиноватости и снижению прочности будущих зародышей. Аналогичная структура у более мелких кусков размером 6-10 мм (рис. 4, а, в). При этом образуется значительное количество до 50,2 % при $\Theta = 50$ мелочи фракции 0-2 мм ($\alpha_{ск} = 45^\circ$). При острых углах атаки скребка ($\alpha_{ск} < 65^\circ$ и $\alpha_{ск} > 115^\circ$) одновременно протекают процессы срезания (сдвига) и смятия напыленного слоя. При $\alpha_{ск} < 45^\circ$ и $\alpha_{ск} > 135^\circ$ количество мелочи размером 0-2 мм остается практически неизменным (около 60-65 %). При использовании более тонкой шихты Ш2 с $d_q < 0,05$ мм (см. табл. 1) и высокого давления ВШС фракционный состав брикетов меняется в направлении уменьшения мелочи до 30,1 % ($\Theta = 50$) и роста количества брикетов размером > 10 мм до 32,7 %. Состав брикетов становится

Таблица 1 – Фракционный состав брикетов-зародышей, полученных напылением шихты ВШС на донный гарнисаж по технологии ЗНД, $t_c = 20-22$ °С

Опытная схема	H/d _{СА}	Размеры брикетов, мм					
		0-2	2-4	4-6	6-10	>10	средний размер
А1	50	50,2/30,1	8,5/8,1	9,0/12,1	8,9/17,0	23,4/32,7	4,72/6,43
	100	50,2/30,1	8,5/8,1	9,0/12,1	8,9/17,0	23,4/32,7	4,72/6,43
	150	66,1/40,9	9,2/10,6	8,1/12,6	10,1/18,6	5,5/17,3	2,81/4,92
А2	50	33,4/25,4	17,3/14,6	16,7/21,1	22,1/24,1	10,5/14,8	4,71/5,45
	100	42,6/30,3	13,0/18,8	18,1/20,7	21,4/24,0	4,9/6,2	4,02/4,57
	150	54,4/38,1	16,0/17,3	13,2/18,7	15,8/25,1	2,6/0,8	3,26/3,94
А3	50	40,4/24,2	12,8/17,9	13,3/20,2	30,6/34,2	1,9/3,5	4,13/4,25
	100	41,6/28,2	14,3/18,4	13,8/19,6	29,2/31,0	1,1/2,8	4,01/4,63
	150	52,3/31,1	13,4/18,8	11,5/19,1	22,1/30,1	0,7/0,9	3,35/4,34

Примечание. Числитель – шихта Ш1 на основе Тейского концентрата ($d_q = 0-0,1$ мм, $\bar{d}_q = 0,068$ мм); знаменатель – Ш2 ($d_q = 0-0,05$ мм, $\bar{d}_q = 0,025$ мм).

более равномерным (растет средний размер брикетов) за счет увеличения коэффициента напыления k_H более тонкой шихты Ш2 ($k_H = \Delta M/M_1$, где ΔM , M_1 – массы напыленного слоя и загружаемой шихты, кг). Уменьшение высоты напыленного слоя с 15 до 5 мм ($\Theta = 150$, $H = 300$ мм) снижает выход



Размер брикетов, мм: а, б – 4...6; в, г – 6...10; д, е – 10...15

Рисунок 4 – Макроструктура брикетов-зародышей, полученных по схеме А1 (а, в, д) и А2 (б, г, е); $\times 1,5$

брикетов размером > 10 мм до 5,5 %. За счет этого масса брикетов размером 6-10 мм возрастает до 10,1 %, но масса мелочи класса < 2 мм увеличивается до 66,1 %. Эта схема характерна тем, что набегавший на поверхность очистительного скребка тонкий и менее прочный напыленный слой шихты при сдвигании и очистке всей массой сильно сминается очистительным скребком. Повышение прочности напыленного слоя и брикетов до 300 кПа при росте давления ВШС увеличивает выход крупных кусков размером более 20 мм. Их массовый выход возрастает, однако, состав брикетов в интервале размеров 2-10 мм остается близким к фракционному составу брикетов, полученных напылением при $\Theta = 150$. Монолитный напыленный слой шихты, полученный по схеме А1, достаточно прочно удерживается на поверхности гарнисажа, составляя с ним единое тело. Поэтому для его сдвигания и срезания требуются большие (до 10 МПа) усилия, которые приводят к смятию и сильному истиранию напыленного слоя. Отсюда значительный выход мелочи крупностью 0-2 мм. Снизить усилия, необходимые для срезания напыленного слоя, и выход мелочи можно разделением слоя на мерные шихтовые полосы непосредственно перед очисткой с поверхности гарнисажа.

Продольное разрезание напыленного слоя на кольцевые мерные шихтовые полосы при реализации схемы А2 (см. рис. 1, в) приводит к тому, что фракционный состав получаемых кусков при $a_0 = 10$ мм становится более равномерным, а содержание мелочи уменьшается. За счет этого среднemasсовый размер брикетов повышается в 1,2-1,5 раза (табл. 1). Поперечное сечение шихтовых полосок в зависимости от параметров a_0 и c_0 представлено квадратом или прямоугольником. У них, как минимум, 3-4 плоскости имеют ровную поверхность, сформированную делителями слоя, непосредственно влияющими на форму и размеры брикетов. Форма полученных кусков (брикетов) по схеме А2 (сферокубы, сферопараллелепипеды) более правильная по сравнению с формой кусков схемы А1, так как значительная масса материалов имеет геометрические размеры a , b и c , близкие друг другу, особенно в узких фракционных интервалах. Схема А2 не исключает истирания, смятия и разрушения части брикетов, сопровождаемых образованием мелочи и осколков неправильной формы (рис. 4, в). При этом, как правило, 2-3 грани осколков имеют ровную поверхность с минимальным числом дефектов. К достоинствам подобной формы зародышей можно отнести более высокую (в 1,2-1,3 раза) площадь поверхности, способную присоединить к себе значительное

число частиц шихты при доокомковании, по сравнению с шарообразной поверхностью. Выход брикетов размером 10-15 мм составляет менее 10,5 %. Содержание мелочи фракции 0-2 мм существенно меньше (до 33,4 % при $\Theta = 50$ и $\bar{d}_q = 0,068$ мм; 25,4 % при $d_q = 0-0,05$ мм). Т. е., по содержанию мелочи и крупных фракций показатели лучше, чем в опытах, реализованных по схеме А1.

Разрезание напыленного слоя на мерные шихтовые полоски уменьшает прочность их сцепления с гарнисажем и усилия (2-5 МПа), необходимые для срезания. Истирание и смятие шихтовых полосок с образованием мелочи усиливается при $a_0 < 5-6$ мм. Поэтому их ширина для шихты Ш1 не должна быть ниже 8-10 мм, а для шихты Ш2, формирующей более прочные брикеты, полоски не должны быть шириной и высотой менее 5-8 мм. Эффективность работы схемы А2 возрастает с ростом прочности напыленного слоя. Недостатком схемы А2 является то, что при некоторых режимах очистки гарнисажа (в частности, при $\alpha_{ск} < 30^\circ$), происходит формирование брикетов, у которых продольный размер ($c > a$) превышает ширину и высоту в 1,5-2,0 раза. Анализируя результаты исследований работы схем А1 и А2 пришли к выводу о том, что срезание (сдвиг) напыленного слоя, разделенного на шихтовые полоски очистительным скребком по схеме А2, является более эффективным с точки зрения равномерности фракционного состава и прочности брикетов.

При работе технологического оборудования с принудительным зародышеобразованием по схеме А3 (рис. 1, в) целенаправленно формируются все три геометрических размера брикета и одновременно происходит очистка гарнисажа от напыленного слоя. После напыления шихты на образовавшемся напыленном слое последовательно накладываются продольные и поперечные разрезы, которые отделяют брикеты друг от друга. Их связи с гарнисажем ослаблены, и они легко сдвигаются ребрами барабана при очистке. После деления напыленного слоя шихты на брикеты-зародыши гарнисаж очищается до заданной толщины. При этом вращающиеся ребра барабана наряду со сдвигом создают – усилия, отрывающие брикет от гарнисажа. В результате почти полностью отсутствует смятие брикетов, а истирание поверхности брикетов происходит в минимальной степени. Поэтому содержание мелочи (0-2 мм), например, для шихты Ш2 не превышает 24,1-31,1 %.

Брикеты, полученные по схеме А3, в форме сферокубов имеют близкие геометрические размеры граней ($a \approx b \approx c$) и равномерный фракционный состав (таблица 1). Выход брикетов наиболее опти-

мальных размеров (4-10 мм), пригодных для зародышеобразования, составляет наибольшую величину (43,9 % для Ш1 $d_q = 0,068$ мм и 54,4 % для Ш2 $\bar{d}_q = 0-0,05$ мм). При этом содержание мелочи (фракции 0-2 мм) наименьшее (40,4 и 24,2 %) из всех исследованных схем А1-А3. Значительный выход брикетов фракции 4-10 мм в процессе принудительного зародышеобразования, позволяет прогнозировать увеличение производительности технологического способа ЗНД (схема А3) на уровне 10-20 %.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Патент РФ № 2270875, МПК 7 с 22В 1/24. Способ получения окатышей / В.М. Павловец – Заявл. 12.04.04; Оpubл. 20.10.06, Бюлл. №6.
2. Патент РФ № 2297461, МПК 7 с 22В 1/24. Способ подготовки шихты к спеканию / В.М. Павловец – Заявл. 22.12.05; Оpubл. 20.04.07, Бюлл. №11

УДК 669. 162. 12:622

В.М. Павловец

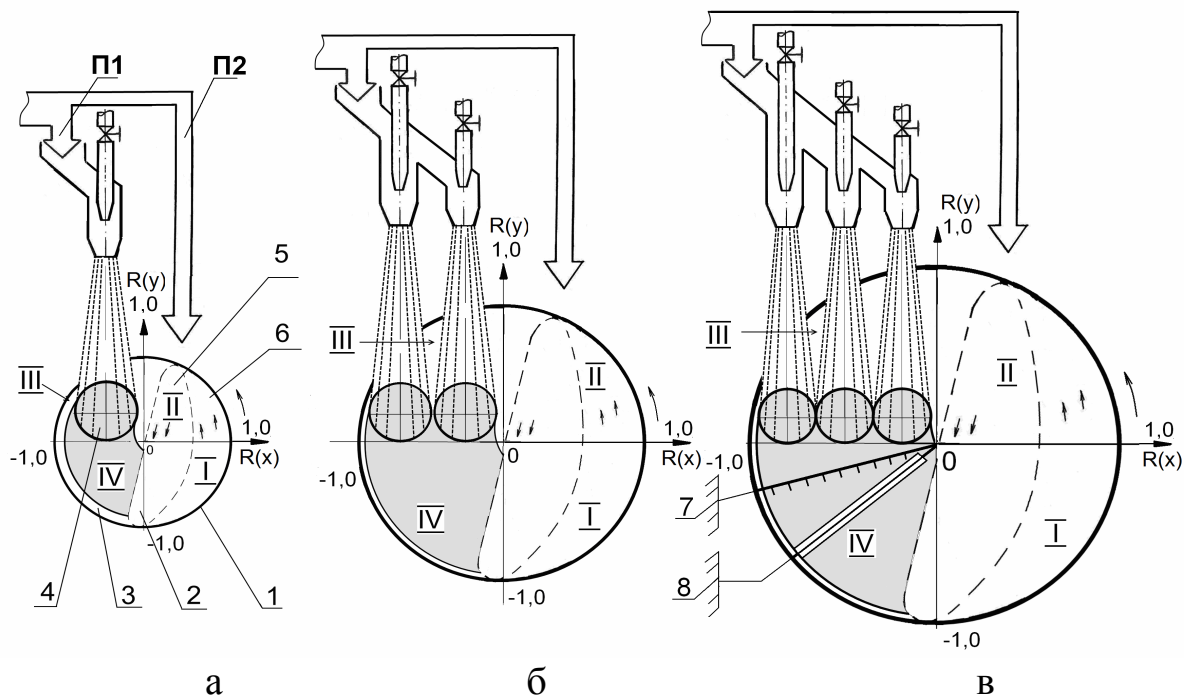
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПОЛУЧЕНИЯ ОКАТЫШЕЙ НА ОСНОВЕ ПРИНУДИТЕЛЬНОГО ЗАРОДЫШЕОБРАЗОВАНИЯ

Раскрыты технологические принципы получения железорудных окатышей комбинированным способом, структурно содержащим окомкование и принудительное зародышеобразование шихты напылением сжатым воздухом.

The combined method's technological principles of getting iron-ore pellets have been opened. Structurally this method contains forced nucleation of batch by compressed air sputtering and palletizing.

Рабочее пространство промышленного окомкователя, в частности, тарельчатого, и поверхность его днища используются недостаточно эффективно. Это обусловлено тем, что основные рабочие процессы окомкования шихты протекают в слое, занимающем около 50 % площади днища тарели [1-3]. В этой (рабочей) зоне, расположенной в I и II четвертях днища тарельчатого окомкователя (рис. 1), развиваются процессы зародышеобразования шихты и формирования окатышей. Холостая зона тарели, расположенная в III и IV четвертях днища тарели и занимающая остальные 50 % площади днища окомкователя, свободна от комкуемых шихтовых материалов и не используются для зародышеобразования и формирования окатышей (рис. 1). На кафедре теплофизики и промышленной экологии СибГИУ (г. Новокузнецк) предложены технические решения, направленные на вовлечение холостой зоны окомкователя в рабочий процесс зародышеобразования шихты и на расширение технологических возможностей окомкователя [4, 5]. Одно из решений [5] основано на частичном или полном переносе процесса зародышеобразования из рабочей зоны окомкователя в холостую и его организации новым способом формообразования шихты – принудительным зародышеобразованием. Принудительное зародышеобразование – это самостоятельное формообразование влажной шихты, осуществляемое напылением сжатым воздухом в холостой зоне тарели независимо от процессов, протекающих в слое комкуемых материалов.



Диаметр тарели, м: а – 2,0...3,0; б – 3,0...5,0; в – 5,0...7,5.

1 – тарельчатый окомкователь; 2 – холостая зона; 3 – напыленный слой шихты; 4 – проекция воздушно-шихтовой струи на гарнисаж; 5,6 – восходящий и нисходящий потоки материалов рабочей зоны; 7,8 – продольный и поперечный делители слоя.

Рисунок 1 – Схема напыления влажной железорудной шихты на донный гарнисаж тарельчатого окомкователя

Это решение позволяет организовать процесс зародышеобразования в отдельной зоне и в начале технологии исключить взаимодействие зародышей с комкуемыми материалами. Необходимость этого продиктована следующими соображениями. Зародышеобразование в рабочей зоне окомкователя организуется избирательным увлажнением шихты капельным орошением слоя для получения сгустков переувлажненной шихты, выполняющих роль зародышей. Избыток влаги при зародышеобразовании, необходимый для агрегирования (формообразования) частиц шихты, формирует избыточную влажность (до 2-3 %) сначала зародышей, а затем – центральных областей кондиционных окатышей [6]. Процессы роста массы окатышей и накатывания шихты на переувлажненные зародыши часто требуют отдельного тракта и равномерной подачи тонкораспыленной воды. Отделить потоки материалов друг от друга и сформировать для каждого из них свой режим увлажнения в значительном объеме комкуемых материалов практически невозможно. При увлажнении материалов поверхно-

стные горизонты слоя, обращенные к потоку влаги, переувлажняются. Мелкие фракции окатышей, находящиеся в глубине комкуемого слоя, испытывают дефицит влаги. Для уменьшения диспропорции на практике дают некоторый избыток влаги на поверхность слоя, который усиливает налипание шихты на гарнисаж и повышает влажность кондиционных окатышей.

Перенос зародышеобразования в холостую зону тарельчатого окомкователя и его принудительная организация позволяют в большинстве случаев отказаться от дополнительного увлажнения шихты и уменьшить влажность зародышей и окатышей, сформированных на их основе. Технически это осуществляется следующим образом. Часть загружаемой шихты с помощью струйного аппарата (СА) ориентируется в III четверть холостой зоны тарели (рис. 1) и напыляется сжатым воздухом на донный гарнисаж с получением плотного напыленного слоя шихты. Он формируется в холостой зоне тарельчатого окомкователя и может занимать III и частично IV четверти днища тарели, что составляет 25-30 % от площади днища окомкователя. Процессы напыления и формирования напыленного слоя в меньшей степени зависят от влажности шихты и в основном определяются параметрами сжатого воздуха, СА и режимом напыления. Переувлажнения шихты при напылении не требуется. По некоторым показателям оно иногда противопоказано. Достоинством режима напыления шихты сжатым воздухом является то, что влажность напыленного слоя всегда ниже на 0,5-2,0 %, чем влажность загружаемой шихты, даже при работе на холодном ($t_c = 15-25$ °С) сжатом воздухе. При этом скорость роста массы и упрочнения напыленного слоя шихты в десятки раз выше традиционной технологии [7]. Заключительным этапом зародышеобразования является разделение напыленного слоя шихты на мерные фрагменты по одной из разработанных схем и отделение их (очистка) от первичного гарнисажа в IV четверти (рис. 1, в) холостой зоны тарели с получением прочных брикетов-зародышей. Под брикетами-зародышами понимаются сформованные из влажной шихты прочные кусковые тела произвольной формы, способные перекачиваться по днищу вращающегося окомкователя, обеспечивать рост размеров и массы, накатывая на свою поверхность шихтовую мелочь. Брикетты, полученные напылением шихты в холостой зоне тарели со скоростью роста массы 3-4 г/с, являются зародышевой основой для формирования сырых кондиционных окатышей в рабочей зоне окомкователя. Для этого на завершающей стадии технологии на основе брикетов-зародышей формируется оболочка кондиционных окаты-

шей.

Технологические параметры, известные из литературных источников [4, 5, 7], и последовательность мероприятий для организации принудительного зародышеобразования, представлены ниже. В начале технологии, реализуемой по схеме ЗНД (зародышеобразование напылением и доокомкование), на днище тарели формируется первичный шихтовый гарнисаж толщиной 30-40 мм, влажностью 8,14-8,25 % и плотностью 2200-2500 кг/м³ (лабораторный вариант) и 2800-3200 кг/м³ (промышленный способ). Последние параметры характерны для шихты Ш1 ($d_{\text{ч}} < 0,1$ мм, $\bar{d}_{\text{ч}} = 0,068$ мм). Для более тонких комкуемых шихт (Ш2, $d_{\text{ч}} < 0,05$ мм, $\bar{d}_{\text{ч}} = 0,025$ мм) влажность гарнисажа может достигать 9,0-9,8 %, а его плотность превышать 3000-3400 кг/м³. Загрузка влажной шихты в рабочее пространство окомкователя осуществляется двумя параллельными потоками П1 и П2 (рис. 1), соотношение расходов материалов в которых составляет 20х80 %. Оно соответствует массовому количеству зародышей фракции (0-2 мм) реально работающего промышленного окомкователя. При работе промышленного окомкователя с полной загрузкой на поверхности первичного гарнисажа формируется вторичный шихтовый гарнисаж (налипший слой) [5], который образуется под комкуемыми материалами (I и II четверть) и выходит на поверхность из слоя в верхней III четверти холостой зоны тарели. В этой зоне на вторичный шихтовый гарнисаж, открытый к теплосиловому воздействию, напыляется загружаемая влажная шихта (поток П1) низкотемпературной ($t_{\text{с}} = 20-150$ °С) воздушно-шихтовой струей (ВШС) со скоростью истечения воздуха 50-100 м/с и давлением 0,2-0,3 МПа (лабораторный вариант) или 0,5-0,6 МПа (промышленный способ), расходом влажной шихты до 5,0 кг/с, формируя на гарнисаже подсушенный до 6,5-8,0 % (средние данные для Ш1) напыленный слой шихты. Он является плотной шихтовой матрицей для получения прочных шихтовых брикетов-зародышей размером 6-10 мм. Под размером брикетов неправильной формы понимается величина, средняя между тремя основными размерами, один из которых имеет минимальный, а второй максимальный геометрический размер куска. Для кусков правильной формы (сферокубов) это длина ребра. Размеры брикетов оценивали после рассева материалов на ситах с круглыми отверстиями диаметром 2,0; 4,0; 6,0; 10,0 мм. Брикет должен обладать необходимой прочностью, чтобы выдерживать ударные нагрузки на окомкователе со стороны ограждений и слоя комкующихся материалов до момента их активного вовлечения в процессе доокомкования. Поэтому необ-

ходимо сформулировать требования, предъявляемые к напыленному слою. Высота напыленного слоя шихты должна быть 6-10 мм, плотность – 2200-3200 кг/м³, минимальная прочность на сжатие образцов, вырезанных из слоя, 40-80 кПа. Поперечные размеры напыленного слоя ограничены радиусом тарели. Продольные размеры напыленного слоя равны диаметру напыленного слоя от одного струйного аппарата. Для тарелей диаметром до 2,0-3,0 м может быть организовано напыление одним СА, формирующим напыленный слой диаметром 1,0-1,2 м. Для тарелей $D_T = 3,0-5,0$ м напыление организуются двумя СА, для окомкователя $D_T > 5,0$ м необходимы 2-3 СА (рис. 1). В этом случае обеспечивается максимальное использование площади холостой зоны тарели. Для $D_T > 5,0$ м производственная необходимость позволяет использовать только один струйный аппарат. Напыленный слой шихты диаметром до 1,0-1,2 м и толщиной 6-10 мм, образующийся при $H = 1,8-2,0$ м и $P_B = 0,5-0,6$ МПа, прочно удерживается на первичном гарнисаже.

При напылении шихты ВШС вторичный гарнисаж толщиной 1-2 мм структурно составляет нижнюю часть напыленного слоя. Он уплотняется, подсушивается, влажность уменьшается на 0,5-1,0 %. Плотность шихты в нем увеличивается в среднем на 120-250 кг/м³. Напыленный слой шихты и вторичный шихтовый гарнисаж составляют общую шихтовую матрицу для получения брикетов-зародышей (далее брикеты). После формирования напыленного слоя последующим технологическим актом при организации принудительного зародышеобразования является разделение напыленного слоя шихты и вторичного гарнисажа (далее напыленного слоя) на множество сформированных кусков-фрагментов. Разделение напыленного слоя шихты на мерные куски (по одной из схем сначала на шихтовые полосы, затем на брикеты), кроме вышеуказанного, позволяет снизить усилия от очистительного скребка, предназначенного для очистки гарнисажа, сформировать брикеты достаточно узкого фракционного размера и, главное, повысить массовый выход брикетов-зародышей с минимальным содержанием мелочи. Технология ЗНД не исключает образования плотных брикетов в виде осколочных кусков неправильной и разнообразной формы: ромбовидных, трапециевидных, треугольных, способных выполнять функции зародышей. В идеальном случае желательно получить брикеты правильной формы, близкой к форме цилиндроквадратов ($a \approx b$). Под цилиндроквадратом понимается квадрат с частично сглаженными вершинами углов. Для их получения на поверхности напыленного слоя шихты сначала наносят продольные, а

затем поперечные разрезы глубиной до 5-10 мм специальными металлическими делителями толщиной 0,5 мм, установленными в IV четверти днища тарели. После этого вся масса брикетов, прочно сцепленных с гарнисажем, срезается (очищается) с поверхности первичного гарнисажа до получения брикетов по форме, близкой к форме сферокуба ($a \approx b \approx c$) или сферопризмы ($a \approx b$; $c > a, b$). Под сферокубом понимается брикет, имеющий плоские грани и по форме, близкий куску кубической формы с частично сглаженными углами и ребрами. Срезание брикетов, сформованных из напыленного слоя, выполняется одновременно с очисткой первичного гарнисажа до заданной толщины (30-50 мм). Скорость срезания (очистки) брикетов с поверхности гарнисажа до необходимого уровня достаточно велика и в сумме равна производительности струйного аппарата (50-5000 кг/ч) и скорости роста массы вторичного гарнисажа (50-1000 кг/ч). Она не лимитирует принудительное зародышеобразование, выполняемое напылением шихты и последующим разделением напыленного слоя на брикеты. После очистки гарнисажа от напыленного слоя брикеты из холостой зоны тарели перекатом ссыпаются в нижнюю IV четверть тарели, а затем вовлекаются восходящим потоком материалов в рабочую зону окомкователя, где, при необходимости, частично увлажняются и комкуются со скоростью прироста массы $(1-3) \times 10^{-2}$ г/с влажной шихтой второго потока П2 до размеров кондиционных окатышей. Последние структурно состоят из расположенных в центре (сердцевине) брикетов-зародышей, сформованных напылением шихты, и шихтовой оболочки, полученной доокомкованием шихты (схема ЗНД). Массовая доля брикета-зародыша размером 6-10 мм в массе окатыша составляет 8,4-32,1 %. Часть шихты $[M_2 = (M_1 - \Delta M) / M_1]$, где M_1 , ΔM – массы загружаемой шихты и напыленного слоя, кг] массовой долей до 10-30 % поступает в рабочую зону окомкователя в виде выбросов ВШС из зоны, где происходит напыление. Эта шихта частично подсушена ($\Delta W = 1-3$ %) и требует при ее доокомковании более интенсивного увлажнения.

Окатыши, полученные комбинированным способом по схеме ЗНД при напылении шихты ВШС сжатым воздухом с температурой, равной $t_c = 20-150$ °С, имеют сердцевину с пониженным содержанием влаги по сравнению с влажностью оболочки окатыша и шихты, загружаемой в окомкователь. Предельные значения разности влажности по сечению окатыша, полученные в экспериментах на шихте Ш1 ($\bar{d}_c = 0,068$ мм), составляют величину $\Delta W = 0,79-2,32$ % (абс.). Плотность центральных слоев окатыша $\rho_{ц}$ может отличаться ($\rho_{ц} < \rho_{пов}$, $\rho_{ц} > \rho_{пов}$)

от плотности шихтовой оболочки $\rho_{\text{пов}}$ и регулироваться давлением ВШС. Средняя влажность окатышей, полученных из брикетов-зародышей с подсушенной сердцевинной и влажной шихтовой оболочкой, снижается на 0,32-1,92 % (абс.) по сравнению с традиционной технологией. Температура сердцевины окатышей, полученных комбинированным способом, превышает температуру поверхности оболочки на 0,5-1,5 °С. Использование на 25-30 % холостой зоны тарели в технологии принудительного зародышеобразования повышает, по ориентировочным расчетам, на 10-25 % производительность окомкователя. Полученные окатыши относятся к классу двухслойных по влагосодержанию, плотности и температуре. Подобная схема может быть использована для получения двухслойных окатышей по минеральному или фракционному составу на одном окомкователе. Для этого шихта потока П1 должна иметь более высокую степень офлюсования, например, $O = 0,5-1,5$, шихта второго – пониженную или естественную ($O = 0,3-0,5$) [5]. Реализация технологии получения сырых окатышей комбинированным способом, включающим принудительное зародышеобразование шихты напылением на донный гарнисаж и доокомкование брикетов-зародышей, расширяет технологические возможности окомкователя.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Интенсификация производства и улучшение качества окатышей / Ю.С. Юсфин, Н.Ф. Пашков, Л.К. Антоненко и др. – М.: Metallurgy, 1994. – 240 с.
2. Маерчак Ш. Производство окатышей / Ш. Маерчак. – М.: Metallurgy, 1982. – 232 с.
3. Базилевич С.В. Работа тарельчатого гранулятора / С.В. Базилевич // Сталь, 1960. – №8. – с. 683-685.
4. Патент РФ № 2155239, МПК 7 с 22В 1/24. Способ получения окатышей / В.М. Павловец – Заявл. 11.05.99; Опубл. 27.08.00, Бюлл. №24.
5. Патент РФ № 2270875, МПК 7 с 22В 1/24. Способ получения окатышей / В.М. Павловец – Заявл. 12.04.04; Опубл. 20.10.06, Бюлл. №6.
6. Чижикова В.М. Свойства железорудных окатышей с различными видами добавок / В.М. Чижикова, Р.М. Вайнштейн // Metallurg, 2003. – №9. – с. 33-34.
7. Павловец В.М. Напыление влажной шихты на железорудные окатыши / В.М. Павловец // Известия вузов. Черная металлургия, 2003. – №12. – с. 7-11.

УДК 662.741.355

А.П. Коробейников, А.Н. Филин, В.В. Барыльников

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

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ УГАРА КОКСА ПРИ СУХОМ ТУШЕНИИ

Разработана методика измерения угара кокса на установках сухого тушения кокса (УСТК). Методика апробирована на всех УСТК России и стран СНГ.

The technique of measurement of an intoxication of coke on the installations of dry extinguishing of coke is developed.

К недостаткам процесса сухого тушения, как, впрочем, и мокрого, следует отнести потери кокса за счет его окисления кислородом, водяным паром и двуокисью углерода. Степень угара зависит от состояния технологии и оборудования установок сухого тушения кокса (УСТК).

Для разработки мероприятий по его сокращению необходимо иметь оперативную информацию о его количестве, а, соответственно, объективный и технически легко осуществимый способ определения.

В научной литературе предложено несколько способов определения угара кокса: расчетный с применением контейнера [1], а также ряд косвенных методов по замеру температуры в камере тушения и по определению содержания кислорода в циркулирующем газе [2].

Расчетный метод с применением контейнера основан на применении формулы

$$Y = 0,5 + \frac{D_{\text{п}} - 485}{95}, \%$$

где Y – угар кокса, %

0,5 – нормативный угар кокса, %

95 – выработка пара при угаре 1 % кокса, кг/т кокса

$D_{\text{п}}$ – фактическая выработка пара, кг/т кокса

Неоспоримым преимуществом предложенного способа является его простота: измеряется только один параметр – выработка пара. В то же время он имеет и ряд существенных недостатков.

В частности, выработка пара зависит не только от угара кокса,

но и от температуры горячего кокса, степени дожига горючих компонентов газа циркулирующего контура, величины сброса газа через технологические свечи, особенно через свечу форкамеры. Кроме этого, угар кокса обуславливается в ряде случаев не только его экзотермической реакцией с кислородом, но и эндотермическими реакциями с H_2O и CO_2 . В последнем случае, при наличии угара, выработка пара уменьшается.

Контейнерный способ определения угара заключается в том, что раскаленный кокс помещают в контейнеры со щелями и загружают в камеру. После этого они подбираются на конвейере, взвешиваются, определяется убыль массы и рассчитывается угар.

Метод сложен в исполнении, требует применения ручного труда, его трудно автоматизировать. Не исключено движение контейнеров в камере УСТК с разной скоростью, что может привести к ошибкам измерения, т.к. кокс в контейнерах истирается и высыпается.

Известен метод определения угара кокса по количеству углерода, содержащегося в циркулирующем газе в виде оксида и диоксида, а также метана [2]. Сущность способа заключается в отборе проб газа из свечей и их последующем анализе лабораторным методом. Одновременно измеряется объем сбросных газов с помощью трубки Пито [1]. Этот метод также трудоемок и необъективен.

Качественные методы, основанные на измерении температуры в определенной точке камеры тушения [2], а также практический способ качественной оценки угара по содержанию O_2 в циркулирующем газе достаточно оперативен. Но их главный недостаток заключается в относительности оценки, а также в недоучете влияния на угар кокса эндотермичности реакции при взаимодействии кокса с CO_2 и H_2O .

Наиболее простым, легко поддающимся автоматизации, представляется так называемый расчетный способ Гипрококса.

Данный способ представляет интерес, прежде всего из – за оперативности. Для объективности оценки этого способа были проведены исследования по изучению возможности протекания в камере реакции взаимодействия кокса с CO_2 и H_2O . Вследствие их эндотермичности получающийся угар не приводит к увеличению выработки пара и повышению температуры в камере тушения.

Предварительный анализ показал, что в литературе нет экспериментально определенных температурных границ реагирования металлургического кокса с CO_2 , H_2O и O_2 в условиях его охлаждения в камерах УСТК. Отсутствуют также и экспериментально определенные температуры непосредственно в слое кокса по высоте установки.

Для определения этих параметров ранее проведены лабораторные исследования взаимодействия кускового кокса с O_2 , CO_2 и H_2O на термогравиметрической установке. Из результатов исследований видно, что реакция кокса с O_2 , H_2O и CO_2 соответственно начинаются при температурах $420^{\circ}C$, $690^{\circ} - 700^{\circ}C$, $750^{\circ} - 760^{\circ}C$. Со смесью окислителей реакция начинается при более низкой температуре, чем с O_2 . Это, по – видимому, обусловлено каталитическим воздействием H_2O на реакцию кокса с O_2 [3].

Эксперименты показали, что кислород полностью взаимодействует с коксом уже при температуре $500^{\circ}C$ (скорость реакции не увеличивается). Диоксид углерода и водяные пары взаимодействуют не полностью.

Таким образом, комплекс проведенных исследований позволяет заключить, что предлагаемые методы определения угара кокса по количеству вырабатываемого пара, а также по температуре в камере тушения УСТК могут давать значительные ошибки, так как они не учитывают угара за счет реакций кокса с H_2O и CO_2 .

Более объективным следует считать способ его определения по количеству углерода в CO , CO_2 и CH_4 в сбрасываемых в атмосферу газах в единицу времени.

В основу настоящей методики был принят способ расчета угара кокса по количеству углерода, содержащегося в CO , CO_2 и CH_4 в сбрасываемых газах в УСТК.

Для разработки методики были выполнены комплексные исследования по эффективности работы всех действующих УСТК. На основании результатов исследований предложен способ определения угара кокса по количеству сбрасываемых в атмосферу газов.

Сущность методики заключается в следующем. В свечах накопительной камеры, дымососа и газоходе вентиляции разгрузки (после циклонов первой ступени очистки) измеряется количество сбрасываемого газа в единицу времени и его влажность [3]. Учитывая, что состав циркулирующего газа, сбрасываемого через свечи дымососа и накопительной камеры, изменяется во времени, отбор их на анализ производится на первой, пятой и десятой минутах после загрузки кокса в камеру тушения. Время отбора проб из газохода вентиляции разгрузки не регламентируется. В пробах определяется концентрация CO , CO_2 , H_2 , O_2 , N_2 , CH_4 . Расчет объема сбросных газов, приведенный к нормальным условиям и пересчет его на сухой газ выполняется по методике [3].

$$y = \frac{0,0535 [V_H (C'_{CO_2} + C'_{CO}) + V_G (C''_{CO_2} + C''_{CO}) + V_B (C'''_{CO_2} + C'''_{CO})]}{ПР (100 - A^d)}, \%$$

где 0,0535 – переводной коэффициент

V_H, V_G, V_B – объем газа, сбрасываемого в атмосферу в течение часа через свечи накопительной камеры, дымососа и газоход вентиляции разгрузки соответственно, м³/ч

ПР – производительность блока УСТК в период определения CO и CO₂, т/ч

$C'_{CO_2}, C''_{CO_2}, C'''_{CO_2}$ – средневзвешенные концентрации диоксида углерода в газах, % объемные

$C'_{CO}, C''_{CO}, C'''_{CO}$ – средневзвешенные концентрации оксида углерода, % объемные

Данная методика апробирована на всех действующих УСТК.

Предлагаемую методику можно использовать в системе автоматизированного управления сухим тушением кокса с контролем количества и состава циркулирующего и сбросного газов, автоматизировать дожиг горючих компонентов в газе, установить контроль за угаром кокса и взрывобезопасностью газа с выводом на компьютер основных параметров технологии, учета выработки пара и стабилизации, автоматической системы управления его параметров. Создание на установках сухого тушения кокса позволит повысить эксплуатационные характеристики оборудования, улучшить условия труда эксплуатационного персонала, повысить информативность о работе механизмов, повысить технологическую дисциплину и культуру производства.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Давидзон Р.И. Мастер установки сухого тушения кокса. – М.: Металлургия, 1988. – 123 с.
2. Ухмылова Г.С. Совершенствование конструкции установок сухого тушения кокса. // ЭИ ин-та Черметинформация, серия. Подготовка сырьевых материалов. – 1987. – вып. 13 – с. 5 – 10
3. Велицкий Р.К., Григина Н.Н. Измерение параметров пылегазовых потоков в черной металлургии. – М.: Металлургия, 1979. – 80 с.

УДК 669.162.144

В.А. Долинский*, Л.Д. Никитин, Л.В. Портнов, С.Ф. Бугаев,
К.И. Домнин*

ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат»,
г. Новокузнецк,
*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный
университет», г. Новокузнецк

УЛУЧШЕНИЕ ДРЕНАЖНОЙ СПОСОБНОСТИ ШЛАКА ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

Использование в шихте доменной печи полезным объемом 2000 м³ железомарганцевой руды в количестве до 1,0 % от общей массы железорудной шихты способствовало достаточно эффективной промывке горна и сохранению ровного хода печи при крайне низкой механической прочности кокса. Расчетная приведенная производительность доменной печи увеличилась на 8,7 % при снижении приведенного удельного расхода кокса на 2,9 %.

Use in charge domain furnace useful amount 2000 m³ iron-manganese of ore in quantity before 1,0 % from the total mass iron-ore charge promoted it is sufficiently efficient washing the bugle and conservation of the even lead stove under most low mechanical toughness of coke. Accounting brought capacity domain furnace increased on 8,7 % at reduction brought specific consumption of coke on 2,9 %.

При загромождении горна доменной печи для улучшения его дренажной способности в шихту обычно вводят трудновосстанавливаемые материалы (сварочный шлак, окалину) или разжижающие шлак материалы (марганцевую руду, плавиковый шпат, флюорит). Загрузку этих материалов производят в промежуточную или осевую зону печи с целью недопущения контакта образующегося легкоплавкого шлака с футеровкой печи. Разжижающие шлак материалы, такие как плавиковый шпат и флюорит, являются весьма дорогостоящими и при ухудшении работы горна в доменных печах комбината практически не используются.

Количество сварочного шлака (окатышей) на комбинате весьма ограничено и не превышает 0,3 % от общей массы железорудной час-

ти шихты, что явно недостаточно для эффективной очистки горна от коксового мусора. На доменных печах комбината для промывки горна преимущественно используется окалина, её расход составляет 1,5-2,0 % от общей массы железорудной части шихты. Окалина имеет мелко-дисперсный гранулометрический состав (0-10 мм) и загружается в смеси с агломератом. При ссыпании в печь определенная её часть увлекается кусками агломерата и распределяется на поверхности засыпки, а другая поднимается встречным потоком восходящего газа и выносится с колошниковой пылью (утилизируется около 80 % окалины). Это ухудшает газодинамический режим процесса плавки и создает дополнительные ограничения по её использованию в большем количестве. Кроме того, окалина является влажным (до 7-10 %) материалом, что требует дополнительных затрат тепла (расхода кокса) на испарение влаги.

На ОАО «ЗСМК» разработана технология производства промывочного агломерата, имеющего достаточно высокое содержание железа в виде монооксида. Агломерат производится партиями по 600-1000 т на одной из агломерационных машин и отправляется в доменный цех, где используется при необходимости. Технология производства агломерата заключается в двухслойном (по топливу) спекании шихты при определённом соотношении высоты верхнего и нижнего слоев шихты и слоя подстилочного материала с измененными режимами внешнего нагрева и оборотных продуктов. Однако производство промывочного агломерата связано со значительными потерями производства обычного агломерата, обусловленными необходимостью длительных подготовительных операций и разделения потоков агломератов. Кроме того, практика получения агломерата с более высоким содержанием монооксида железа (25-35 %) при заданной основности, прочностью на удар 79-85 % вызывает серьезные опасения относительно стойкости валковой дробилки и самораспада агломерата при охлаждении и хранении.

В настоящее время вследствие значительного ухудшения показателей механической прочности кокса и работы горнов доменных печей начато использование кусковой железомарганцевой руды Жайремского месторождения, имеющей достаточно высокое содержание марганца (до 24-25 %) и железа (до 22-25 %). Гранулометрический и химический составы марганцевой руды в сравнении с используемыми ранее промывочными материалами (окалиной и сварочными окатышами) приведены в таблицах 1,2.

Таблица 1 - Гранулометрический состав промывочных материалов, %

Материал	Более 25 мм	25-10 мм	10-5 мм	5-0 мм
Руда железомарганцевая	71,9	20,65	20,1	8,0
Окалина	-	-	1,2	98,8
Сварочные окатыши	85,2	10,2	3,5	1,1

Таблица 2 - Химический состав промывочных материалов, %

Материал	Fe	FeO	CaO	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	Mn
Руда железомарганцевая	22,3	14,7	11,7	11,3	0,73	1,66	24,2
Окалина	65,0	66,0	0,6	1,8	1,0	0,4	0,04
Сварочные окатыши	61,5	21,2	1,78	4,46	2,75	2,56	0,14

Загрузку железомарганцевой руды осуществляли в каждую подачу в количестве от 0,1 до 0,8 %. Выгрузку порций железомарганцевой руды осуществляли по кольцевым зонам на радиусы от 6 до 4 (включительно) во избежание попадания руды в периферийную зону доменной печи.

Сущность подачи трудновосстановимых (восстанавливающихся при температурах более 900 °С) соединений заключается в том, что высвобождающийся кислород таких соединений (например, оксида железа (II), восстанавливающегося при высоких температурах непосредственно в горне) сжигает коксовый мусор, скапливающийся в горне, и улучшает его дренажную способность. Оксид марганца (II) является более прочным оксидом, чем оксид железа (II) и восстанавливается при температурах более 1030 °С (в присутствии железа). При этом требуемый гранулометрический состав железомарганцевой руды оказывает положительное влияние на газодинамический режим процесса плавки, повышает ровность хода процесса доменной плавки.

С целью определения влияния железомарганцевой руды на показатели процесса доменной плавки были обработаны представительные массивы производственных данных работы доменной печи полезным объемом 2000 м³ по обычной (базовый период) и опытной (расчетный период) технологии. Основные технико-экономические показатели работы доменной печи в исследуемые периоды приведены в таблице 3. Поскольку в опытном периоде изменился ряд показателей, оказывающих непосредственное влияние на производительность и расход кокса, показатели работы доменной печи в опытном периоде привели (по расходу природного газа, концентрации кислорода, со-

держанию железа и т.п.) к условиям базового, результаты приведения сведены в таблицу 4.

Из анализа данных таблиц 3,4 следует, что в период использования железомарганцевой руды фактическая производительность печи уменьшилась на 187,8 т/сут. (4,0 %). Такое значительное снижение производства чугуна в опытном периоде обусловлено, прежде всего, дальнейшим ухудшением показателей механической прочности кокса и содержанием в нём золы.

Результаты приведения к сопоставимым условиям свидетельствуют, что снижение производительности доменной печи за счет ухудшения качества кокса составило: $(12,07+118,85+220,99) = 351,91$ т чугуна (7,5 %). Уменьшение производительности доменной печи произошло вследствие значительного ухудшения качества кокса, снижения содержания железа в шихте, параметров комбинированного дутья «природный газ-кислород», расхода дутья и степени обогащения дутья кислородом (см. таблицу 3). Расчетная приведенная производительность выше производительности в базовом периоде на 405 т или 8,7 % и составила 4860 т/сут.

Таблица 3 - Основные технико-экономические показатели работы доменной печи № 2 в исследуемые периоды

Показатели	Ед. изм.	Базовый	Опытный
Длительность периода	сут.	16	25
Доля железомарганцевой руды	%	-	0,42
то же	кг/т	-	7,2
Кокс: содержание золы	%	11,4	11,6
М40	%	72,0	70,4
М10	%	9,9	11,6
Производство чугуна: фактическое	т/сут	4642,7	4454,9
скорректированное	- " -		4860,0
Удельная производительность	т/(м ³ ·сут)	2,3213	2,2275
Рудная нагрузка	т/т	3,858	3,731
Интенсивность по: руде	т/(м ³ ·сут)	3,9091	3,7831
коксу	- " -	1,0133	1,0138

Продолжение таблицы 3

Содержание железа в шихте	%	57,20	56,69
Расход кокса: фактический	кг/т	436,52	455,15
скорректированный	- " -		424,0
Расход дутья	нм ³ /мин	3219	3139
Температура горячего дутья	°С	1181	1170,0
Влажность дутья	г/нм ³	11,5	12,8
Содержание кислорода в дутье	%	27,5	26,8
Расход кислорода	м ³ /т	121,4	98,6
Расход природного газа	- " -	83,10	72,83
Температура колошниково- го газа	°С	130	146
Общий перепад давлений	МПа	1,63	1,48
Степень использования СО	%	46,52	47,24
Вынос колошниковой пыли	кг/т	10,5	10,2
Содержание в чугунах: кремния	%	0,50	0,53
серы	- " -	0,020	0,020
марганца	- " -	0,40	0,58
Содержание в шлаке: магнелии	%	8,76	9,51
глинозема	- " -	12,91	13,86
Текущие простои к ном. времени	%	1,56	0,71
Снижения давления дутья	раз	0	3
в т. ч. по коксу	- " -	0	0
Окалина	кг/т	3,3	4,4
Сварочная смесь	кг/т	15,4	14,4

Диаграммы газораспределения в опытном периоде характеризовались уменьшением степени подгрузки периферийной зоны (содержание диоксида углерода уменьшалось на величину от 0,6 до 1,1 %) и осевой зоны (содержание диоксида углерода уменьшалось на величину от 0,2 до 1,3 %) при некотором снижении содержания диоксида углерода в промежуточной зоне на величину от 0,2 до 1,0 %. За счет рациональной организации распределения шихты и газового потока, степень использования оксида углерода (II) увеличилась с 46,52 до 47,24 % или на 0,72 % (абс) (рисунок 1). Вынос колошниковой пыли уменьшился на 0,3 кг/т чугуна, что свидетельствует о более эффективном использовании железомарганцевой руды в сравнении с окалинной.

Таблица 4 – Расчет изменения расхода кокса и производительности за счет изменения технологических факторов (приведение к одинаковым условиям плавки)

Показатели плавки	Ед. изм.	Периоды		Изменение	Производство		Кокс	
		2006 г.	2007 г.		%	т	%	кг
Длительность периода	сут.	362,13	208,52	-153,61				
Производительность	т/сут	4642,7	4454,9	-187,8	-4,05			
Расход кокса	кг/т	436,52	455,15	18,63			4,27	
Сод-ие железа в шихте	%	57,2	56,7	-0,5	0,85	39,46	-0,50	-2,18
Сод-ие в коксе золы	- " -	11,4	11,6	0,2	0,26	12,07	-0,26	-1,13
Прочность кокса по М40	- " -	72	70,4	-1,6	2,56	118,85	-2,08	-9,08
Прочность кокса по М10	- " -	9,9	11,6	1,7	4,76	220,99	-4,76	-20,78
Температура дутья	оС	1181	1176	-5	0,11	5,11	-0,11	-0,48
Сод-ие кислорода	%	27,5	26,8	-0,7	1,47	68,25	0,21	0,92
Расход природного газа	м3/т	83,1	78,83	-4,27				-3,42
Степень использования	%	46,52	47,24	0,72			0,72	3,14
Текущие простои	%	1,56	0,71	-0,85	-1,28	-59,19	0,43	1,86
Приведенное производство	т/сут	4642,7	4860		8,73	405,54	%	кг/т

Фактический удельный расход кокса в опытном периоде увеличился с 436,52 до 455,15 кг или на 18,63 кг/т чугуна (4,2 %). Такое значительное повышение расхода кокса обусловлено, в первую очередь, ухудшением качества кокса (перерасход 31 кг/т чугуна), сокращением расхода природного газа (3,42 кг/т) и снижением содержания железа в шихте (2,18 кг/т чугуна). Расчетный приведенный (по расходу природного газа, содержанию железа в шихте, температуре горячего дутья и т.п.) к сопоставимым условиям расход кокса ниже уровня базового периода на 12,52 кг/т (2,9 %).

Шлаковый режим процесса доменной плавки в исследуемые периоды был достаточно сложным вследствие колебаний химического состава агломерата и шлака. По химическому составу, а именно по содержанию магнезии и глинозема (9-13 %), конечные шлаки опытного периода являлись весьма устойчивыми и обеспечивали высокую интенсивность процесса плавки при достаточном нагреве, окончательно формировали чугун, стабилизировали тепловое состояние и очищали горн от графита и коксового мусора. Снижение теплового состояния печи (из-за непостоянного качества кокса) приводило к соответствующим колебаниям химического состава и свойств продуктов плавки, уменьшению интенсивности плавки.

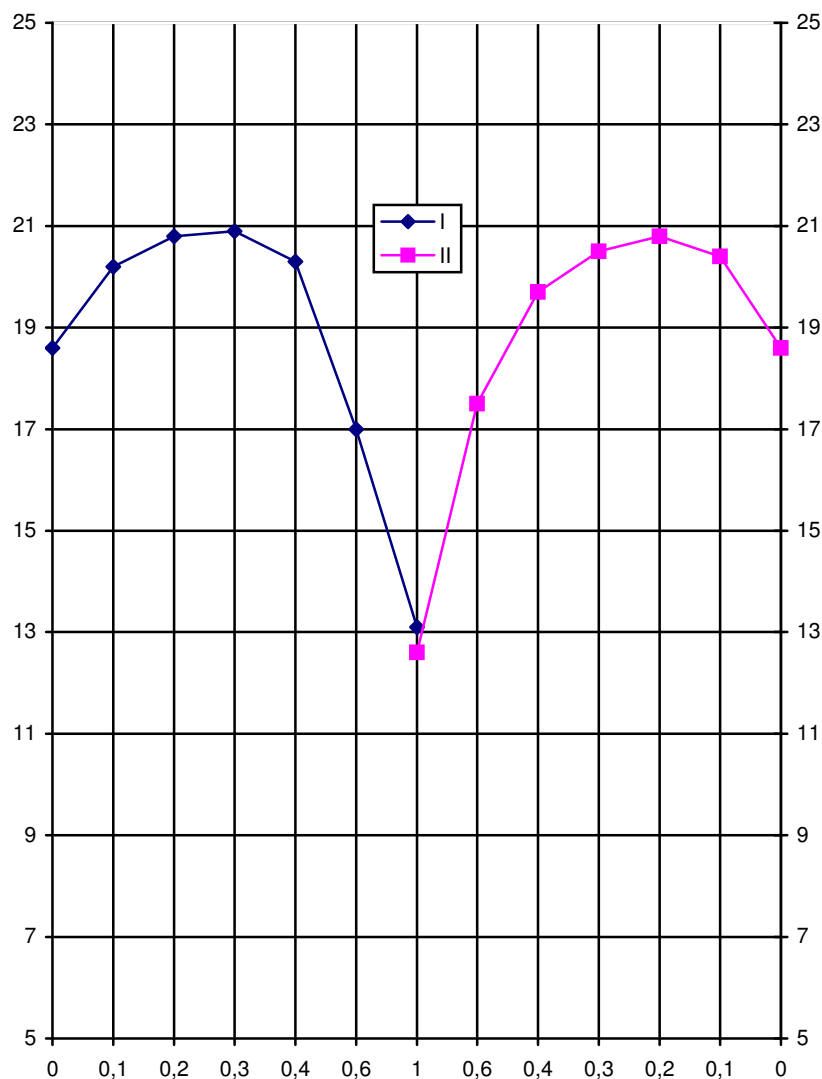


Рисунок 1 – Диаграмма газораспределения I – базовый период, II – опытный период

Повышенное содержание шлакообразующих соединений в железомарганцевой руде способствовало некоторому увеличению (на 2-4 кг/т чугуна) выхода шлака, что наряду с разжижающим действием оксида марганца (II) улучшало свойства шлака и условия обессеривания чугуна.

Дренажная способность коксовой насадки в базовом периоде поддерживалась загрузкой железомарганцевой руды, а также созданием рационального распределения шихты и газа по сечению доменной печи. Однако не всегда она была требуемой вследствие низкой механической прочности кокса, резких колебаний качества агломерата, нарушений равномерного распределения шихты. Расход кусковой

железомарганцевой руды в опытном периоде достигал 12-14 кг/т чугуна (среднее значение за период 7,2 кг или 0,42 % от общего расхода железорудной шихты).

При отработке технологии доменной плавки с использованием железомарганцевой руды ведение процесса плавки в опытном периоде осуществлялось с некоторым увеличением резерва тепла в горне (среднее содержание кремния в чугуне возросло с 0,50 до 0,53 %). Регулирование теплового состояния доменной печи производилось изменением параметров комбинированного дутья и расходов кокса в подачах загружаемой шихты. Теоретическая температура горения была выше уровня базового периода и поддерживалась на уровне 2160-2180 против 2140-2160 °С.

Работа горна доменной печи (в период подачи железомарганцевой руды) улучшилась, о чем свидетельствует улучшение режима отработки продуктов плавки, выравнивание веса чугуна и шлака, отбавываемого по чугунным леткам, и их химического состава, снижение нижнего перепада давления газа в печи с 0,11-0,09 до 0,10-0,085 МПа.

Несмотря на улучшение стабильности чугуна по содержанию кремния с 91,23 до 93,65 %, стабильность чугуна по содержанию серы до 0,020 и 0,028 %, в сравнении с базовым периодом, ухудшилась с 58,88 до 35,21 % и с 99,1 до 95,83 % соответственно. При снижении среднего содержания кремния в чугуне на 0,04 % (абс.) и модулей основности шлака на 0,02-0,03, среднее содержание серы в чугуне возросло с 0,020 до 0,021 %.

Стабильность выплавляемого чугуна по содержанию марганца (0,35-0,60 %) ухудшилась (с 98,5 до 56,2 %), за счет увеличения среднего содержания марганца в чугуне с 0,43 до 0,60 % или на 0,17 % (абс.). Стабильность чугуна по содержанию марганца 0,35-0,80 % составила 94,6 %. Ухудшение стабильности чугуна по содержанию марганца вызвано снижением среднего содержания марганца в основном компоненте доменной шихты – агломерате комбината на 0,03 % (абс.) и неравномерностью подачи железомарганцевой руды в доменную печь (рисунок 2). Из-за неравномерной подачи железомарганцевой руды её суточные расходы колебались в широких пределах от 6 до 50 т, что, наряду с колебаниями теплового состояния горна доменной печи, вызывало соответствующие колебания содержания марганца в чугуне.

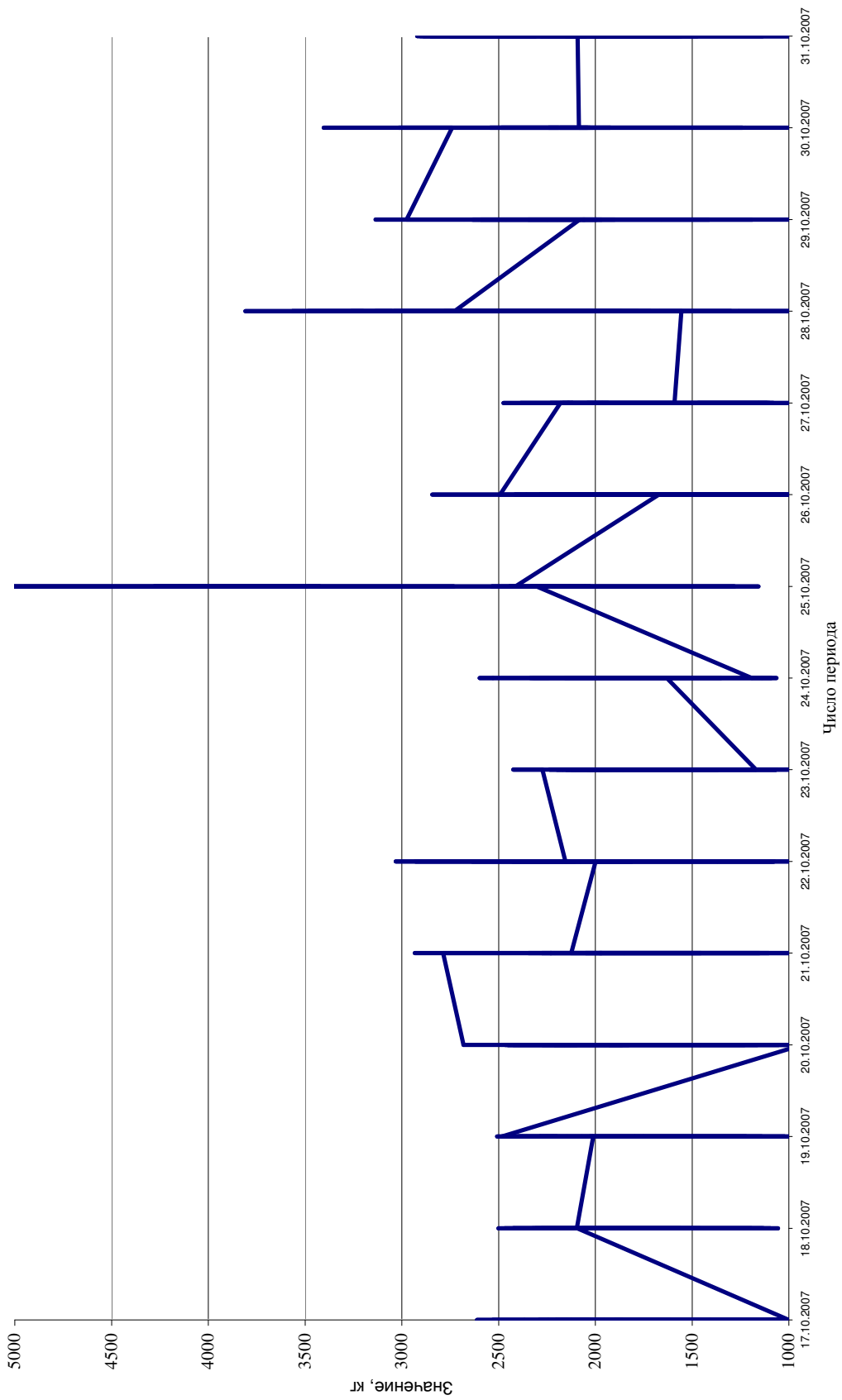


Рисунок 2 - Изменение расхода железомарганцевой руды в период промышленных исследований на доменной печи

Кроме этого, расчеты баланса марганца в периоды промышленных испытаний на доменной печи № 2 свидетельствуют об увеличении степени перехода марганца в чугун в опытном периоде, в сравнении с базовым периодом, с 62,3 до 65,6 %.

Следовательно, можно сделать вывод, что при уменьшении содержания марганца в агломерате на 0,04 %, сохранении расхода агломерата в доменную шихту неизменным, за счет ввода строго постоянного количества железомарганцевой руды в каждую подачу, можно добиться увеличения содержания марганца в чугуне (за счет лучшего усвоения марганца) и необходимой стабильности чугуна.

ВЫВОДЫ

1. Использование в шихте доменной печи полезным объёмом 2000 м³ железомарганцевой руды в количестве до 1,0 % от общей массы железорудной шихты способствовало достаточно эффективной промывке горна и сохранению ровного хода печи при крайне низкой механической прочности кокса.

2. Загрузка железомарганцевой руды указанного количества способствовала некоторому увеличению (на 2-4 кг/т чугуна) выхода шлака, что наряду с разжижающим действием оксида марганца (II) улучшало свойства шлака и условия обессеривания чугуна.

3. Расчетная приведенная производительность доменной печи увеличилась на 8,7 % при снижении приведенного удельного расхода кокса на 2,9 %.

4. Вынос колошниковой пыли уменьшился на 0,3 кг/т чугуна, что свидетельствует о более эффективном использовании железомарганцевой руды, в сравнении с окалиной.

5. Стабильность чугуна по содержанию марганца ухудшена из-за снижения среднего содержания марганца в агломерате и неравномерности подачи железомарганцевой руды в доменную печь.

УДК 669.162.288.662.749.2

А.И. Швачка, И.О. Осташко*, В.Г. Зайцев*, А.В. Бородулин*

«Украинский государственный химико-технологический университет», г. Днепропетровск

*Институт черной металлургии Национальной Академии наук Украины, г. Днепропетровск

К ВОПРОСУ ДИАГНОСТИКИ ПОМПАЖА В ТУРБОКОМПРЕССОРАХ СИСТЕМЫ ПОДАЧИ ДУТЬЯ В ДОМЕННУЮ ПЕЧЬ

Диагностику помпажа турбокомпрессоров подачи дутья в доменную печь предложено выполнять на основании газодинамической модели в системе «компрессор - доменная печь». Анализ полученных результатов осуществлен методами теории фазового пространства.

Diagnostics of pompage turbo-compressors of serve of blowing in a blast-furnace stove it is suggested to execute on the basis of model in the system a «compressor - blast-furnace stove». The analysis of the got results is carried out the methods of theory of phase space.

Характеристика объекта и постановка задачи исследования

Для обеспечения высокой производительности доменной печи необходимо подавать в достаточном количестве дутье. В настоящее время условия производства характеризуются повышенным давлением газа в рабочем пространстве, подготовкой шихты, добавлением к дутью кислорода и углеводородсодержащих компонентов. С учетом указанных выше особенностей, применяются специальные высокопроизводительные машины для подачи дутья- турбовоздуходувки с паротурбинным приводом.

Надежность и эффективность доменной плавки напрямую зависит от надежности и эффективности турбокомпрессорных агрегатов подачи дутья. Характерной особенностью центробежных компрессоров является наличие зоны неустойчивой работы при низкой производительности и предельном для данного числа оборотов ротора давлении воздуха. Это зона помпажа - явления, при котором происходит обратный сброс дутья в атмосферу через воздуходувку под действием его собственного давления [1]. Помпаж сопровождается резкими ко-

лебаниями количества и давления дутья, недопустимыми для домны, паровой турбины и самой воздуходувки.

В интенсивно работающих доменных печах даже незначительное отклонение в системе подачи дутья приводит к большим экономическим потерям, а сложность его и множественность информации не позволяет оператору принимать своевременные и оптимальные решения. В связи с этим задача повышения эффективности управления подачей дутья, в частности разработка эффективных алгоритмов прогнозирования помпажных явлений в компрессорах, очень актуальна.

Математический аппарат исследования

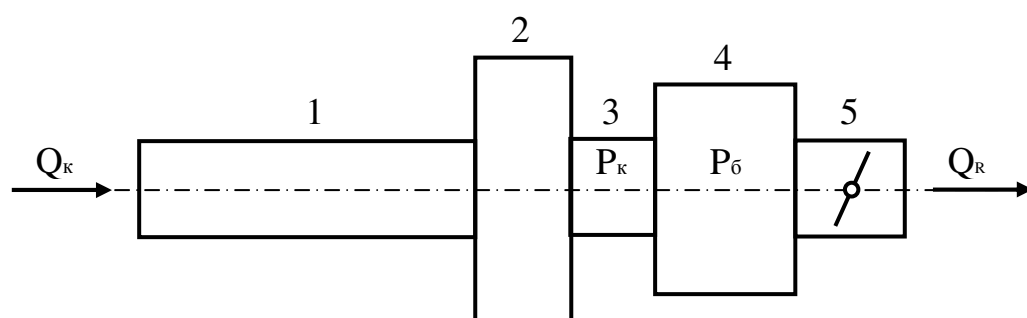
Для исследования помпажных явлений принята модель [2] в системе «компрессор-сеть» (рисунок 1) со следующими допущениями:

1. Распределенная система, образованная турбокомпрессором, трубопроводом и дросселем, заменена системой с одной степенью свободы;
2. Характеристика воздуха во всасывающем трубопроводе пренебрежительно мало отличается от характеристики воздуха в
3. Скоростью потока во всасывающем трубопроводе пренебрегают.

Сеть характеризует сопротивление со стороны доменной печи. Свойства компрессора описываются характеристикой:

$$p_k = F(Q_k), \quad (1)$$

Выражение (1) связывает избыточное давление p_k в напорном трубопроводе непосредственно за компрессором с объемным расходом воздуха Q_k в том же сечении. Характеристики компрессора показаны на рисунке 2а.



1 - всасывающий трубопровод; 2 - воздуходувка; 3 - нагнетающий трубопровод; 4 - воздушный объем; 5 - дроссель

Рисунок 1- Пневматическая система «компрессор – сеть»

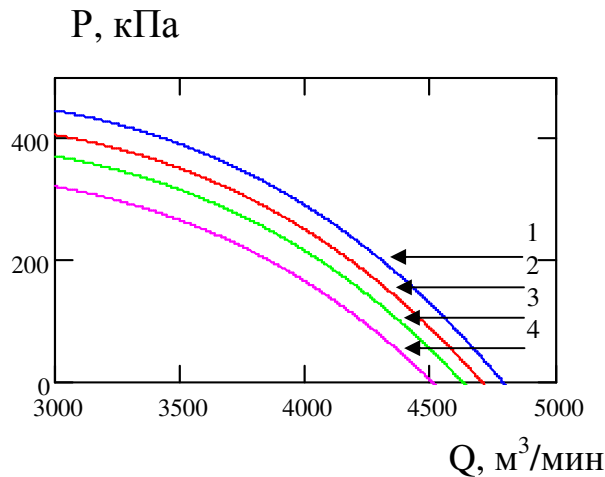


Рисунок 2а – Характеристики компрессора К5500-42-1, об./мин: 1– 3000; 2– 2900; 3– 2800; 4– 2700.

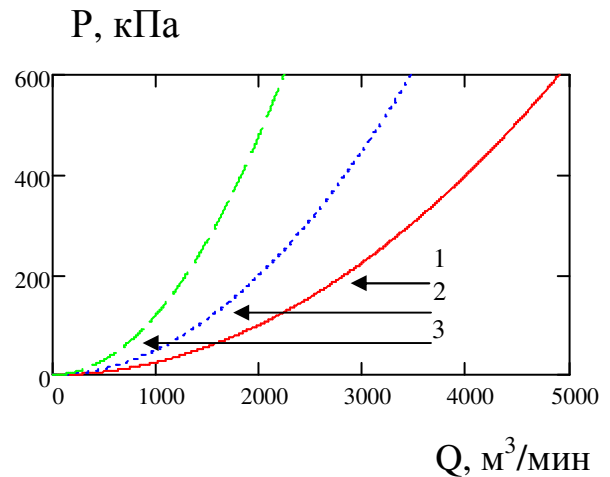


Рисунок 2б – Характеристики сети: 1– номинальная; 2– повышенное сопротивление; 3– зависание шихты.

Состояние доменной печи характеризуется (рисунок 2б, дроссель):
 $p_б = p_{ба} - p_0 = \varphi(Q_R)$, (2)

где $p_б$ - избыточное давление перед дросселем (кПа); $p_{ба}$ - абсолютное давление перед дросселем (кПа); p_0 - внешнее давление (кПа); Q_R - объемный расход воздуха через дроссель ($м^3/мин$).

Анализ устойчивости компрессора в области самовозбуждения

Рассмотрим поведение системы «компрессор- сеть» и характер самовозбуждения в ней при изменении ее параметров. Для этого построим плоскость параметров k и dF/dQ системы, получаемой [2, стр. 24, (1.15)]:

$$k = 1 / \left(\frac{d\varphi}{dQ} \right), \quad (3)$$

где k - коэффициент активного сопротивления; dF/dQ - характеристика компрессора (производная по расходу от напорной характеристики); $1/(d\varphi/dQ)$ - обратная величина производной от расходной характеристики.

Характеристическое уравнение такой линеаризованной системы:

$$v^2 + \left(\frac{1}{kCa} - \frac{F'}{La} \right) v + \frac{1}{CaLa} \left(1 - \frac{F'}{k} \right) = 0, \quad (4)$$

где La - акустическая масса ($кг/м^4$), отражает инерционные свойства системы; Ca - акустическая гибкость ($(м^4 \cdot с^2)/кг$), диссипативные свойства.

$$F' = \left(\frac{d}{dQk} F \right)_{Qk=Qk'} \quad (5)$$

Корни характеристического уравнения (4):

$$v_{1,2} = -\frac{1}{2} \left(\frac{1}{kCa} - \frac{F'}{La} \right) \pm \sqrt{\frac{1}{4} \left(\frac{1}{kCa} - \frac{F'}{La} \right)^2 - \frac{1}{CaLa} \left(1 - \frac{F'}{k} \right)} \quad (6)$$

Условие существования комплексных корней имеет вид:

$$\left(La - kCaF' \right)^2 - 4CaLa \left(k^2 - k \cdot F \right) < 0 \quad (7)$$

Границе области комплексных корней соответствуют два уравнения:

$$La + kCaF' + 2k \cdot \sqrt{CaLa} = 0, \quad La + kCaF' - 2k \cdot \sqrt{CaLa} = 0 \quad (8)$$

Каждое уравнение определяет гиперболу, отнесенную к асимптотам:

$$F' = 2 \cdot \sqrt{\frac{La}{Ca}}, \quad F' = -2 \cdot \sqrt{\frac{La}{Ca}} \quad (9)$$

Пространство между ними определяет собой область распространения комплексных корней. Область устойчивости при небольших колебаниях соответствует положительному коэффициенту при первой производной:

$$F' - \frac{La}{kCa} < 0 \quad (12)$$

Границей области динамической устойчивости является гиперболы:

$$F' = \frac{La}{Ca} \cdot \frac{1}{k}, \quad (13)$$

имеющая асимптотами оси F' и k .

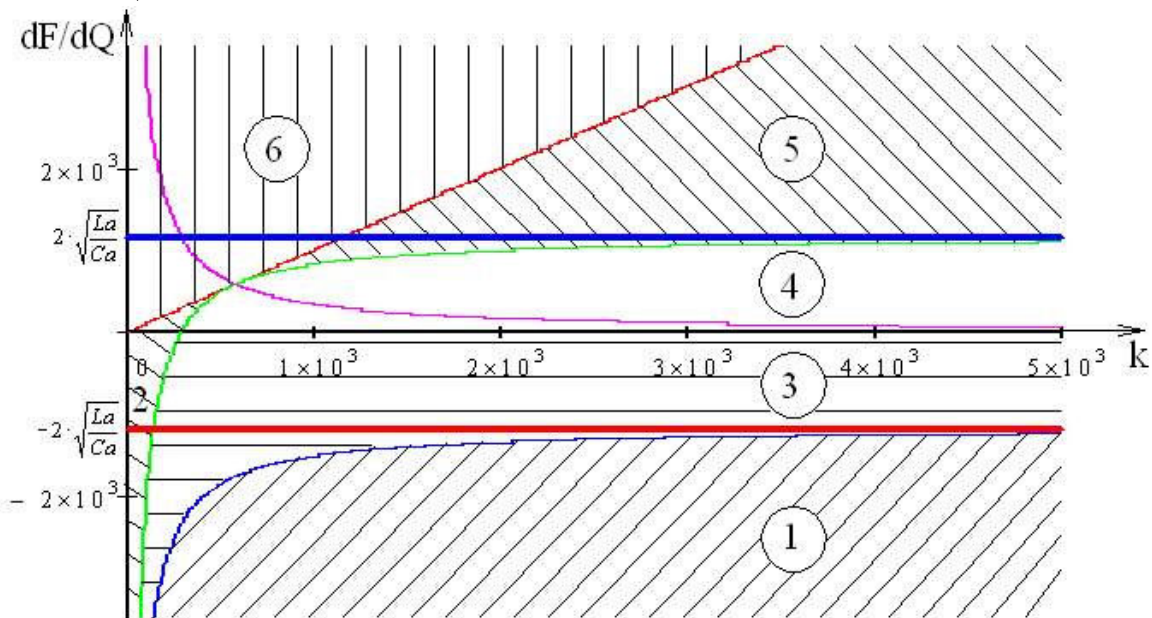


Рисунок 3- Поведение колебательной системы в области самовозбуждения: 1- апериодический устойчивый режим, 2- устойчивые узлы, 3- устойчивые фокусы, 4- неустойчивые фокусы, 5- неустойчивые узлы, 6- «седла»

Из условия динамической устойчивости в области самовозбуждения (рисунок 3) следует, что в областях распространения узлов и фокусов, расположенных ниже этой гиперболы, режим будет устойчивым и в этой области невозможно самовозбуждение. Области распространения фокусов и узлов, расположенные выше гиперболы, будут соответствовать самовозбуждению помпажных колебаний. Область статической устойчивости соответствует положительному свободному члену характеристического уравнения, т.е. определяется условием $k > F'$. Граница области статической устойчивости определяется условием $F' = k$, представляющим собой уравнение прямой. Эта прямая касается гиперболы в точке:

$$k = F' = \sqrt{\frac{La}{Ca}} \quad (14)$$

Над прямой расположена область распространения седел. Она соответствует статически неустойчивым точкам системы.

Исследование работы компрессора при изменении нагрузки

Математическое описание модели системы «компрессор – сеть» предложенной в работе [2] имеет следующий вид:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{\partial Q}{\partial t} = (F(Q) - P) \cdot \frac{1}{La} \\ \frac{\partial P}{\partial t} = (Q - \psi(P)) \cdot \frac{1}{Ca} \end{array} \right\}, \quad (15)$$

где $F(Q)$ – характеристика компрессора; $\psi(P)$ – характеристика сети обратная.

Для моделирования взята характеристика компрессора при частоте вращения ротора турбины 3000 об./мин. Характеристика сети меняется, что связано с изменением сопротивления со стороны печи.

Рабочий режим турбокомпрессора определяется путем совмещения ее характеристики с характеристикой сети (рисунок 4) и нанесением на нее фазового портрета. Для варианта 1 (рисунок 5а) система устойчива, поскольку под воздействием кратковременного возмущения характеристическая точка (особая точка- устойчивый фокус) вернется к стационарному состоянию (пересечение газодинамических характеристик). Скорость приведения параметра к заданию на рисунке 5-1(б) определяется зависимостью давления во времени. Варианты 5-2, 5-3 соответствуют росту газопроницаемости шихты в доменной печи (растет сопротивление сети). Переходной процесс в системе изменяется от апериодического (рисунок 5-1(б)) до колебательного (рисунок 5-3(б)). Время регулирования растет, амплитуда колебаний па-

дает. Происходит попеременное падение и нарастание давления и расхода. При достаточно больших начальных толчках в системе установится помпаж, т.е. колебания с постоянной амплитудой и частотой.

Изменения газодинамических характеристик вносят коррективы в ход решения задачи и, соответственно, определяют положение рабочей точки в пространстве области устойчивости.

Р, кПа

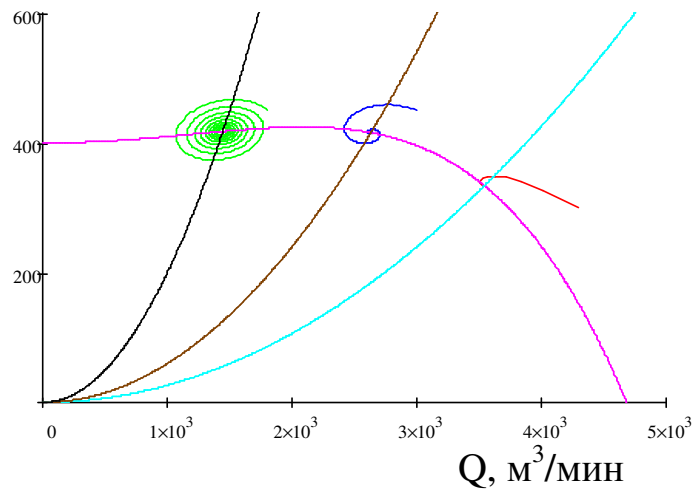
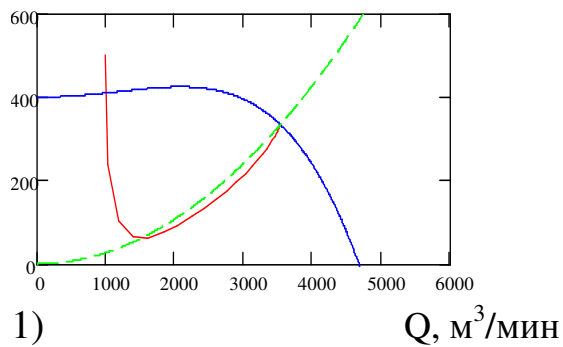
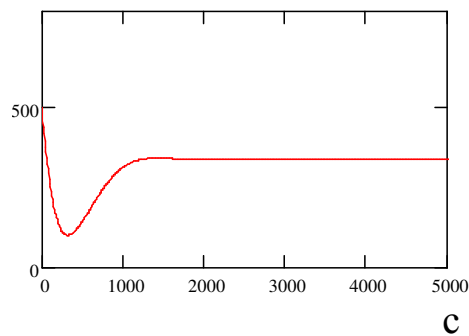


Рисунок 4- Положение рабочей точки при изменении возмущения на печи

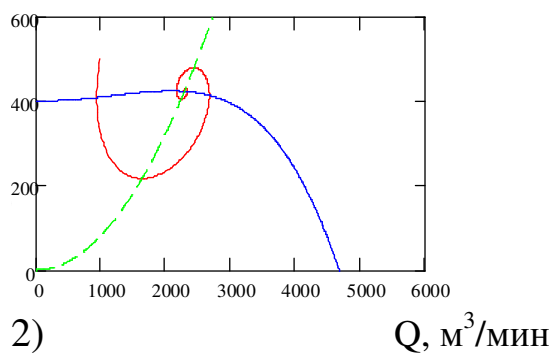
Р, кПа



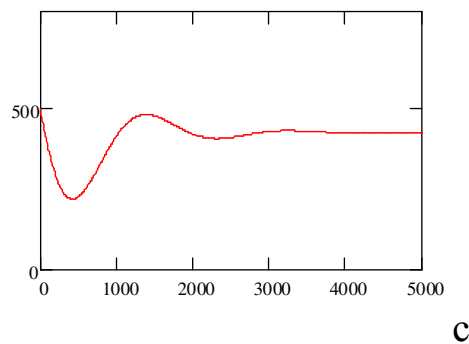
Р, кПа



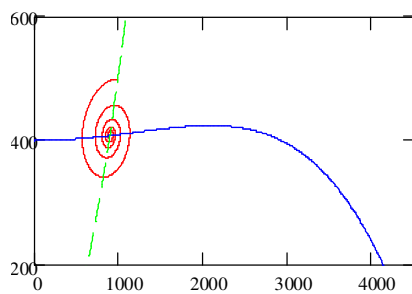
Р, кПа



Р, кПа

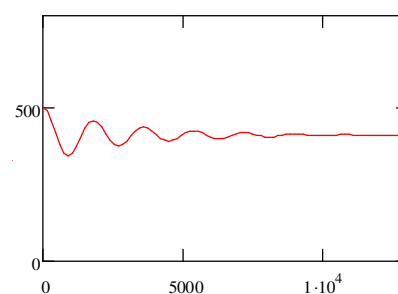


Р, кПа



3) Q, м³/мин

Р, кПа



с

Рисунок 5а - Фазовый портрет

Рисунок 5б - Колебания давления

Характеристики системы «компрессор-сеть» при изменении нагрузки

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

При моделировании были получены результаты позволяющие, делать качественные и количественные выводы об устойчивости работы системы «компрессор- сеть» в данный момент и в перспективе, что важно при автоматизации нагнетания дутья в доменную печь:

1) Характеристическое уравнения исследуемой системы дает полное представление о границе устойчивости в области самовозбуждения.

2) Положению точки пересечения характеристик системы «компрессор-сеть» определяет стабильность подачи дутья в доменную печь.

3) При регулировании подачи дутья можно искусственно изменять характеристику сети с помощью добавочного сопротивления, прикрывая задвижку или дроссельный клапан на нагнетательном трубопроводе [3].

4) Исследование направлено на разработку эффективных алгоритмов безопасной работы компрессоров без рециркуляции в непосредственной близости от границы помпажа.

5) Алгоритм управления фирмы «ССС» [4] позволил повысить эффективность управления (рост давления дутья на 0,3-0,4 атм) за счет приближения рабочей точки к линии помпажа до 0,1 атм.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кантарович Б.В. «Гидравлические и воздухоудувные машины». М., Metallurgizdat , 1950, 549с.
2. Казакевич В.В. Автоколебания (помпаж) в вентиляторах и компрессорах. М., Mashgiz, 1976, 262с.
3. Сайт www.dalenergomash.ru
4. Управление дутьевым режимом доменной печи с автоматической стабилизацией параметров дутья./ В.И. Романенко, А.Г. Швец, А.И. Швачка и др.// Черная металлургия: Бюллетень ОАО «Черметинформация», 2006. №2 (1274). с.28 – 33.

УДК 669.184.244.66.046

В.А. Дорошенко, Б.В. Дорошенко

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

ПЕТРОГРАФИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ КОНВЕРТЕРНЫХ ШЛАКОВ

На основе петрографического исследования конвертерных шлаков различных вариантов конвертирования установлены их минералогические разновидности, которые последовательно сменяют друг друга в ходе продувки

On a base petrography exploration of vessel slags of various variants of converting are fixed them mineralogy version, which consistently replace each other during a blowing through

Сталеплавильные процессы основаны на взаимодействии газовой, оксидной и металлической фаз. Физико-химические свойства жидких шлаков и металлов определяют скорость проникновения газов из атмосферы печи в металлическую ванну, а также рафинирующую способность шлаков.

Для объяснения шлакообразования, выявления минерального состава и структуры шлака на его температуру плавления и вязкость были проведены минералого-онтогенетические исследования шлаков, которые были отобраны из конвертера при различных вариантах технологического процесса. В кислородных цехах № 1 и № 2 ОАО «ЗСМК» проведены опытные плавки, которые разделены на три группы. Первая группа – с присадкой антрацита в завалку; вторая – с подачей агломерата в завалку; третья – с известковым торкретированием.

Макроскопическая характеристика проб шлака и их фазово-минералогический состав

Продолжительность продувки проведенных плавки составила от 19 мин. 25с до 24-00 мин. В соответствии с этим происходило изменение минералогического состава шлаков.

С целью определения изменений, происходящих в шлаках, отобранных при повалках конвертера и через сталевыпускное отверстие, наряду с химическим его анализом был применен метод оценки вида шлаковой пробы и петрографический ее анализ, который выполнялся по методикам,

приведенным в работах [1,2]

Шлаки первых двух групп опытных плавков были отобраны на повалках конвертера, а третьи - через сталевыпускное отверстие. Их фазово-минералогический состав приведен в таблицах 1-3.

Первые шлаки, отобранные через 6 мин. 05 с - 13 мин. 40 с, характеризуются пористостью. Размер пор колеблется от $3 \cdot 10^{-3}$ до $5 \cdot 10^{-3}$ м. Шлак гетерогенен и неоднороден. Это обусловлено наличием неусвоенной извести в силикатной оболочке с размером зерен $15 \cdot 10^{-6} \div 3 \cdot 10^{-3}$ м, корольков металла и периклаза. Шлак имеет вид сгустков, границей раздела которых был силикатный расплав. Неоднородность шлака выражена в неравномерной кристаллизации минералов, которая и проявилась в виде сгустков.

Как показал петрографический анализ, шлаки, отобранные после первой повалки конвертера, не все содержат монтичеллит (таблицы 1-2). По-видимому, на плавках, где он отсутствует, произошло его превращение и шлаки стали не монтичеллитовые, а ларнитовые (таблицы 1-2). Это подтвердило наличие RO - фазы в больших концентрациях в шлаке без монтичеллита (таблицы 1-2).

Структура шлака в большинстве случаев полукристаллическая, стеклообразная. Пористость шлака обусловлена его вспениваемостью. Особо следует выделить первичные шлаки с известковым торкретированием (таблица 3). Во-первых, они содержали железистый, марганцовистый монтичеллит. Во-вторых, содержали много ларнита. Одна только плавка его не имела, но присутствовал монтичеллит в количестве 60% (таблица 3).

Рассмотрим шлаки, отобранные после второй повалки конвертера и через сталевыпускное отверстие. Интервал времени по всем плавкам составил 12 мин, 56 с \div 18 мин. 45 с.

Следует отметить, что шлаки были все пористые, поры сдвоенные, рассеяны по шлаку. Их размер $(1-5) \cdot 10^{-3}$ м. Много пор размером менее $1 \cdot 10^{-3}$ м. Шлаки неоднородны и гетерогениы, так как содержат много неусвоенной извести с размером зерен $(0,58 \div 1,28) \cdot 10^{-3}$, $(3 \div 24) \cdot 10^{-5}$ и $48 \cdot 10^{-5}$ м. В шлаке также присутствовал периклаз с размером зерен $8 \cdot 10^{-5} \div 64 \cdot 10^{-5}$ м. Кроме этого в шлаке было много корольков. Текстура шлаков - слоистая, а структура полустекловатая. На плавках с агломератом отмечена хорошая смачиваемость, с известковым торкретированием - большое количество извести, В целом шлаки по структуре состояли как бы из двух шлаков - ферритного и силикатного. Фазово-минералогический состав рассматриваемых шлаков (вторая повалка),

Одной из задач процесса шлакообразования является, возможно, быстрое превращение монтичеллитовых шлаков в алито-ларнитовые с большим

Таблица 1- Минералогический состав конвертерных шлаков опытных плавов

№ плавки и шлака	Время продувки, мин.-с.	Содержание минеральных фаз, %													
		Марганцево-железистый монтцеллит, m(Ca, Mg, Mn, Fe)·2SiO ₂	Ларнит, β-2CaO·SiO ₂	Шпинель (магнетит) FeO·Fe ₂ O ₃	Витлокит 3CaO·P ₂ O ₅	Герцинит FeO·Al ₂ O ₃	Неувольненная известь CaO	Железистое стекло 2FeO·SiO ₂	Алиит 3CaO·SiO ₂	Феррит кальция 2CaO·Fe ₂ O ₃	RO – фаза (Fe, Mn, Mg) O	Браунлит 4CaO·Al ₂ O ₃ ·SiO ₂	Периклаз MgO	Мервинит 3CaO·MgO·2SiO ₂	Волластонит β-CaO·SiO ₂
391149-1	6-05	51,0	2,9	9,4	8,0	4,0	23,4	1,0	-	-	-	-	-	-	-
-2	14-16	-	32,0	-	8,1	-	-16,3	4,0	5,0	8,7	16,6	7,0	2,0	-	-
-3	20-48	-	24,6	-	6,7	-	15,0	3,0	4,9	6,0	19,0	9,7	1,5	9,4	-
391221-1	6-37	-	48,0	-	8,95	5,9	2,2	1,0	1,0	11,0	20,0	-	2,0	-	0,1
-2	14-15	5,5	40,0	-	8,5	4,0	10,0	-	5,0	11,0	15,0	-	1,0	-	-
-3	23-01	-	29	-	7,26	9,0	15,0	-	5,0	8,0	15,68	-	1,0	10,0	-

Примечание: Плавка 391149 проведена без присадки антрацита,

Плавка 391221 проведена с присадкой антрацита по ходу продувки.

Таблица 2 - Минералогический состав конвертерных шлаков опытных плавов с присадкой агломерата в начале продувки

№ плавки и шлака	Время продувки, мин. с.	Содержание минеральных фаз, %																
		Марганцевистый железистый монтмориленит, m(Ca, Mg, Mn, Fe) ₂ SiO ₂	Ларунит, β-2CaO·SiO ₂	Брунеллит, 4CaO·Al ₂ O ₃ ·Fe ₂ O ₃	Мервинит, 3CaO·MgO·2SiO ₂	Алит, 3CaO·SiO ₂	Мелилит, 2CaO·Al ₂ O ₃ ·SiO ₂	Феррит кальция, 2CaO·Fe ₂ O ₃	Витлоцит, 3CaO·P ₂ O ₅	Неусвоенная известь, CaO	Периклаз, MgO	Магнетит (шпинель), FeO·Fe ₂ O ₃	Герцинит, FeO·Al ₂ O ₃	Феррит кальция, 2CaO·Fe ₂ O ₃	Силикатный расплав	RO – фаза (Fe, Mn, Mg) O	Мелилит, 2CaO·FeO·2SiO ₂	Железистое стекло, 2FeO·SiO ₂
486461-1	7-50	41,24	5,18	-	12,13	1,52	2,39	3,99	3,00	12,47	2,00	4,33	4,43	1,24	3,00			
-2	12-56	-	29,00	12,00	-	11,4	-	9,21	7,62	13,00	1,00	-	-	-	-	16,77		
-3	16-05	-	13,05	7,11	-	19,00	-	15,13	5,57	14,00	1,00	-	-	-	-	23,20		
486756-1	13-40	-	46,40	-	-	3,04	-	5,99	7,66	3,80	2,00	6,60	3,07	-	0,85	15,4	5,19	
-2	18-45	-	31,59	11,02	-	5,01	-	13,30	7,64	10,70	1,00	-	-	-	1,00	13,75	-	4,99
-3	19-25	-	11,60	4,79	18,99	3,08	-	17,42	7,08	12,70	1,00	-	1,73	1,51	-	14,66	-	4,99

Таблица 3 - Минералогический состав конвертерных шлаков опытных плавок с известковым торкретированием

№ плавки и пробы шлака	Время продувки, мин.	Содержание минеральных фаз, %																		
		Марганцевистый железистый монтцеллит, m(Ca, Mg, Mn, Fe) ₂ SiO ₂	Ларнит, β-2CaO·SiO ₂	Шпатель (магнетит) FeO·Fe ₂ O ₃	Виглокит 3CaO·P ₂ O ₅	Герцинит FeO·Al ₂ O ₃	Неусвоенная известь CaO	Железистое стекло феолиит 2FeO·SiO ₂	Алиит 3CaO·SiO ₂	Феррит кальция 2CaO·Fe ₂ O ₃	RO-фаза Fe, Mn, Mg)O	Браунлит 4CaO·Al ₂ O ₃ ·SiO ₂	Магнезиоферрит MgO·Fe ₂ O ₃	Периклаз MgO	Мервинит 3CaO·MgO·2SiO ₂	Меллит 2CaO·FeO·2SiO ₂	Мелилит 2CaO·Al ₂ O ₃ ·SiO ₂	Силикатный расплав	Шпатель (MnO·FeO)·Fe ₂ O ₃	Терроит 2MnO·SiO ₂
501982-1	11-00	15,56	30,18	-	8,48	2,80	-	-	-	6,59	-	-	-	-	-	-	-	6,21	-	4,45
2	17-00	13,00	26,00	-	8,01	3,00	1,00	-	8,54	8,10	-	-	1,00	ед	-	-	-	7,85	17,39	5,69
3	20-00	-	34,27	-	9,84	-	-	-	11,34	11,08	-	-	2,00	-	-	-	-	4,30	10,4	7,89
4	22-00	22,00	17,69	13,00	9,46	-	-	-	-	10,00	-	-	1,00	9,20	-	-	6,88	-	-	5,70
5	24-00	-	28,60	0,90	5,00	-	-	-	-	24,25	-	-	2,95	-	-	-	5,13	-	-	3,17
501983-6	12-00	60,00	-	-	6,60	-	15,90	-	-	10,00	-	-	-	-	-	-	-	3,00	13,40	-
7	15-00	40,00	26,70	-	5,70	-	3,70	-	-	8,00	-	-	-	-	-	-	-	-	9,70	-
8	22, 5-00	-	41,60	RO·Fe ₂ O ₃ 12,63	6,16	-	5,00	11,30	2,00	8,70	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7,10
9	24-00	5,00	51,30	RO·Fe ₂ O ₃ 18,00	7,70	-	0,40	-	-	17,60	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
501984-10	9-00	10,00	30,40	RO·Fe ₂ O ₃ 16,90	9,00	-	-	4,25	5,00	14,96	-	-	1,00	-	-	-	-	5,00	-	-
11	14-00	-	20,00	20,00	4,60	-	13,10	5,00	8,20	20,10	3,62	-	-	-	-	-	-	-	-	-
12	20-00	7,80	14,20	-	5,72	-	15,40	4,20	10,00	15,40	-	-	-	-	-	-	-	-	16,00	-
13	22-00	-	25,00	-	6,50	-	3,76	5,00	22,00	19,14	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
14	24-00	-	15,40	-	4,00	-	10,10	5,00	32,80	26,18	-	-	4,00	1,00	2,85	-	-	-	-	-

количеством RO - фазы или алитовые. Отмеченное подтверждают данные петрографического анализа шлаков второй повалки. Практически все шлаки, кроме трех (таблицы 1-3), содержали ларнит, в небольших количествах алит и большое количество RO - фазы, Отмеченные отдельно три шлака содержали монтичеллит, особенно шлаки одной плавки - с известковым торкретированием (40%, таблица 3), что показывает о незавершенности процесса превращения монтичеллита и как следствие получение малоактивного шлака.

Теперь рассмотрим шлаки, отобранные в конце продувки, включая и шлаки додувок, Интервал времени повалок конвертера составил 20-00÷24-00 мин.

Несмотря на то, что шлаки отобраны в конце продувки, все они содержат поры, которые были как мелкие менее $1 \cdot 10^{-3}$ м, $(1 \div 3) \cdot 10^{-3}$ м так и крупные $7 \cdot 10^{-3}$ - $36 \cdot 10^{-4}$ м. Особенно крупные поры в шлаках плавков с известковым торкретированием. Все шлаки неуварены, гетерогенны, неоднородны. Причиной тому явилось присутствие неусвоенной извести в силикатной оболочке, корольков металла, периклаза, сгустков различных минералов, микрообъемов, некоторые шлаки имеют слоистое строение.

Фазово-минералогический состав шлаков конца продувки приведен в таблицах 1-3. Все шлаки конца продувки, за исключением трех шлаков плавков с известковым торкретированием, не содержали монтичеллит, а имели повышенное содержание ларнита, RO - фазы и неусвоенной извести. Это показывает завершенность процесса превращения монтичеллита. Повышенное количество двухкальцевого феррита явилось следствием разложения алита и взаимодействия RO - фазы с оксидом кальция. Увеличение RO - фазы к концу продувки явилось следствием образования алитовых и ларнито-алитовых шлаков, Повышенное количество ферритов кальция было также следствием додувки металла.

Таким образом, петрографический анализ проб шлаков позволил установить структуру шлаков, отобранных по ходу продувки. На основе результатов исследования установили, что шлаки пористы, гетерогенны, неоднородны, в своем превращении проходили структуры от монтичеллитового состава до ларнитового, алито-ларнитового или алитового.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Löscher W. Final Decarburization of Molten steel by stirring with Gas // Proceedings International Symposium Phys. Chem. Iron Steelmaking, Toronto. – 1982.-V.1.-P. 20 – 25.
2. Малышева Т.Я. Петрография железорудного агломерата. – М.: Наука, 1969. – 172 с.

УДК 621.746.5:669.02/.09

Е.В. Протопопов, С.В. Фейлер, В.П. Комшуков*, Л.А. Ганзер

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

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

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГИДРОДИНАМИКИ МЕТАЛЛА В ПРОМЕЖУТОЧНОМ КОВШЕ СЛЯБОВОЙ МНЛЗ

Разработана трёхмерная математическая модель, позволяющая выполнить численные расчеты гидродинамических процессов, протекающих в полости промежуточного ковша во время разлива жидкой стали на слябовых МНЛЗ.

The three-dimensional mathematical sample piece allowing to execute numerical accounts of hydrodynamical processes, proceeding in a cavity of a tundish ladle in a casting time of a melted steel on caster of slabs is developed.

Непрерывная разливка стали является наиболее эффективной ресурсо- и энергосберегающей технологией завершающего этапа сталеплавильного производства. Одной из основных задач непрерывной разливки является повышение качества непрерывнолитой заготовки, что может быть достигнуто при расширении функциональных возможностей промежуточного ковша за счет рафинирования металла от неметаллических включений и регулирования температурного режима.

В настоящий момент промежуточный ковш рассматривается как универсальный агрегат для дополнительного рафинирования стали. Известен целый ряд технических решений, включающих подогрев и вакуумирование металла в промежуточном ковше, обработку расплава порошковыми проволоками, применение электромагнитной сепарации и т.д. Использование разработанных технологий в процессе непрерывной разливки требует серьезных затрат материальных ресурсов, поэтому наиболее технологичным направлением является совершенствование конструкции существующих промежуточных ковшей, в частности, их оснащение специальными рафинирующими устройствами (перегородки, пороги, турбостопы) для удаления неметалличе-

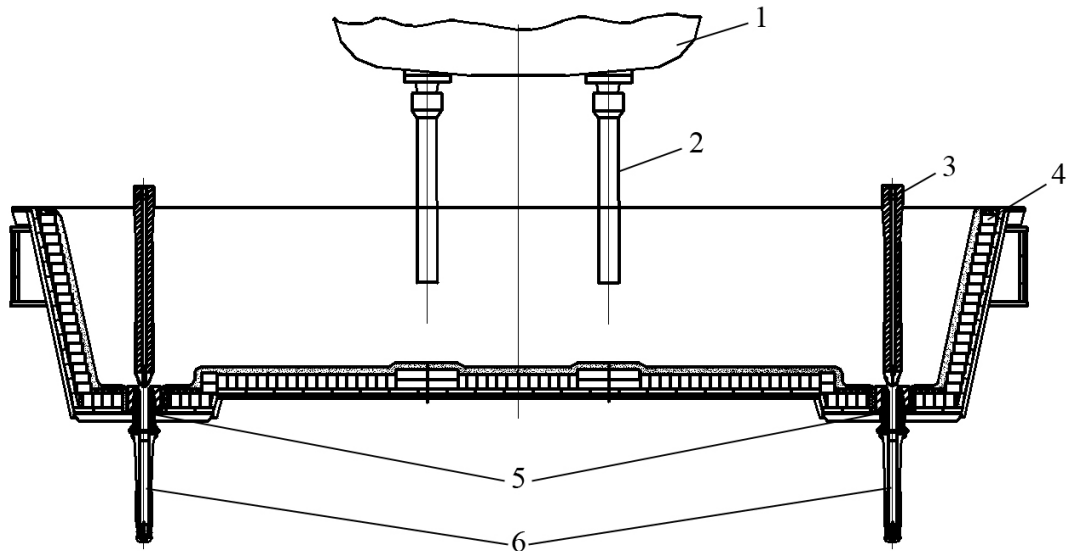
ских включений.

В данной работе на основе опыта эксплуатации слябовой МНЛЗ ОАО «ЗСМК» построена трёхмерная математическая модель, которая описывает гидродинамические процессы, протекающие в промежуточном ковше. Программная реализация этой модели может помочь при исследованиях физических процессов в промковше с целью оптимизации технологического процесса. Оптимизируемыми параметрами при этом будут:

- скорость истечения металла из промежуточного ковша;
- глубина погружения защитных труб сталеразливочного ковша;
- диаметр стакана-дозатора промковша;
- уровень металла в промежуточном ковше.

Математическая модель построена с использованием следующих допущений:

- в сравнении с эксплуатируемым (рисунок 1) в ККЦ №2 ОАО «ЗСМК» полагается более простая геометрическая форма промежуточного ковша (трёхуровневое дно заменено плоским, рисунок 2);
- расплав металла полагается несжимаемым, а следовательно его движение соленоидально;
- промежуточный ковш имеет две вертикальные плоскости симметрии;
- скорость расплава на выходе из промежуточного ковша зависит только от скорости на входе и от площади поперечного сечения входного и выходного отверстий (т.е. рассчитывается из условия сохранения постоянного количества расплава в промковше);
- внешние силовые воздействия на расплав отсутствуют (инжекция воздуха, электромагнитное поле или что-либо иное).
- модель учитывает турбулентный характер движения расплава с помощью двухпараметрической алгебраической модели.



1 – сталеразливочный ковш; 2 – защитная труба; 3 – стопор; 4 – промежуточный ковш; 5 – стакан-дозатор; 6 – погружной стакан
 Рисунок 1 – Конструкция промежуточного ковша 2-хручьевой слябовой МНЛЗ ОАО «ЗСМК»

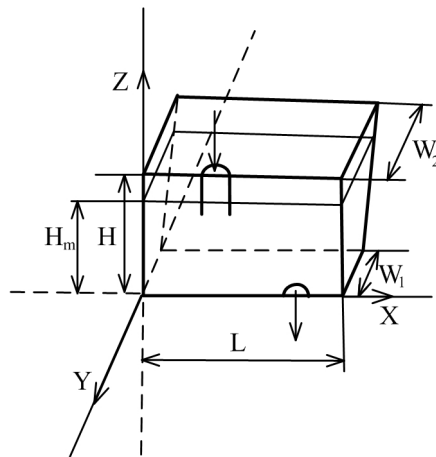


Рисунок 2 – Общий вид расчетной области.

Сделанные допущения позволяют описать динамику движения расплава следующей системой уравнений:

$$\frac{\partial \vec{v}}{\partial t} + (\vec{v} \vec{\nabla}) \vec{v} = -\vec{\nabla} p' + \nu' \Delta \vec{v}; \quad (1)$$

$$\vec{\nabla} \nu = 0, \quad (2)$$

где \vec{v} – скорость движения расплава;

$p' = \frac{p}{\rho}$ – давление, нормированное на плотность расплава;

ν' – эффективный коэффициент кинематической вязкости среды.

Система уравнений (1)-(2) дополняется граничными условиями для давления и скорости. На плоскостях симметрии, а также на по-

верхности защитного стакана стальной ковша и запорной арматуры промковша для перпендикулярной составляющей скорости выбирается условие не протекания:

$$v_{\perp} = 0,$$

а для параллельных составляющих условие свободного скольжения:

$$\vec{n} \cdot \vec{\nabla} v_{\parallel} = 0.$$

где \vec{n} – единичный вектор нормали к поверхности.

На входе в промковш, т.е. на плоскости поперечного сечения защитного стакана стальной ковша на уровне его заглубления и выше, скорость выбирается равной скорости входа v_{in} . На выходе из промковша, т.е. на плоскости выходного отверстия, скорость рассчитывается из условия соблюдения баланса жидкости внутри промковша, а именно:

$$v_{out} = \frac{S_{in}}{S_{out}} v_{in},$$

где v_{in} – скорость на входе в промковш;

S_{in} – площадь поперечного сечения защитного кожуха стальной ковша;

S_{out} – площадь поперечного сечения стакана-дозатора промковша.

В соответствии с методом расщепления по физическим факторам [4] будем отщеплять в уравнении (1) слагаемые, учитывающие влияние разных по своей физической сущности факторов. В результате получим следующую схему расщепления:

$$\text{I } \frac{\tilde{\vec{v}} - \vec{v}}{\tau} = -(\vec{v} \cdot \vec{\nabla})\vec{v} + \nu' \Delta \vec{v} \quad (4)$$

$$\text{II } \Delta p' = \vec{\nabla} \cdot \tilde{\vec{v}} / \tau, \quad (5)$$

$$\text{III } \frac{\vec{v}' - \tilde{\vec{v}}}{\tau} = -\vec{\nabla} p'. \quad (6)$$

Следует отметить, что уравнение (5) является ничем иным, как уравнением Пуассона. Оно получено в предположении точного выполнения уравнения (2).

Конкретизируя теперь момент времени, в который вычисляются правые части системы уравнений (4)-(6), получим следующую расчётную схему:

$$\text{I } \tilde{\vec{v}} = \vec{v}^n - \tau \left((\vec{v}^n \cdot \vec{\nabla}) \vec{v}^n - \nu' \Delta \vec{v}^n \right), \quad (7)$$

$$\text{II } \Delta p' = \vec{\nabla} \cdot \tilde{\vec{v}} / \tau, \quad (8)$$

$$\text{III } \vec{v}^{n+1} = \tilde{v} - \vec{\nabla} p'. \quad (9)$$

Данная расчетная схема является явной по времени и накладывает некоторые ограничения на выбор некоторых параметров.

На втором этапе мы должны решать уравнение для давления. Будем делать это методом итераций, заменив уравнение (8) на соответствующее ему эволюционное уравнение:

$$p^{n+1} = p^n + \omega(\Delta p^n - \vec{\nabla} \cdot \tilde{v} / \tau), \quad (10)$$

где ω – эволюционный параметр. ω выбирается из условия сходимости итерационного процесса (10).

Итерационный процесс останавливается после выполнения некоторого количества итераций.

Граничные условия для давления получаются проецированием уравнений третьего этапа схемы расщепления на нормаль к соответствующей поверхности.

Учёт турбулентного характера движения расплава проводился путём замены коэффициента кинематической вязкости среды его эффективным аналогом, который моделируется с помощью двухпараметрической модели турбулентности.

$$v' = v + \frac{\Delta}{\text{Re}_\Delta} v_\Delta, \quad (11)$$

где v – изотропная (молекулярная) составляющая вязкости;

Re_Δ – сеточное число Рейнольдса;

Δ – характерный размер ячейки;

v_Δ – скорость в пределах одной ячейки.

Запишем теперь наши уравнения (7)-(9) принимая во внимание (11) и тот факт, что в декартовой системе координат

$$\begin{aligned} \vec{v} &= u\vec{e}_x + v\vec{e}_y + w\vec{e}_z, \\ \vec{v} &= v^x\vec{e}_x + v^y\vec{e}_y + v^z\vec{e}_z, \\ \vec{\nabla} &= \frac{\partial}{\partial x}\vec{e}_x + \frac{\partial}{\partial y}\vec{e}_y + \frac{\partial}{\partial z}\vec{e}_z. \end{aligned}$$

Следовательно, уравнения переписутся в виде:

$$\begin{aligned} \tilde{u} &= u^n - \tau \left(-\frac{\partial u^2}{\partial x} - \frac{\partial(uv)}{\partial y} - \frac{\partial(uw)}{\partial z} + \right. \\ &\quad \left. \frac{\partial}{\partial x} \left(v^x \frac{\partial u}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(v^y \frac{\partial u}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(v^z \frac{\partial u}{\partial z} \right) \right) \\ \text{I } \tilde{v} &= v^n - \tau \left(-\frac{\partial v^2}{\partial y} - \frac{\partial(vu)}{\partial x} - \frac{\partial(vw)}{\partial z} + \right. \\ &\quad \left. \frac{\partial}{\partial x} \left(v^x \frac{\partial v}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(v^y \frac{\partial v}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(v^z \frac{\partial v}{\partial z} \right) \right) \end{aligned} \quad (12)$$

$$\begin{aligned} \tilde{w} &= w^n - \tau \left(-\frac{\partial w^2}{\partial z} - \frac{\partial(wu)}{\partial x} - \frac{\partial(wv)}{\partial y} + \right. \\ &\quad \left. \frac{\partial}{\partial x} \left(v^x \frac{\partial w}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(v^y \frac{\partial w}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(v^z \frac{\partial w}{\partial z} \right) \right) \\ \text{II } \frac{\partial^2 p'}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 p'}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 p'}{\partial z^2} &= \frac{\frac{\partial \tilde{u}}{\partial x} + \frac{\partial \tilde{v}}{\partial y} + \frac{\partial \tilde{w}}{\partial z}}{\tau}, \end{aligned} \quad (13)$$

$$\begin{aligned} u^{n+1} &= \tilde{u} - \tau \frac{\partial p'}{\partial x} \\ \text{III } v^{n+1} &= \tilde{v} - \tau \frac{\partial p'}{\partial y}. \end{aligned} \quad (14)$$

$$w^{n+1} = \tilde{w} - \tau \frac{\partial p'}{\partial z}$$

Эволюционное уравнение (10) соответственно переписется в виде:

$$p^{n+1} = p^n + \omega \left(\frac{\partial^2 p^n}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 p^n}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 p^n}{\partial z^2} - \frac{\frac{\partial \tilde{u}}{\partial x} + \frac{\partial \tilde{v}}{\partial y} + \frac{\partial \tilde{w}}{\partial z}}{\tau} \right).$$

Аппроксимация уравнений (12)-(14) и (10) проводилась на шахматной сетке в декартовых координатах.

В качестве расчетной области была выбрана четверть промежуточного ковша. Общий вид расчётной области представлен на рисунке 2. Как легко видеть она представляет собой многогранник, в сечении которого параллельно плоскости Yoz лежит трапеция, а паралл-

лельно плоскостям ХоУ и ХоZ – прямоугольники.

Расчеты проводились при следующих значениях параметров:

- $v_{in} = v_{out} = 1$ м/мин;
- $D_{in} = D_{out} = 0,105$ м;
- $S_{in} = S_{out} = 0,00874$ м²;
- размер сетки (X*Y*Z): 30*10*20.

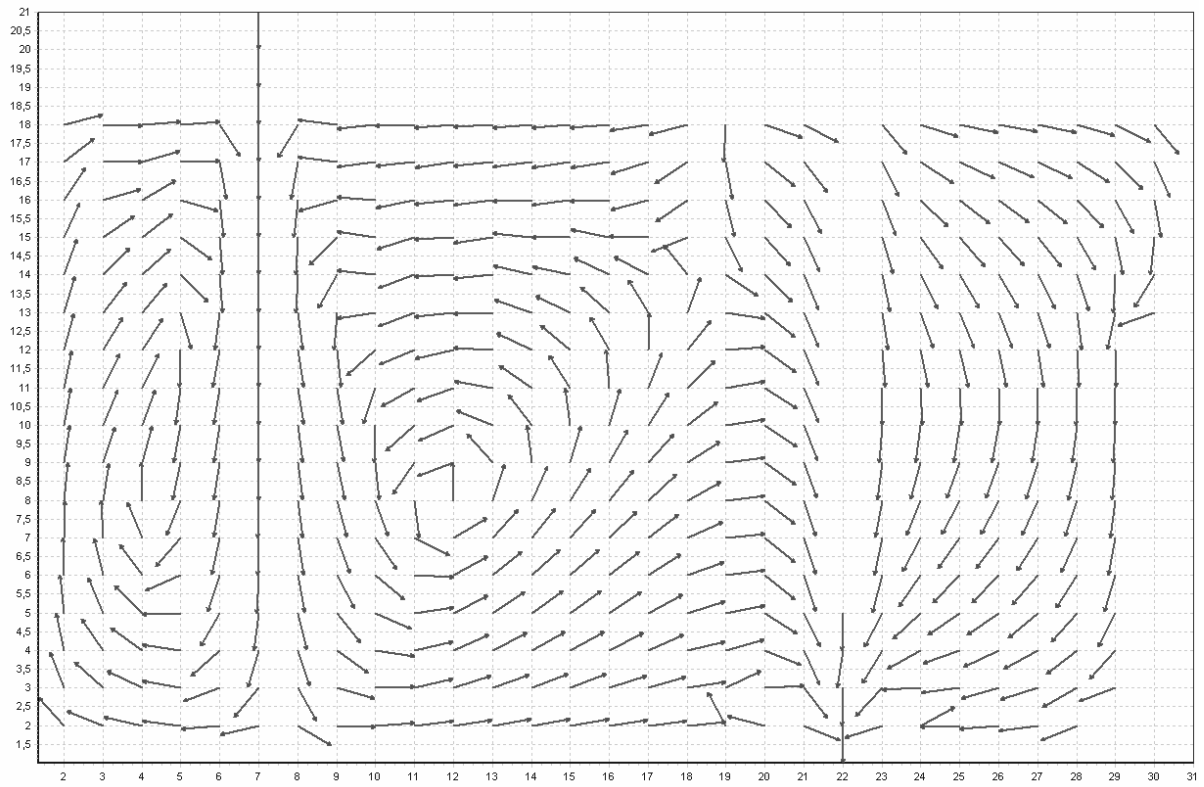
Количество итераций при расчёте давления динамически изменяется в зависимости от временного слоя. С течением времени необходимое число итераций снижается с 500 на 1-10 слоях до 20 после 500-го слоя.

Теперь посмотрим на некоторые результаты, которые были получены с помощью программной реализации математической модели в среде программирования Borland Delphi 7.

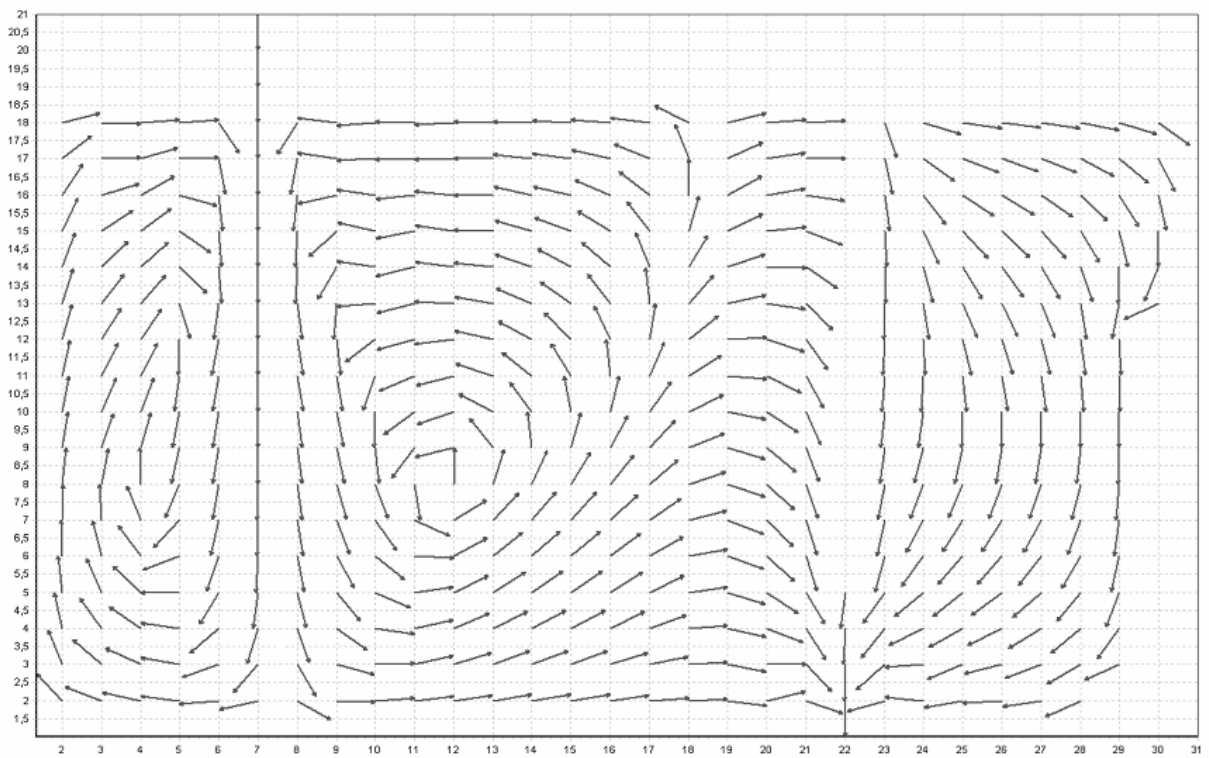
На рисунке 3,а изображён разрез, параллельный плоскости ХоZ, т.е. срез по У. В районе входа потока образуется мощный центральный вихрь. У выходного отверстия наблюдается микровихрь. Микровихрь пропадает, как только мы увеличиваем площадь поперечного сечения выходного отверстия (хотя бы в 2 раза, рисунок 3,б).

На рисунке 4 можем наблюдать разрезы параллельно плоскости УоZ. Причём рисунок 4,а показывает нам ту часть промежуточного ковша, в которой струя расплава в него входит (сечение по оси симметрии защитного кожуха стальной ковша). Здесь можем наблюдать мощный центральный вихрь, знакомый нам по предыдущим иллюстрациям (рисунок 3,а). Рисунок 4,б же показывает нам ту часть промежуточного ковша, в которой струя расплава из него выходит (сечение по оси симметрии стакана-дозатора). Просматривается некоторая неравномерность возле выходного отверстия, а также завихрения вокруг запорной арматуры, которая мешает спокойному току расплава.

Следует заметить, что в процессе расчетов программой мы можем наблюдать за распределением скоростей в полости промежуточного ковша для любого значения i,j,k (где i,j,k соответственно индексы, пробегающие значения от 2 до 31 при разрезе параллельно плоскости УоZ, от 2 до 11 при разрезе параллельно плоскости ХоZ и от 2 до 21 при разрезе параллельно плоскости ХоУ).

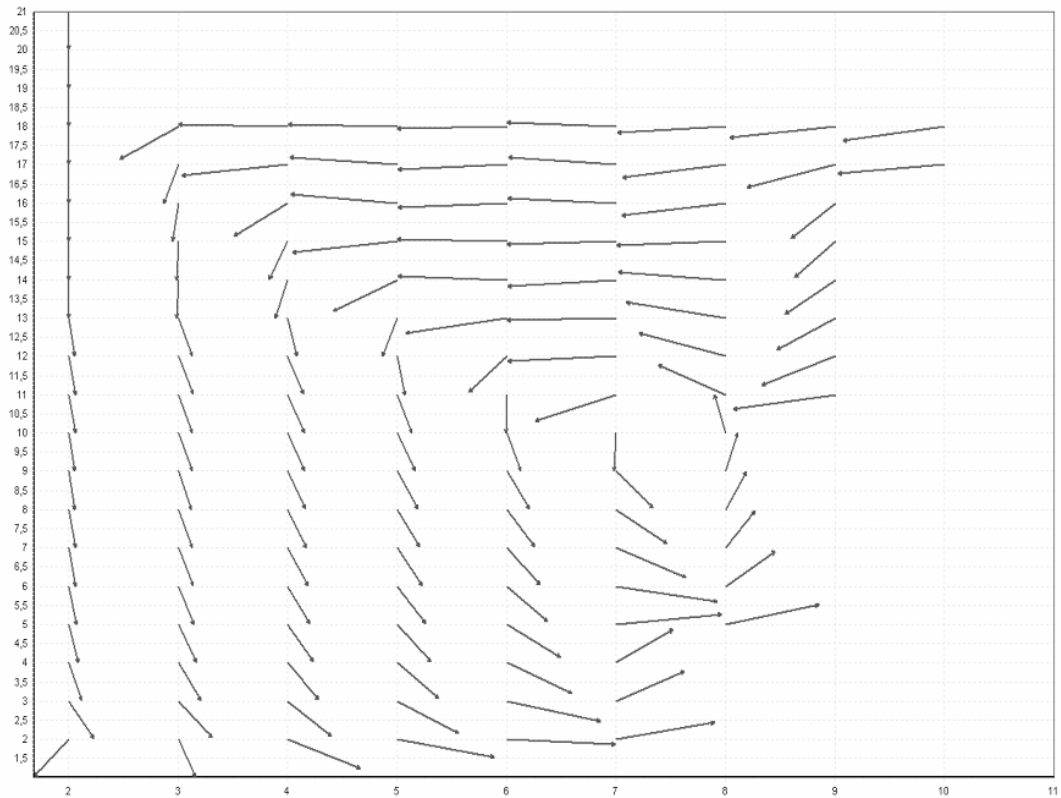


а)

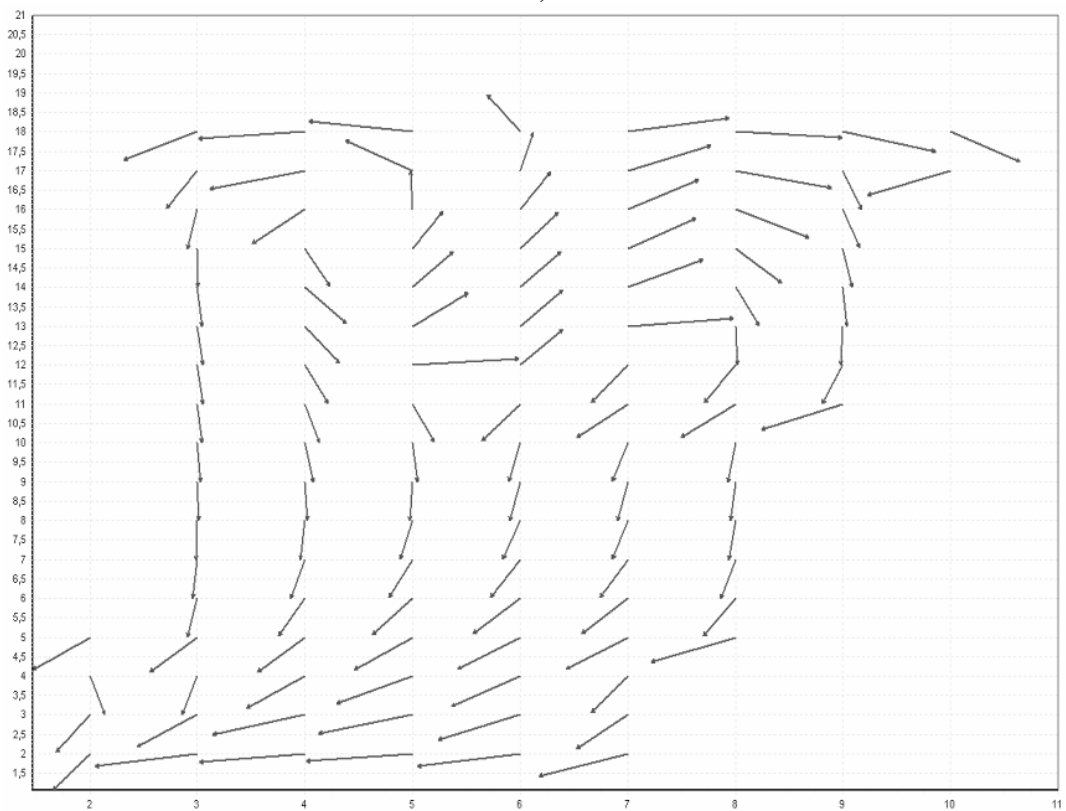


б)

Рисунок 3 – Разрез параллельно плоскости XoZ : а) при $s_{out} = 0,00874$; б) при $s_{out} = 0,0174$



а)



б)

Рисунок 4 – Разрез параллельно плоскости YoZ : а) на входе расплава в промковш (сечение по оси симметрии защитного кожуха стальковша); б) на выходе расплава из промковша (сечение по оси симметрии стакан-дозатора)

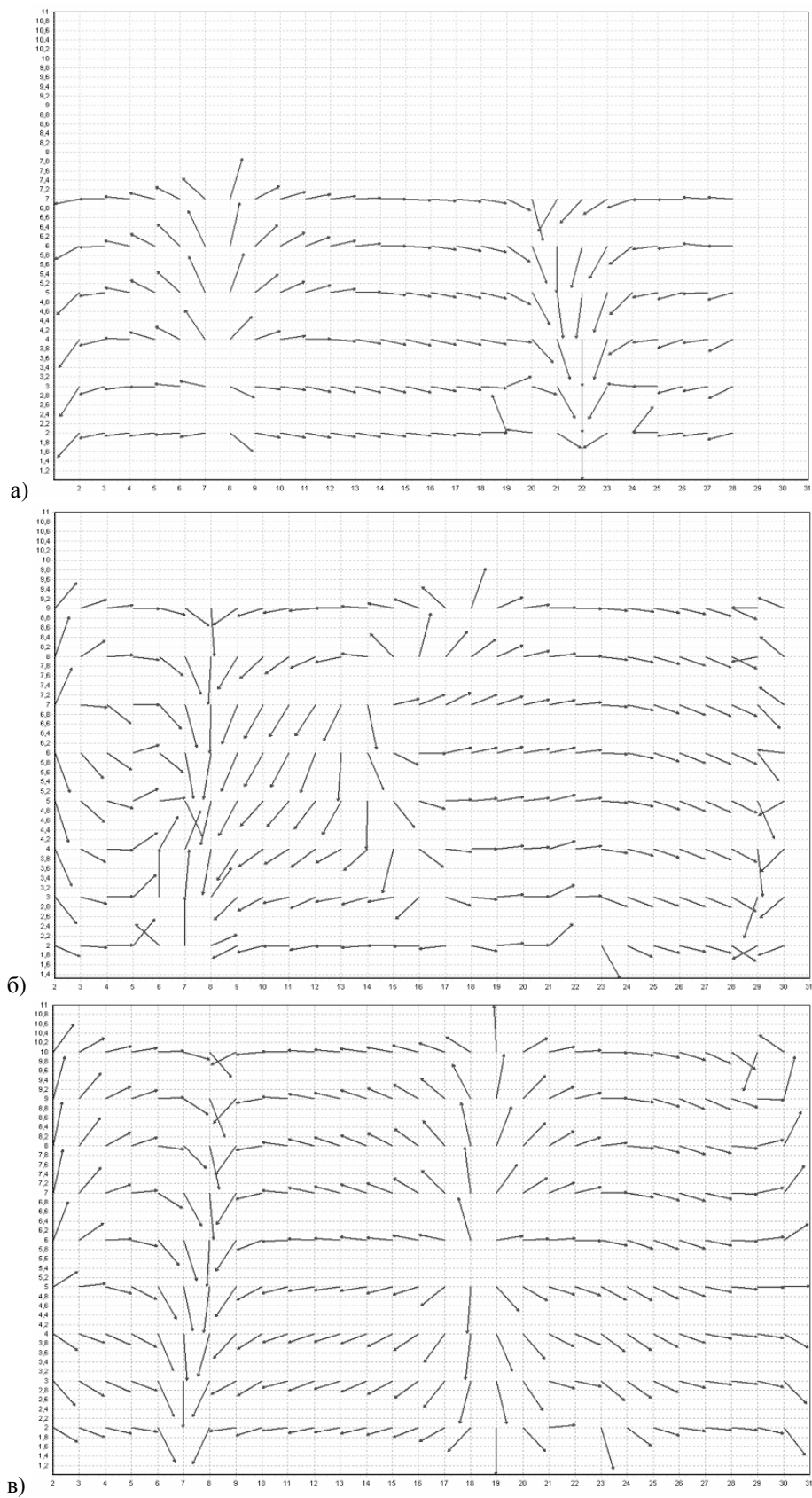


Рисунок 5 – Разрез параллельно плоскости XoY : а) на уровне дна; б) на высоте входа расплава в промковш (уровень заглубления защитного кожуха стальковша); в) на поверхности расплава

На рисунке 5 представлены разрезы параллельно плоскости ХоУ. Причём рисунок 5,а показывает нам придонную часть промежуточного ковша. Как видим, и здесь около выходного отверстия наблюдается микровихрь (как на рисунке 3,а), связанный, по видимому, с небольшой площадью поперечного сечения стакана-дозатора промковша. Рисунок 5,б отчетливо демонстрирует гидродинамическую картину на высоте входа расплава в промковш (уровень заглубления защитного кожуха стальной ковша). Здесь видим как возле входящей струя расплава встречаются два потока, образуя рассмотренный ранее макровихрь (рисунок 4,а). Рисунок 5,б соответствует поверхности расплава в промежуточном ковше. На всех трёх рисунках 5,а, 5,б и 5,в отчётливо виден макровихрь, который также представлен на рисунке 3а.

Выводы. Разработана трёхмерная математическая модель, которая позволяет выполнить численные расчёты гидродинамических процессов, протекающих в полости промежуточного ковша во время разлива жидкой стали на слябовых МНЛЗ. Данные численных экспериментов могут послужить выработке рекомендаций по подбору оптимальных параметров технологического процесса (скорость разлива, диаметр защитного кожуха стальной ковша и диаметр стакана-дозатора). На основании рассчитанной гидродинамической картины могут проводиться расчёты других важных процессов: массопереноса, теплопереноса, т.к. она необходима при конвективном переносе.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Синельников В.А., Генкин В.Я., Лейтес А.В. О типах МНЛЗ и качестве непрерывнолитых слябов для производства проката обобщённого назначения // ОАО «Черметинформация. Бюллетень «Черная металлургия». 2006. №2. С.34-39.
2. Вацингер Дж., Моервальд К., Вагнер А. Технология литья слябов. Система связей между традиционным литьем и литьем тонких слябов. Черные металлы. 2006. май. С.91-96.
3. Смирнов А.Н. Тенденции развития технологии и оборудования для непрерывной разлива стали. Металлургическая и горнорудная промышленность. 2007. №4. С.14-19.
4. Огурцов А.П., Самохвалов С.Е., Надрыгайло Т.Ж. // Методы расщепления в задачах гидродинамики и теплопереноса. – Днепропетровск: системные технологии, 2003. – 260 с.

УДК 669.18: 621.746.5

М.В. Матвеев*, М.В. Темлянцев

*ОАО «Новокузнецкий металлургический комбинат»,
г. Новокузнецк
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный
университет», г. Новокузнецк

К ВОПРОСУ О ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО РАЗОГРЕВА ФУТЕРОВОК СТАЛЕРАЗЛИВОЧНЫХ КОВШЕЙ

В статье представлены результаты исследования теплового состояния сталеразливочных ковшей и его влияния на теплопотери расплава, вызванные аккумуляцией тепла кладкой.

In the article the outcomes of research of a thermal condition ladles and its influence on losses of heat of a melt called by accumulation of heat refractories are shown.

За последние 10 – 15 лет функций сталеразливочных ковшей значительно расширились. Если при традиционной разливке в изложницы ковши выполняли в основном функции транспортной емкости, то в настоящее время при повсеместном переходе на ковшевую металлургию в сталеразливочных ковшах проводят широкий спектр операций: рафинирование, вакуумирование, доводку химического состава стали и др. [1]. При этом продолжительность нахождения расплава в ковшах от десятков минут увеличилась до нескольких часов, а температуры перегрева расплава над линией ликвидуса возросли до 200 – 250 °С. Продолжительное воздействие жидкой стали, имеющей температуру до 1600 – 1650 °С, на футеровку привело к необходимости применения более стойких огнеупорных материалов и реализации мероприятий по снижению тепловых потерь расплава.

В общем случае потери тепла расплава можно разделить на две составляющие: теплопотери $Q_{ак}$ вызванные аккумуляцией тепла футеровкой и кожухом ковша и теплопотери $Q_{т}$ связанные с потерей тепла теплопроводностью через футеровку и кожух в окружающую среду. При этом на $Q_{ак}$ существенное влияние оказывает температура предплавочного разогрева футеровки ковша. Для снижения теплопотерь,

вызванных аккумуляцией тепла огнеупорами и кожухом ковша широкое распространение получили высокотемпературный до 1100 – 1200 °С разогрев футеровок на стендах сушки и разогрева и термостатирование ковшей после разливки металла [2, 3].

В рамках данной работы проведено исследование влияния теплового состояния футеровки 130-т сталеразливочных ковшей на теплототери, вызванные аккумуляцией тепла кладкой. Рабочий слой футеровки стен ковшей выполнен из периклазоуглеродистых кирпичей, арматурный – шамотных, в качестве теплоизоляции применен листовой асбест. В исследованиях использовали ковши после разливки плавки на машине непрерывного литья заготовок. Температуру поверхности футеровки измеряли с помощью тепловизора «Flir». Характерные термограммы поверхности футеровки ковшей представлены на рисунке 1.

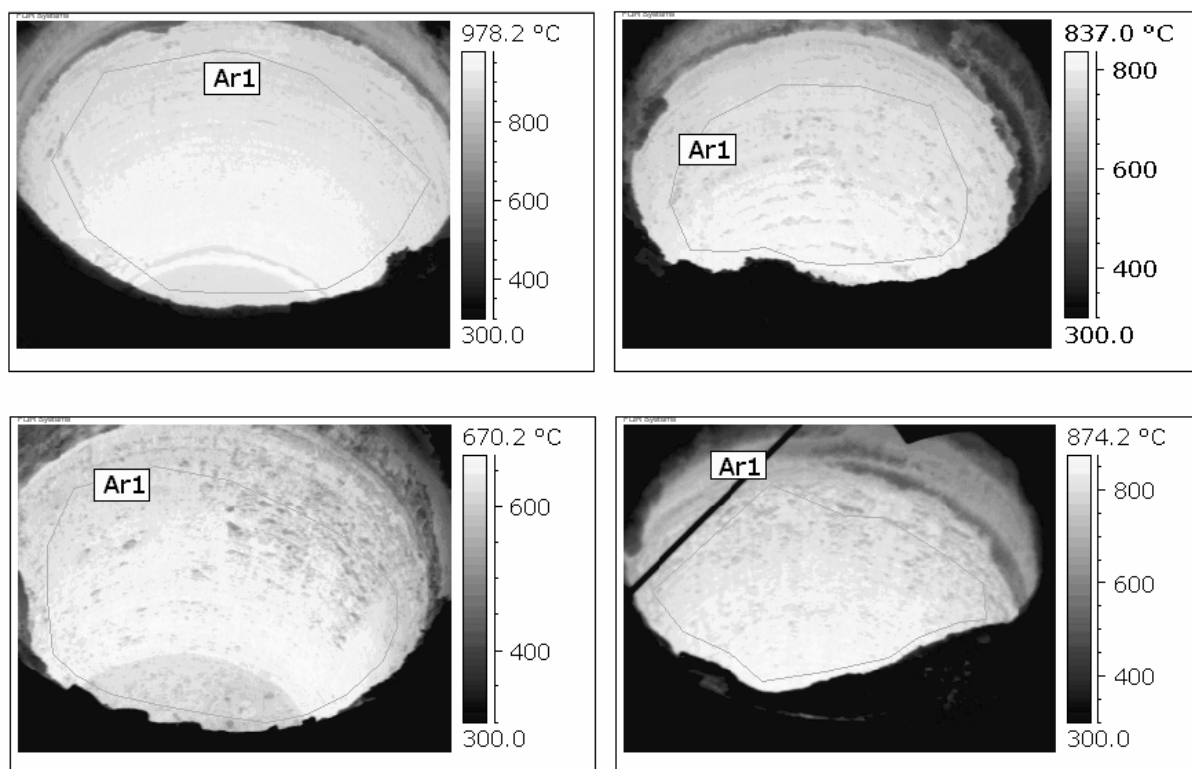


Рисунок 1 – Характерные термограммы поверхности футеровки 130-т ковшей после разливки стали

При существующей на предприятий организации производства выделено четыре вида теплового состояния футеровки после разливки и подачи ковша под печь, которые характеризуются температурой внутренней поверхности рабочего слоя огнеупоров на уровне 630, 720, 770 и 850 °С. Для оценки количества тепла, аккумулированного футеровкой при нагреве до 1500 °С за счет тепла, находящегося в ков-

ше расплава, использовали математическую модель [1]. Серия выполненных расчетов показала, что максимально возможное количество тепла, аккумулированное футеровкой при этом достигает 21,7; 18,4; 16,5 и 13,8 ГДж соответственно. Приняв, что при продолжительном нахождении расплава в ковше футеровка выходит на стационарный режим, т.е. при $\tau \rightarrow \infty$, $Q_{ак} \rightarrow max$, используя балансовое уравнение

$$Q_{ак} = M c (t_n - t_k), \quad (1)$$

где M – масса стали в ковше, кг; c – теплоемкость расплава, Дж/(кг · К); t_n и t_k начальная и конечная температура расплава соответственно, °С, находили разность температур $\Delta t = t_n - t_k$, показывающую на сколько градусов может остыть расплав вследствие потерь тепла, вызванных теплоаккумуляцией футеровки, считали, что температура расплава по объему ковша постоянна (модель абсолютного перемешивания). Расчеты проводили по соотношению

$$\Delta t = Q_{ак} / M c, \quad (2)$$

при этом принимали $M = 110\,000$ кг, $c = 677$ Дж/(кг · К) [4].

На рисунке 2 представлен график, полученный по результатам расчетов.

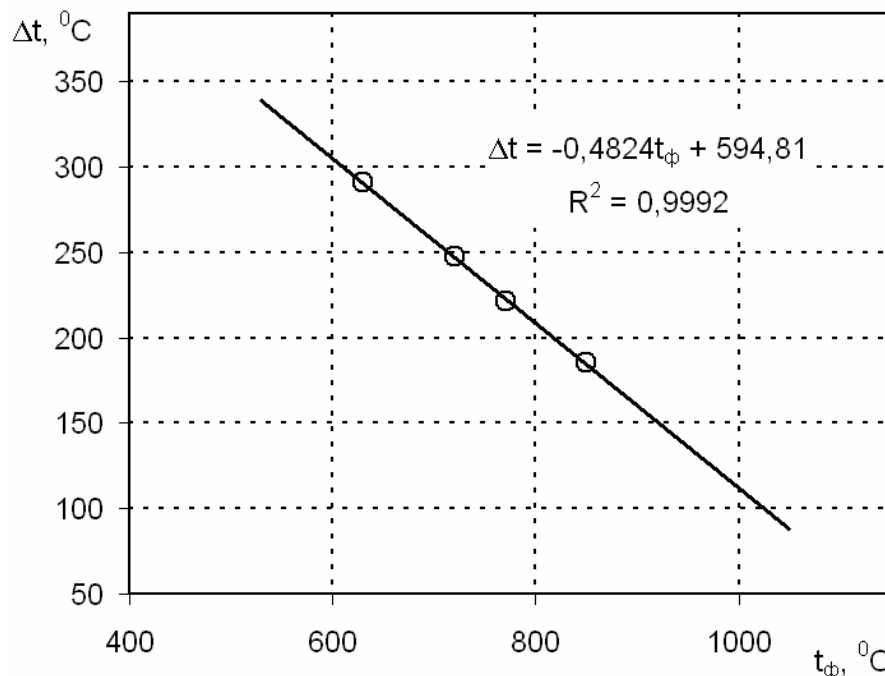


Рисунок 2 – График зависимости максимального падения температуры расплава от температуры внутренней поверхности футеровки 130-т сталеразливочного ковша

Он показывает зависимость величины максимально возможного па-

дения температуры расплава, вызванного исключительно аккумуляцией тепла кладкой (потери тепла теплопроводностью через футеровку в окружающую среду при этом не учитываются), от температуры поверхности футеровки 130-т сталеразливочного ковша исследуемой конструкции. График наглядно иллюстрирует эффективность предплавочного разогрева футеровки ковшей или применения системы термостатирования. В частности повышение температуры поверхности футеровки на каждые 100 °С приводит к снижению максимального падения температуры расплава вследствие аккумуляции тепла футеровкой на 48 °С. Для осуществления прогнозных расчетов получено соотношение, позволяющее определять падение температуры расплава при различных температурах поверхности футеровки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Стариков В.С., Темлянцев М.В., Стариков В.В. Огнеупоры и футеровки в ковшевой металлургии. – М.: МИСИС, 2003. – 328 с.
2. Чайкин Б.С., Марьянчик Г.Е., Панов Е.М. и др. Современные установки для сушки и высокотемпературного нагрева ковшей // Новые огнеупоры. 2006. № 10. С. 21 – 25.
3. Лоренц В., Локтев А., Гартен В., Бехманн Д. Фирма «Мареко» на мировом рынке оборудования для сушки, разогрева и термостатирования металлургических ковшей и желобов доменных печей. // Новые огнеупоры. 2007. № 12. С. 19 – 27.
4. Стальной слиток: В 3 т. Т 1. Управление кристаллической структурой / Под ред. В.И. Тимошпольского, Ю.А. Самойловича. – Мн.: Беларуская навука, 2000. – 583 с.

УДК 669.046.564:621.785

М.В. Темлянцев, О.Д. Олендаренко

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

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО ОКИСЛЕНИЯ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ БЕЙНИТНОГО КЛАССА Э30ХГ2САФМ

В статье представлены результаты экспериментальных исследований кинетики высокотемпературного окисления рельсовой стали бейнитного класса.

In the article the outcomes of experimental researches of a kinetics of high-temperature oxidation of rail steel are shown.

В настоящее время отечественными и зарубежными предприятиями, производящими рельсовую продукцию активно ведутся разработки в области рельсовых сталей четвертого поколения – бейнитного класса [1]. На ОАО «Новокузнецкий металлургический комбинат» освоено производство рельсов из стали бейнитного класса Э30ХГ2САФМ [1 – 3]. Наряду с разработкой, освоением и совершенствованием технологий выплавки, разливки, прокатки и термической обработки весьма важной технологической стадией является нагрев металла в печи перед прокаткой. При назначении режима нагрева возникают традиционные проблемы, связанные с угаром стали и его негативным влиянием на качество металлопродукции [4]. Как показал анализ специальной технической литературы сведения по кинетике окисления и характерным особенностям угара рельсовой стали Э30ХГ2САФМ полностью отсутствуют.

В связи с этим проведены исследования высокотемпературного окисления этой марки стали, содержащей 0,33 % С, 1,45 % Мп, 1,17 % Si, 1,04 % Cr, 0,27 % Мо, 0,14 % V. В экспериментах использовали образцы стали поперечным сечением 10×10×25 – 27 мм. Нагрев образцов проводили в электрической печи сопротивления СУОЛ-0,25.1/12,5-И1 с нагревателями из карбида кремния в атмосфере воздуха. Температуру образца измеряли хромель-алюмелевой термопарой и многоканальным программным регулятором температур «Тер-

модат 19Е2». Нагрев образцов проводили до температур 1050, 1150 и 1250 °С, выдержку при постоянной температуре в течении 15, 30 и 60 мин. Угар стали определяли гравиметрическим методом по потере массы образца. В рамках исследований проведена серия экспериментов по определению температуры плавления окалины стали Э30ХГ2САФМ. Для более точного измерения температуры образцы поперечным сечением 4×4×10 мм крепили непосредственно к спаю термопары. Нагрев образцов до температуры плавления окалины проводили с различной скоростью, общая продолжительность нагрева составляла 2 – 20 мин.

Статистическую обработку экспериментальных данных проводили с применением пакета программ STATISTICA. На рисунке 1 представлена зависимость угара Y стали Э30ХГ2САФМ от температуры t и времени τ выдержки при постоянной температуре, построенная по результатам экспериментальных данных.

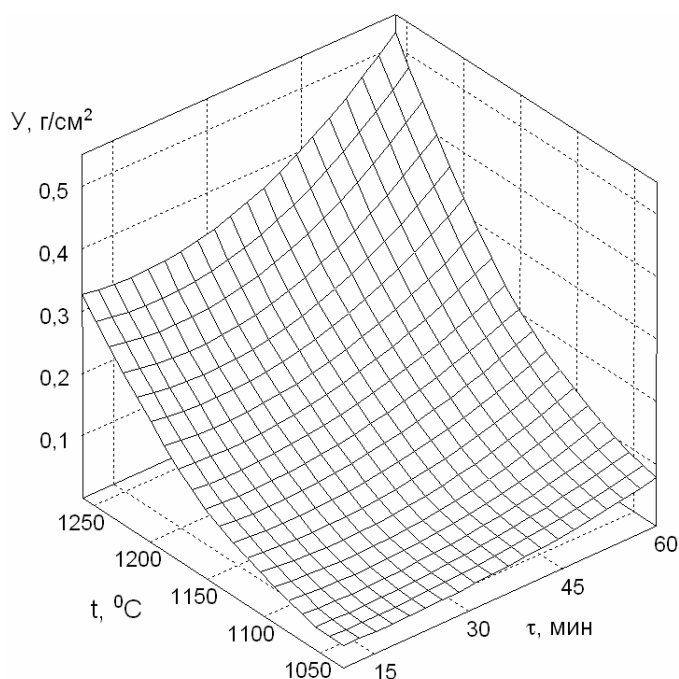


Рисунок 1 – Зависимость угара стали марки Э30ХГ2САФМ от температуры и времени выдержки

На рисунке 2 представлена зависимость логарифма константы k_0 скорости окисления от температуры. Для прогнозных расчетов угара получена зависимость, позволяющая определить угар в зависимости от температуры и времени нагрева:

$$Y = 13656,5 \cdot \exp(-18723/T) \cdot \sqrt{\tau},$$

где T – температура, К; τ – время, мин.

Характерной особенностью высокотемпературного окисления исследуемой марки стали является относительно не высокий, по сравнению с высокоуглеродистой рельсовой сталью перлитного класса Э76Ф, угар при температурах до 1100 – 1150 °С. Это связано с влиянием легирующих элементов кремния и хрома, оксиды которых образуют окалину с повышенными защитными свойствами, тормозящую диффузионные процессы окисления. При температурах 1200 – 1250 °С угар значительно интенсифицируется и превышает угар стали марки Э76Ф это связано с отрицательным влиянием легирующих элементов кремния, молибдена и ванадия, которые образуют легкоплавкие соединения Fe_2SiO_4 , MoO_3 , V_2O_5 с температурами плавления 1205, 795 и 674 °С.

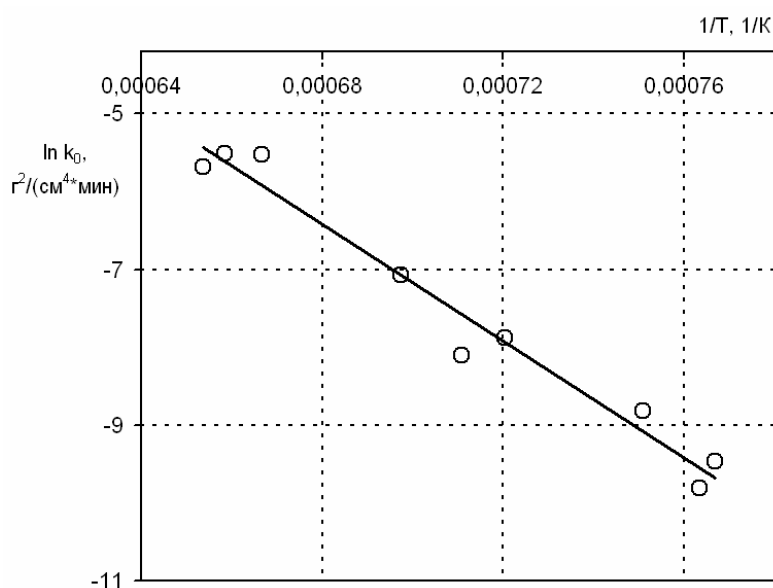
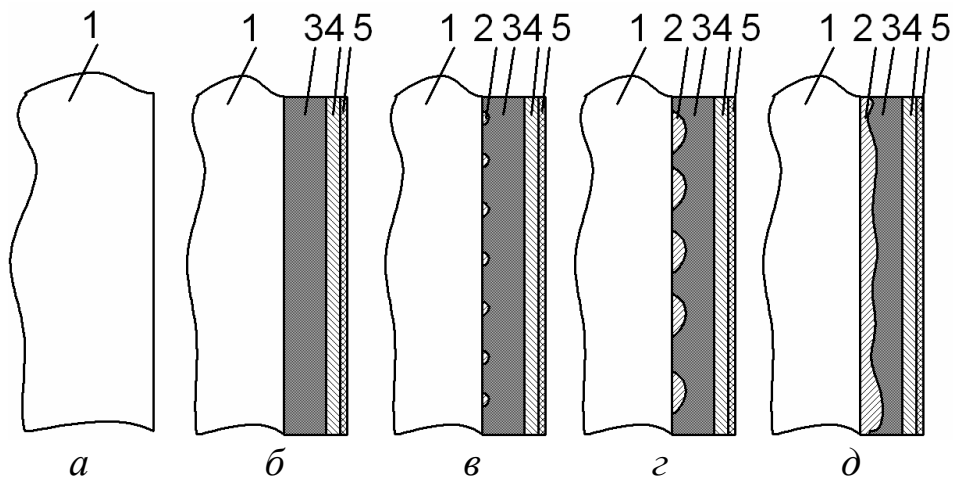


Рисунок 2 – Зависимость логарифма константы скорости окисления от температуры

Окалина, образующаяся на стали Э30ХГ2САФМ имеет выраженное слоистое строение, причем слой окалины, контактирующий с поверхностью металла обогащен продуктами окисления легирующих элементов и имеет пониженную температуру плавления, по сравнению с расположенными выше слоями вюстита, магнетита и гематита. Формирование окалины и ее оплавление происходят следующим образом. В процессе высокотемпературного нагрева на поверхности стали (рисунок 3, а) образуется трехслойная окалина (рисунок 3, б). Далее по мере увеличения температуры образца в слое, контактирующем со сталью возникают локальные жидкофазные микроучастки (рисунок 3, в). Последующий рост температуры приводит к увеличению доли жидкой фазы, слиянию и укрупнению локальных жидко-

фазных участков (рисунок 3, *з*). Наконец наступает момент (рисунок 3, *д*), когда образуется почти сплошная жидкая прослойка между относительно тугоплавкими слоями гематита, магнетита и сталью.



1 – сталь; 2 – легкоплавкие продукты окисления легирующих элементов стали (жидкая фаза); 3 – вюстит; 4 – магнетит; 5 – гематит
Рисунок 3 – Схема строения слоев окалины

Специфичность динамики явления оплавления окалины необходимо учитывать при экспериментальном установлении температур ее плавления. В частности при проведении серии экспериментов на основе визуального определения начала подплавления окалины отмечено, что при увеличении скорости нагрева образца появление жидкой фазы на его поверхности наступает при меньших температурах. В частности на рисунке 4 представлены данные по зависимости температуры плавления окалины $t_{пл}$ от времени τ_n нагрева до температуры плавления.

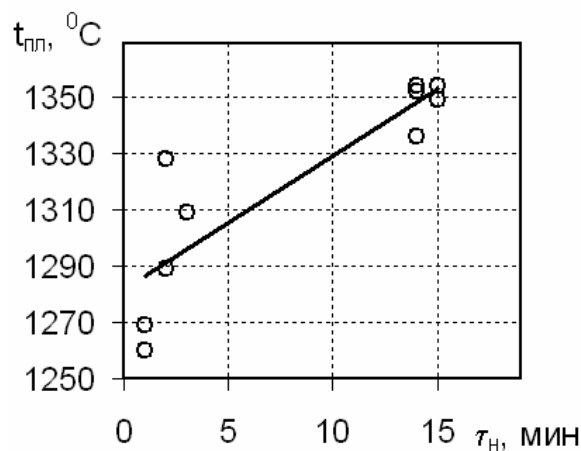


Рисунок 4 – Зависимость температуры плавления окалины от времени нагрева

Этот эффект связан с тем, что при увеличении времени нагрева толщина тугоплавких слоев гематита и магнетита увеличивается, стальной образец покрывается достаточно прочной «коркой» с температурой плавления 1583 – 1597 °С, которая препятствует визуальной идентификации начала появления жидкой фазы. Рост скорости нагрева приводит к уменьшению толщины и прочности такой «корки» визуальное определение начала появления жидкой фазы при этом происходит при более низких температурах.

Для окарины, образующейся на стали Э30ХГ2САФМ появление первых жидкофазных участков происходит при температурах 1256 – 1269 °С, а оплавление окарины, сопровождающееся ее стеканием с поверхности металла начинается при температурах 1336 – 1349 °С.

Полученные результаты хорошо согласуются с ранее проведенными исследованиями температур плавления окарины сталей с повышенным содержанием кремния марок 60С2, 10ХСНД и 30ХГСА [4, 5].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Перспективные технологии тепловой и термической обработки в производстве рельсов / В.В. Павлов, М.В. Темлянцев, Л.В. Корнева, А.Ю. Сюсюкин. – М.: Теплотехник, 2007. – 280 с.
2. Корнева Л.В., Осколкова Т.Н. Рельсы из стали бейнитного класса // Изв. вуз. Черная металлургия. 2006. № 12. С. 26, 27.
3. Павлов В.В., Годик Л.А., Корнева Л.В и др. Железнодорожные рельсы из бейнитной стали // Металлург. 2007. № 4. С. 51 – 53.
4. Темлянцев М.В., Михайленко Ю.Е. Окисление и обезуглероживание стали в процессах нагрева под обработку давлением. – М.: Теплотехник, 2006. – 200 с.
5. Темлянцев М.В., Темлянцев Н.В. Исследование температур оплавления образующейся при нагреве стали печной окарины // Изв. вуз. Черная металлургия. 2005. № 9. С. 51 – 53.

УДК 621.73

М.В. Филиппова, В.Н. Перетяцько

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

АВТОМАТИЗИРОВАННЫЙ КОМПЛЕКС ДЛЯ ПОЛУГОРЯЧЕЙ ШТАМПОВКИ ВЫДАВЛИВАНИЕМ

На основе общего алгоритма процесса штамповки выдавливанием разработана технология штамповки детали «корпус распылителя». Спроектирован и внедрен автоматизированный комплекс для производства этой детали.

Because of of common algorithm of process punchings by extrusion is developed technology of punching of a details «a body the sprayer». Is designed and is introduced automated complex for productions of this details.

Детали массового производства из стали 18Х2Н4МА, которые объединены общим названием «корпус форсунки распылителя» нашли широкое применение для дизельных двигателей внутреннего сгорания. По назначению деталь – корпус форсунки распылителя используют для дизельных двигателей легковых автомобилей, грузовых автомобилей, тракторов, сельхозтехники, строительной техники, военной техники и т.д. По конструкции различают корпус форсунки распылителя для двигателей «Евро-1», «Евро-2» и т.д.

Разнообразие конструкция связывает общая конфигурация детали, которая состоит из корпуса большего диаметра, стержня меньшего диаметра, торцевой выступающей части и носика распылителя. Деталь является типовой для изготовления штамповкой выдавливанием. [1]

Для выбора технологического процесса выдавливания детали воспользуемся общим алгоритмом. Сталь 18Х2Н4МА после отжига имеет твердость 200-240 НВ и согласно данным [2] не рекомендуется для холодной штамповки выдавливанием. Учитывая высокую точность изготовления заготовки после выдавливания, принимаем величину поверхностного угара $U < 0,25 \text{ кг/м}^2$.

Согласно общему алгоритму такие условия обеспечивает полугорячая штамповка выдавливанием. Принимая во внимание высокие

требования к точности изготовления детали принимаем величину $K_{ИМ} > 0,8$.

Этим условиям соответствует точная полугорячая штамповка в закрытых штампах.

Таким образом, выбираем технологию точной полугорячей штамповки в закрытых штампах с нагревом металла токами высокой частоты.

Чертеж поковки приведен на рисунке 1.

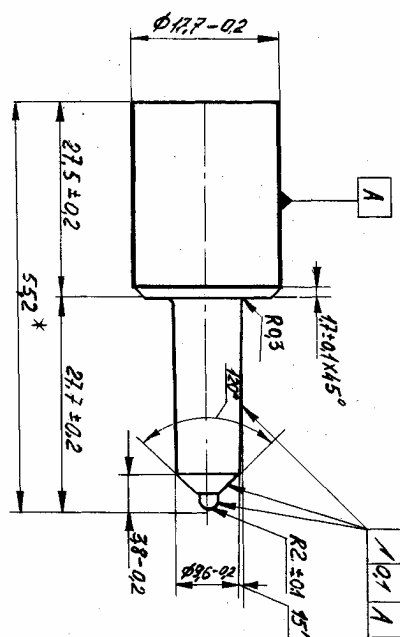


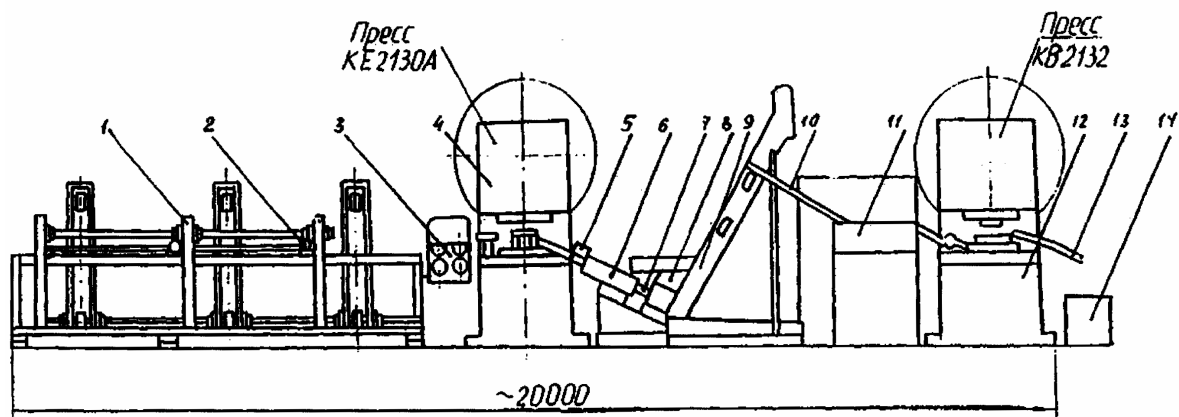
Рисунок 1 – Чертеж поковки

Разработано два варианта технологического процесса. Штамповка с внешним компенсатором и штамповка с внутренним компенсатором.

Для изготовления детали, корпуса распылителя дизельной форсунки, спроектирована и запущена в работу технологическая линия штамповки выдавливанием.

Технологический процесс включает рубку заготовки, накатку фасок, нанесение графитовой смазки, нагрев заготовки и штамповку в один или два перехода.

Технологическая линия (автоматизированный комплекс) (рисунок 2) работает следующим образом. Связка прутков стали 18Х2Н4МА подается в накопитель автоматизированного стеллажа, откуда по наклонным склизам поштучно выдается на транспортирующие ролики 2. Пруток со стеллажа задается в подающие ролики пресса 3, которые перемещают пруток в штамп для резки прутка на мерные длины.



1 – автоматизированный стеллаж; 2 – транспортирующие ролики; 3 – подающие ролики; 4 – пресс для рубки заготовок; 5 – отбраковыватель; 6 – устройство для накатки фасок; 7 – пневмотранспортер; 8 – бункер-накопитель; 9 – траковый транспортер; 10 – лоток; 11 – индукционный нагреватель; 12 – кривошипный пресс для полугорячего выдавливания; 13 – моток; 14 – тара

Рисунок 2 – Автоматизированный комплекс для полугорячей штамповки выдавливанием

При перемещении прутков доходит до упора и включает датчик, который дает команду на включение пресса 4. Для рубки заготовок установлен кривошипный пресс KE2130A усилием 100 тонн. Ползун пресса, сделав рабочий ход, отрубает мерную заготовку, которая по лотку скатывается в отбраковыватель. В отбраковывателе удаляется концевая обрезь и возможные маломерные заготовки. Пройдя отбраковыватель, мерные заготовки по лотку поступают в устройство для обкатки фасок 6. Далее заготовка с накатанной фаской попадает в пневмотранспортер 7. Проходя по трубе, заготовка воздействует на датчик, который подает команду на подачу сжатого воздуха в трубу, и заготовка давлением воздуха переносится в бункер – накопитель 8. В бункер-накопитель подается графитовая смазка, которая равномерно распределяется по поверхности заготовок при их перемешивании в бункере. Траковым транспортером 9 смазанная заготовка переносится вверх, откуда она попадает в лоток 10, из которого поштучно выдается в индукционный нагреватель блока ТВ4-11. Во время прохождения заготовки через индуктор управление процессом нагрева передается на устройство активного контроля температуры, которое поддерживает температуру нагрева в пределах $850 \pm 10^\circ\text{C}$. Нагретая заготовка выталкивается из индуктора и попадает в штамп кривошипного пресса 12. Для полугорячей штамповки выдавливанием в закрытом штампе используем пресс KB2132 усилием 160 тонн.

После штамповки выдавливанием в закрытом штампе готовая деталь по наклонному лотку 13 поступает в тару 14. Твердость изделия после штамповки составляет (350-400)НВ и после отжига (200-240)НВ.

По расчетам Алтайского научно-исследовательского института технологии машиностроения внедрение комплекса штамповки корпуса распылителя позволяет получить годовой экономический эффект 9,5 млн. рублей, экономить – 191 тонну стали 18Х2Н4МА, высвободить 13 единиц металлорежущего оборудования и перевести на другие работы 5 человек производственного персонала.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Сторожев М.В. Теория обработки металлов давлением. /М.В. Сторожев, Е.А. Попов. – М.:Машиностроение, 1993. – 321 с.
2. Холодная объемная штамповка. Справочник /под. ред. Г.А.Навроцкого. – М.: Машиностроение. – 1973. – 496 с.

УДК 554.33

А.П. Коробейников

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк

АНАЛИЗ ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СИЛИКАТОВ ПОДГРУППЫ БЕРИЛЛИЯ

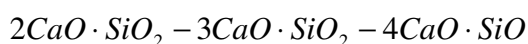
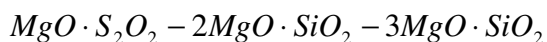
В статье представлен анализ справочных величин теплот образования силикатов подгруппы бериллия. Предложен прогнозный метод вычисления константы энтальпии. Установлена зависимость стандартной энтальпии от массы силикатов, от массы катионов, количества катионов в молекуле, от количества оксидов в веществах. Вычислены константы энтальпии силикатов подгруппы бериллия.

In the article the analysis of reference sizes of heats of formation silicon of a subgroup of a beryllium is shown. Is offered a method of calculation of a constant of an enthalpy. The relation of a standard enthalpy to weight silicon, from weight of cations, quantity of cations in a molecule, from quantity of oxides in substances is established. The constants of an enthalpy silicon of a subgroup of a beryllium are calculated.

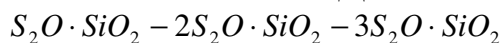
Термодинамические расчёты являются одним из основных методов прогноза химических реакций. Особую ценность такие расчёты представляют при анализе многокомпонентных систем в металлургии и производстве строительных материалов. В данной работе выполнен анализ теплот образования силикатов подгруппы бериллия.

Для математического анализа использовали справочные величины [1] стандартной энтальпии подгруппы бериллия. (Таблица 1)

Разность энтальпий силикатов в рядах



составляет 628,47 кДж/моль, в ряду



составляет 666,11 кДж/моль.

Изменение энтальпии в рядах силикатов

от $xBeO \cdot SiO_2$ к $xMgO \cdot SiO_2$ составляет 59,46 кДж/моль

от $xMgO \cdot SiO_2$ к $xCaO \cdot SiO_2$ составляет 108,75 кДж/моль

от $x\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ к $x\text{S}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$ - 17,20 кДж/моль

от $x\text{S}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$ к $x\text{BaO} \cdot \text{SiO}_2$ - 18,67 кДж/моль

Наличие указанных закономерностей изменения теплот образования позволяет прогнозно оценить неизвестные (Таблицы 1,2) величины соединений подгруппы бериллия.

Графический анализ (рисунок 1) справочных и прогнозных величин указывает на пропорциональную связь теплоты образования однотипных групп силикатов с количеством катионов (катионных групп MeO) в соединении, что позволяет использовать предложенную взаимосвязь в качестве прогнозного метода оценки свойств.

Таблица 1 – Закономерность изменения стандартной энтальпии силикатов подгруппы бериллия ($-\Delta H_{298}^\circ$). В таблице представлены абсолютные величины Δ -разность энтальпий по вертикальным рядам ($-\Delta H_{298}^\circ$)

Вещество - ΔH_{298}° кДж/моль	Разность энтальпий кДж/моль	Вещество - ΔH_{298}° кДж/моль	Разность энтальпий кДж/моль	Вещество - ΔH_{298}° кДж/моль	Разность энтальпий кДж/моль	Вещество - ΔH_{298}° кДж/моль
$\text{BeO} \cdot \text{SiO}_2$ 1490,15 $\Delta = -59,46$	628,47	$2\text{BeO} \cdot \text{SiO}_2$ 2118,62 _(c) $\Delta = -59,46$	628,47	$3\text{BeO} \cdot \text{SiO}_2$ 2747,09 _(c) $\Delta = -59,46$	628,47	$2\text{BeO} \cdot \text{SiO}_2$ 3376,56 _(c) $\Delta = -59,46$
$\text{MgO} \cdot \text{SiO}_2$ 1549,61 _(c) $\Delta = -86,5$	628,47	$2\text{MgO} \cdot \text{SiO}_2$ 2178,08 _(c) $\Delta = -131,0$	628,47	$3\text{MgO} \cdot \text{SiO}_2$ 2806,55 _(c) $\Delta = -126,86$	628,47	$4\text{MgO} \cdot \text{SiO}_2$ 3435,02 _(c) $\Delta = -136,49$
$\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ 1636,11 _(c) $\Delta = -9,8$	672,98	$2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ 2309,09 _(c) $\Delta = 2,89$ $\Delta = -20,51$	624,32	$3\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ 2933,41 _(c) $\Delta = -38,9$	628,1	$4\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ 3571,51 _(c) $\Delta = -66,91$
$\text{S}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$ 1645,91 _(c) $\Delta = -21,15$	660,29	$2\text{SrO} \cdot \text{SiO}_2$ 2306,20 _(c) 2329,65 _(c) $\Delta = 16,75$ $\Delta = 40,20$	666,11 642,66	$3\text{SrO} \cdot \text{SiO}_2$ 2972,31 $\Delta = 18,17$	666,11	$4\text{SrO} \cdot \text{SiO}_2$ 3638,42 $\Delta = 19,59$
$\text{BaO} \cdot \text{SiO}_2$ 1624,76 _(c) $\Delta = -18,91$	664,69	$2\text{BaO} \cdot \text{SiO}_2$ 2289,46 _(c) $\Delta = -18,90$	664,69	$3\text{BaO} \cdot \text{SiO}_2$ 2954,14 _(c) $\Delta = -18,91$	664,69	$4\text{BaO} \cdot \text{SiO}_2$ 3618,83 _(c) $\Delta = -19,05$
$\text{RaO} \cdot \text{SiO}_2$ 1643,67 _(c)	664,69	$2\text{RaO} \cdot \text{SiO}_2$ 2308,36 _(c)	664,69	$3\text{RaO} \cdot \text{SiO}_2$ 2973,05 _(c)	664,69	$4\text{RaO} \cdot \text{SiO}_2$ 3637,74 _(c)

Разность энтальпий в вертикальных рядах $\text{BeO} \cdot \text{SiO}_2 - \text{BaO} \cdot \text{SiO}_2$

$\Delta = 134,61$		$\Delta = 170,84$		$\Delta = 207,05$		$\Delta = 242,27$
-------------------	--	-------------------	--	-------------------	--	-------------------

Разность энтальпий в вертикальных рядах $\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2 - \text{BaO} \cdot \text{SiO}_2$

$\Delta = 11,35$		$\Delta = 19,63$		$\Delta = 20,73$		$\Delta = 47,32$
------------------	--	------------------	--	------------------	--	------------------

Примечание: знак «с» при константах энтальпии – справочная величина.

Таблица 2 – Вычисление теплоты образования силикатов подгруппы бериллия ($-\Delta H_{298}^{\circ}$ кДж/моль)

Вещество	Энтальпия $-\Delta H_{298}^{\circ}$	Вещество	Энтальпия $-\Delta H_{298}^{\circ}$
$BeO \cdot SiO_2$	-1490,15	$3BaO \cdot SiO_2$	-2954,14
$3BeO \cdot SiO_2$	-2747,09	$4BaO \cdot SiO_2$	-3618,83
$4BeO \cdot SiO_2$	-3375,56	$RaO \cdot SiO_2$	-1610
$3MgO \cdot SiO_2$	-2806,55	$2RaO \cdot SiO_2$	-2270
$4MgO \cdot SiO_2$	-3475,56	$3RaO \cdot SiO_2$	-2940
$4CaO \cdot SiO_2$	-3571,51	$4RaO \cdot SiO_2$	-3610
$4S_2O \cdot SiO_2$	-3638,42	$1,5CaO \cdot SiO_2$	-1491,03
$3BaO \cdot 2SiO_2$	-4819,03	$2,5CaO \cdot SiO_2$	-2115,35
$4BaO \cdot 3SiO_3$	-5503,31	$3,5CaO \cdot SiO_2$	-2753,16

Результатами графического анализа установлена пропорциональная связь энтальпии силикатов подгруппы бериллия с количеством оксидов в веществе (сумма оксидов кремния и оксидов катиона) (рисунок 2).

Графически проверена связь энтальпии с массой катионов в силикатах (рисунок 3) подгруппы бериллия. Прямые расходятся веером с пересечением в одной точке. Представленную зависимость свойств можно использовать для прогнозной оценки стандартных термодинамических свойств.

Графическим анализом установлена взаимосвязь стандартной энтальпии силикатов подгруппы бериллия с силикатами кальция (рисунок 4) и массой этих веществ (рисунок 5). Зависимость энтальпии от массы катионов в соединениях (рисунок 3) и массы молекул (рисунок 5) однотипны. При электрополяции наблюдается пересечение прямых в одной точке.

Все зависимости энтальпии от количества катионов в молекулах, количества оксидов в веществах, массы катионов и массы молекул математически описываются уравнениями прямой и рекомендуются для прогнозной оценки термодинамических свойств силикатов подгруппы бериллия. Коэффициент корреляции во всех уравнениях близок к единице либо равен единице. На основании приведённых закономерностей можно утверждать, что силикаты подгруппы бериллия обладают стабильной кристаллической решёткой и обладают стабильными физико-химическими свойствами.

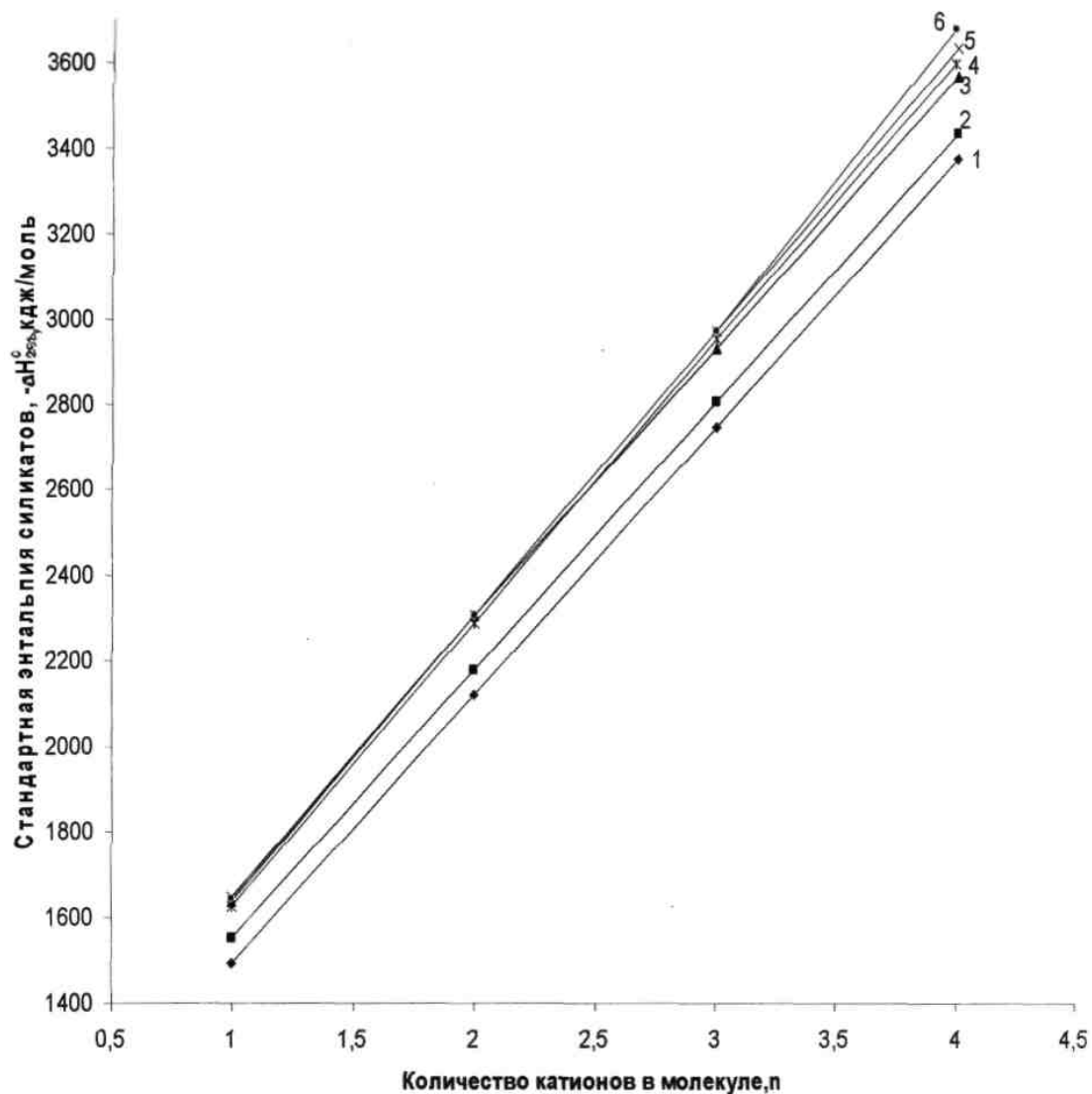


Рисунок 1. Взаимосвязь энтальпии силикатов подгруппы бериллия с количеством катионов в молекуле

1- силикаты бериллия	$1 - \Delta H_{298}^0 = 628,77n + 861,18, \text{ кДж/моль}$	$R^2 = 1$
2- силикаты магния	$2 - \Delta H_{298}^0 = 628,47n + 921,14, \text{ кДж/моль}$	$R^2 = 1$
3- силикаты кальция	$3 - \Delta H_{298}^0 = 643,05n + 1004,9, \text{ кДж/моль}$	$R^2 = 0,9998$
4- силикаты стронция	$4 - \Delta H_{298}^0 = 664,36n + 979,8, \text{ кДж/моль}$	$R^2 = 1$
5- силикаты бария	$5 - \Delta H_{298}^0 = 664,69n + 960,08, \text{ кДж/моль}$	$R^2 = 1$
6- силикаты радия	$6 - \Delta H_{298}^0 = 664,69n + 978,98, \text{ кДж/моль}$	$R^2 = 1$

где n-количество катионов в молекуле

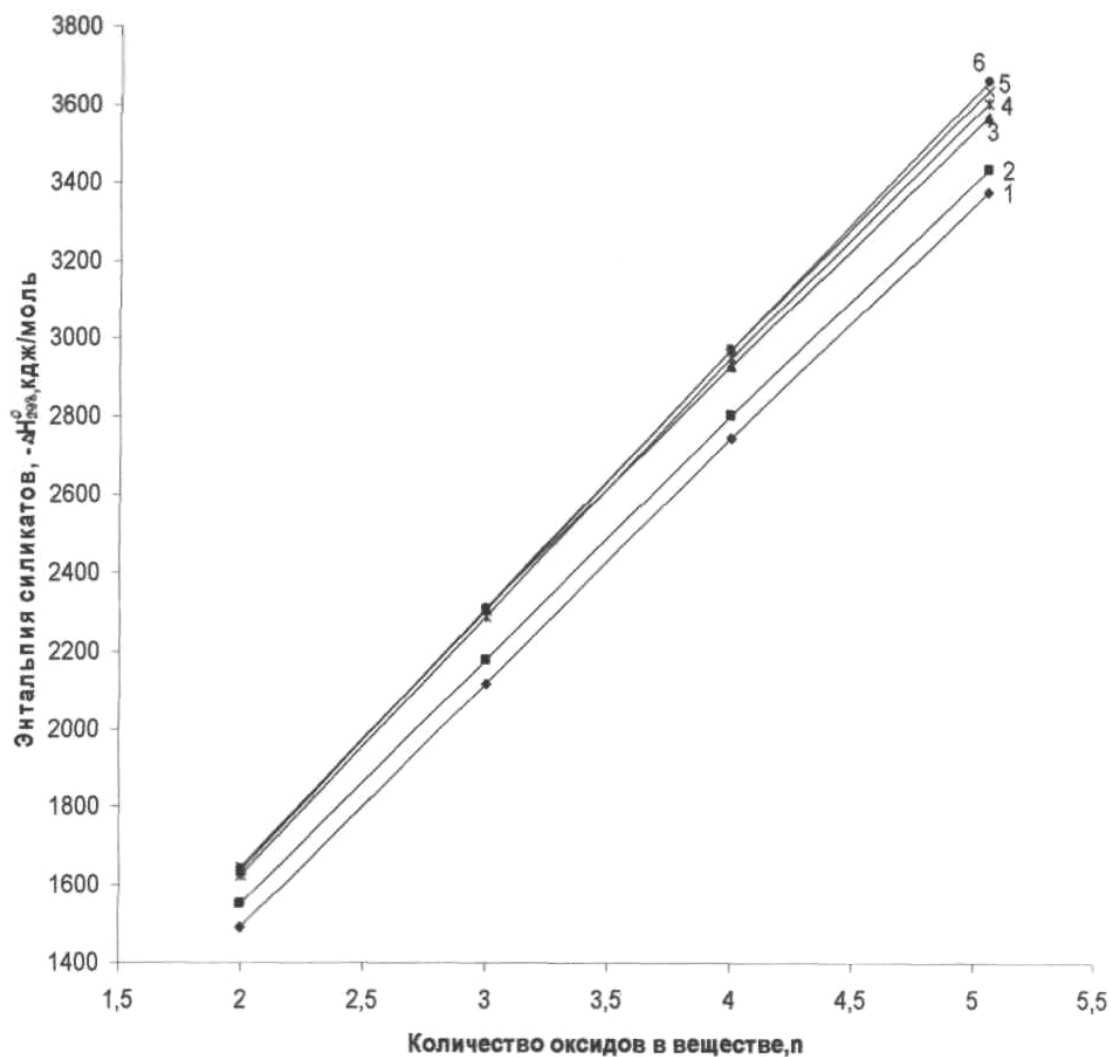


Рисунок 2. Взаимосвязь энтальпии силикатов бериллия(1), магния(2), кальция(3), стронция(4), бария(5), с количеством оксидов в веществе

$$1 \quad -\Delta H_{298}^0 = 628,77n + 232,41, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

$$2 \quad -\Delta H_{298}^0 = 628,47n + 292,67, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

$$3 \quad -\Delta H_{298}^0 = 643,05n + 361,85, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 0,9998$$

$$4 \quad -\Delta H_{298}^0 = 664,36n + 315,44, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

$$5 \quad -\Delta H_{298}^0 = 664,69n + 295,39, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

$$6 \quad -\Delta H_{298}^0 = 664,69n + 314,29, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

где n- количество оксидов в веществе

R^2 - коэффициент корреляции

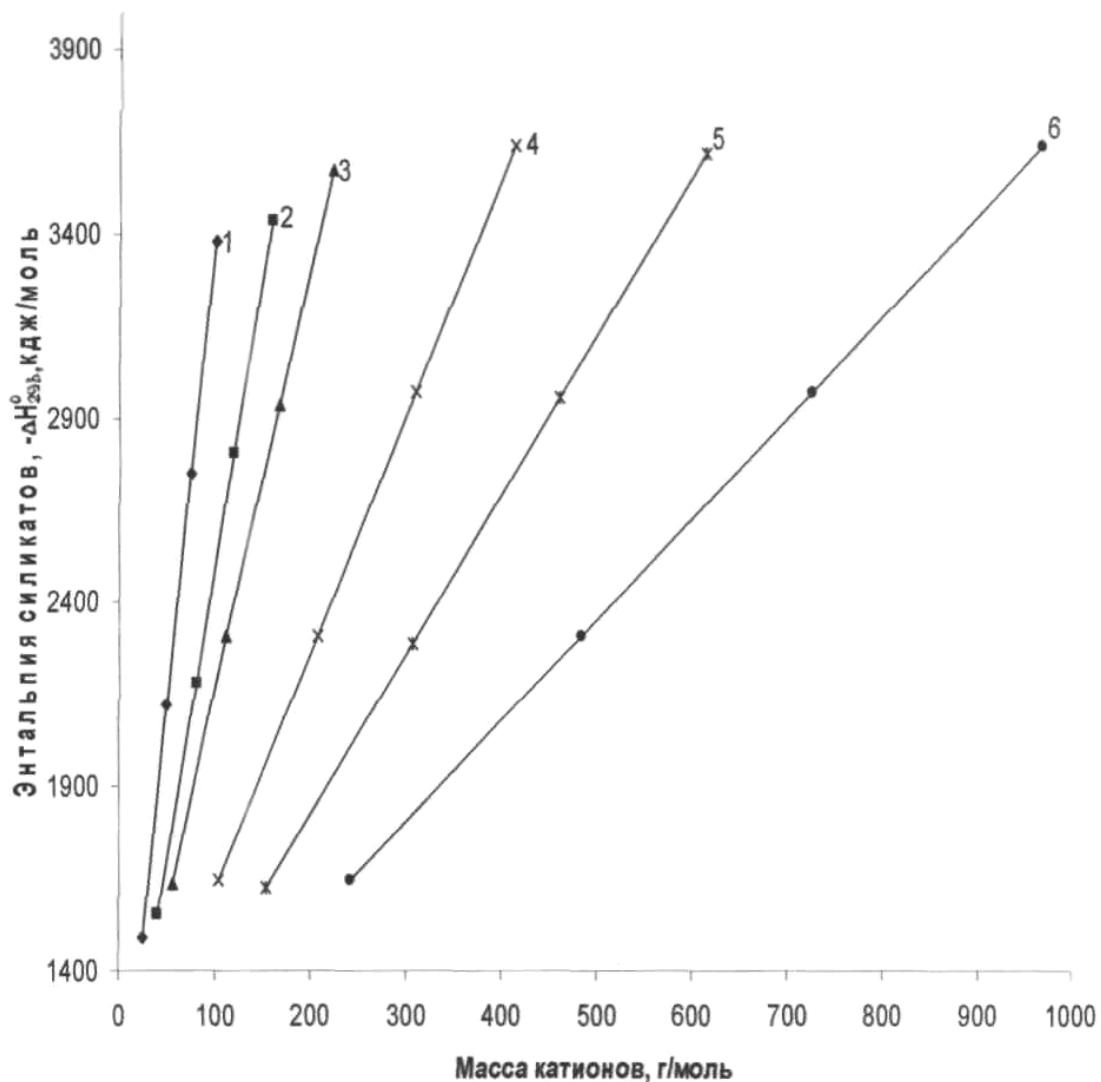


Рисунок 3. Взаимосвязь стандартной энтальпии силикатов подгруппы бериллия с массой катионов

$$1 \quad -\Delta H_{298}^{\circ} = 25,151M + 861,18, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

$$2 \quad -\Delta H_{298}^{\circ} = 15,712M + 921,14, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

$$3 \quad -\Delta H_{298}^{\circ} = 11,483M + 104,3, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 0,9998$$

$$4 \quad -\Delta H_{298}^{\circ} = 6,4128M + 979,8, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

$$5 \quad -\Delta H_{298}^{\circ} = 4,333M + 960,08, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

$$6 \quad -\Delta H_{298}^{\circ} = 2,7467M + 978,98, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

где M - масса катионов в веществе, г/моль

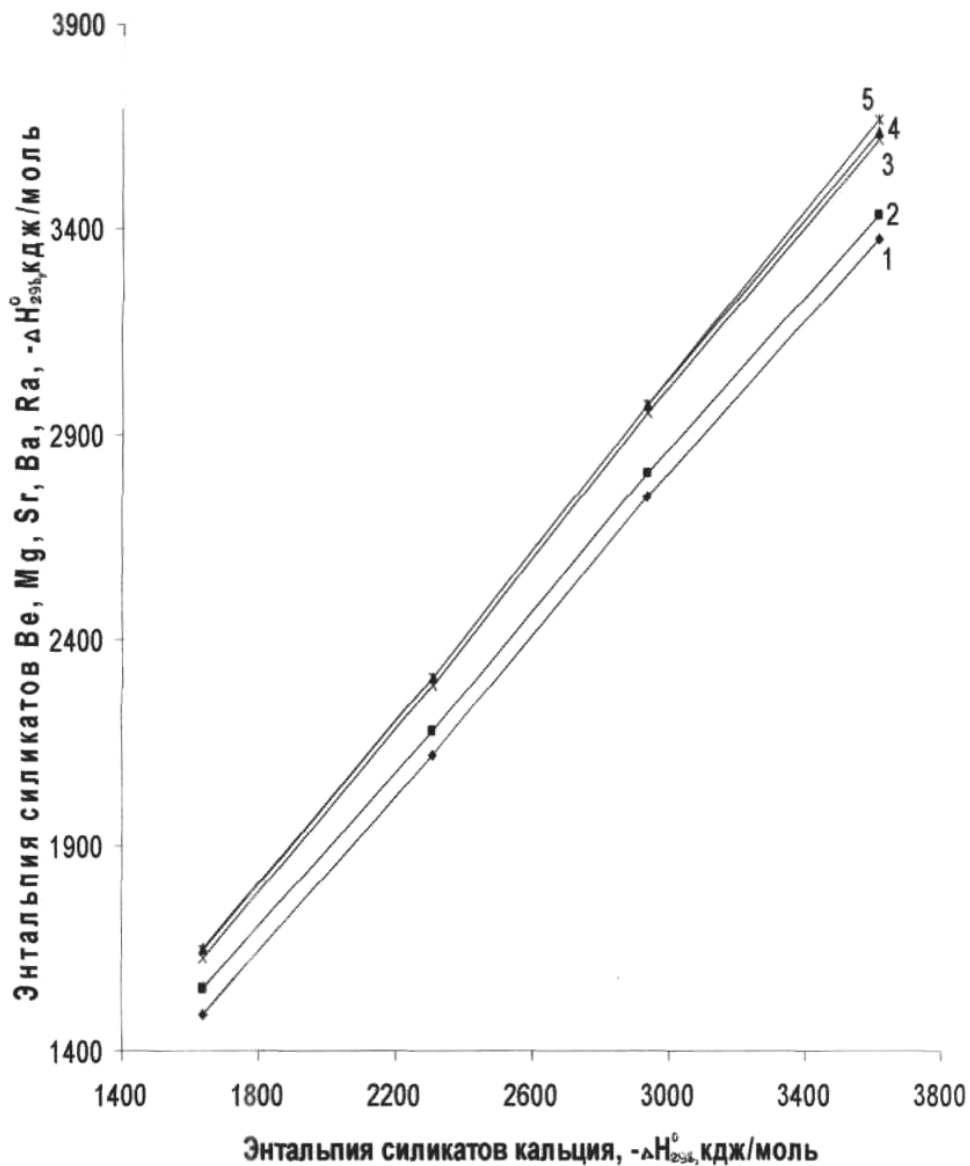


Рисунок 4. Взаимосвязь энтальпий силикатов бериллия(1), магния(2), стронция(3), бария(4), радия(5) с энтальпией силикатов кальция.

1	$-\Delta H_{298}^0 = 0,9776 \cdot \Delta H_{nCaO \cdot SiO_2}^0 - 120,78, \text{ кДж/моль}$	$R^2 = 0,9998$
2	$-\Delta H_{298}^0 = 0,9771 \cdot \Delta H_{nCaO \cdot SiO_2}^0 - 60,356, \text{ кДж/моль}$	$R^2 = 0,9998$
3	$-\Delta H_{298}^0 = 1,0329 \cdot \Delta H_{nCaO \cdot SiO_2}^0 - 57,666, \text{ кДж/моль}$	$R^2 = 0,9997$
4	$-\Delta H_{298}^0 = 1,0334 \cdot \Delta H_{nCaO \cdot SiO_2}^0 - 77,986, \text{ кДж/моль}$	$R^2 = 0,9998$
5	$-\Delta H_{298}^0 = 1,0334 \cdot \Delta H_{nCaO \cdot SiO_2}^0 - 59,082, \text{ кДж/моль}$	$R^2 = 0,9998$

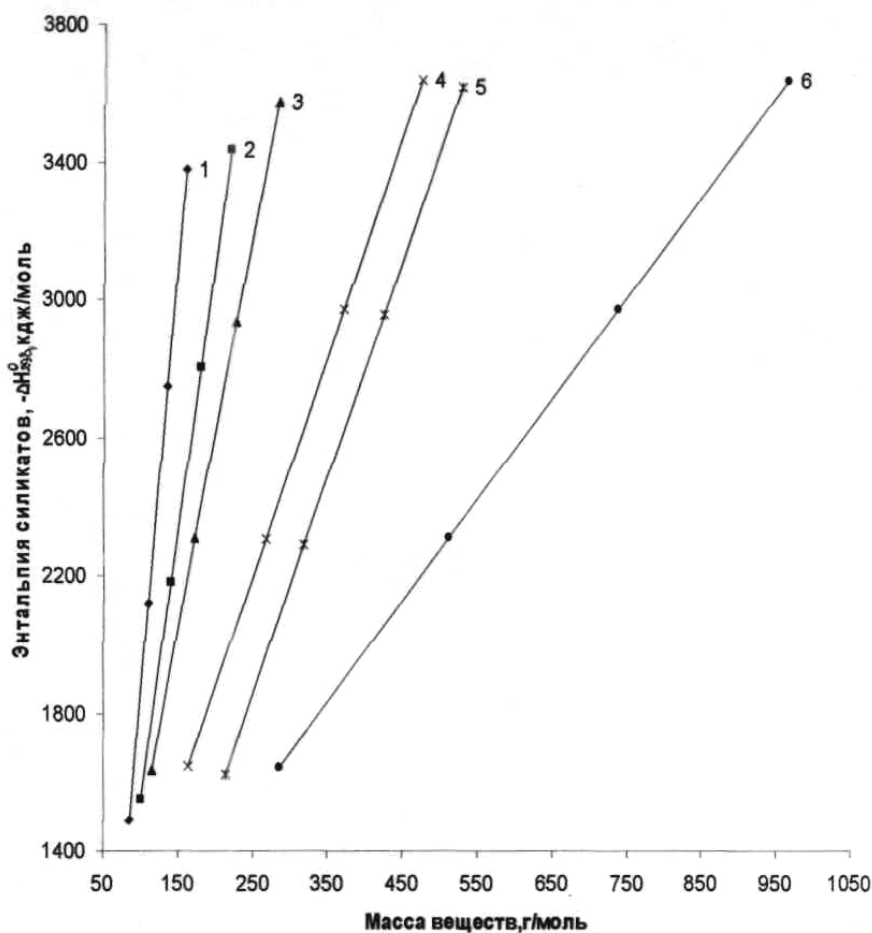


Рисунок 5. Взаимосвязь энтальпии силикатов подгруппы бериллия с массой веществ.

1- силикаты бериллия, 2- силикаты магния, 3- силикаты кальция, 4- силикаты стронция, 5- силикаты бария, 6- силикаты радия

$$1 \quad -\Delta H_{298}^0 = 25,045M + 641,16, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 0,9998$$

$$2 \quad -\Delta H_{298}^0 = 15,712M + 21,565, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

$$3 \quad -\Delta H_{298}^0 = 11,483M + 315,92, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

$$4 \quad -\Delta H_{298}^0 = 6,4128M + 595,03, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

$$5 \quad -\Delta H_{298}^0 = 6,3241M + 277,8, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 1$$

$$6 \quad -\Delta H_{298}^0 = 2,9411M + 802,51, \text{ кДж/моль} \quad R^2 = 0,9998$$

где M – масса веществ, г/моль

R^2 - коэффициент корреляции

ВЫВОДЫ

Установлена взаимосвязь энтальпии силикатов подгруппы бериллия с количеством катионов и количеством оксидов, с массой катионов и молекул. Показана закономерность изменения энтальпии в рядах однотипных веществ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Рузинов Л.П. Равновесные превращения металлургических реакций / Л.П. Рузинов; Б.С. Гуляницкий. - М.: Металлургия, 1975. – 415 с.
2. Справочник химика. Том 1, М.: Химия, 1966 – 1070с.

УДК 544.33

А.П. Коробейников, А.Н. Филин

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

АНАЛИЗ КОНСТАНТ ЭНТАЛЬПИИ АЛЮМИНАТОВ ПОДГРУППЫ БЕРИЛЛИЯ

Представлен термодинамический анализ энтальпии алюминатов подгруппы бериллия. Разработан прогнозный способ вычисления стандартных энтальпий.

The thermodynamic analysis of an enthalpy aluminium of a subgroup of a beryllium is shown. Is developed a way of calculation of standard enthalpies.

Термодинамические методы исследования позволяют с большой точностью спрогнозировать различные физико–химические процессы. К сожалению, опубликованных сведений по термодинамике недостаточно по причинам большой сложности экспериментальных определений. В связи с этим широко применяются прогнозные методы расчета термодинамических величин. В частности, свойства алюминатов описаны в литературе крайне недостаточно. Для этого выполнен анализ справочных данных по свойствам алюминатов.

К примеру, опишем разработанную методику анализа. Известны [1], константа энтальпии алюминатов подгруппы бериллия, расположены в таблице 1 в горизонтальные ряды с увеличением количества катионов в соединениях и по вертикали по составу подгруппы бериллия (Be – Ba) периодической системы Д.И. Менделеева.

Авторами установлена закономерность изменения стандартной энтальпии алюминатов подгруппы бериллия в рядах $-\Delta H^{\circ} \text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ – $\Delta H^{\circ} 4\text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ и предложен способ расчета этого свойства по двум известным величинам.

$$(\Delta H^{\circ} \text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 + \Delta H^{\circ} 3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3) / 2 = \Delta H^{\circ} 2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$$

Данная закономерность в изменении стандартной энтальпии алюминатов подгруппы бериллия и позволяет вычислить неизвестные характеристики для алюминатов.

Таблица 1 – Энтальпия алюминатов подгруппы бериллия

Вещество - ΔH°_{298} кДж/моль	Разность эн- тальпии (по го- ризонтали) ΔH°_{298} кДж/моль	Вещество - ΔH°_{298} кДж/моль	Разность эн- тальпии (по го- ризонтали) - ΔH°_{298} кДж/моль	Вещество - ΔH°_{298} кДж/моль	Разность эн- тальпии (по гори- зонтали) кДж/моль	Вещество - ΔH°_{298} кДж/моль
$\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 2350,85 $\Delta=35,03$	636,50	$2\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 2987,35 $\Delta=14,73$	677,53	$3\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 3664,88 $\Delta=41,24$	742,78	$4\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 4407,66 $\Delta=93,58$
$\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 2315,82 $\Delta=-10,56$	656,86	$2\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 2972,68 $\Delta=14,67$	650,72	$3\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 3623,40 $\Delta=41,24$	690,68	$4\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 4314,08 $\Delta=93,58$
$\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 2326,38 $\Delta=4,38$	631,63	$2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 2958,01 $\Delta=14,67$	624,39	$3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 3582,40 (с) $\Delta=41,24$	638,10	$4\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 4220,5 (с) $\Delta=93,58$
$\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 2322,0 $\Delta=17,6$	621,34	$2\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 2943,34 $\Delta=22,9$	579,82	$3\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 3541,16 (с) $\Delta=19,89$	585,76	$4\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 4126,92 (с) $\Delta=93,48$
$\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 2304,94 $\Delta=21,31$	615,50	$2\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 2920,44 $\Delta=22,9$	600,83	$3\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 3521,27 (с) $\Delta=20,09$	512,17	$4\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 4033,44 4122,1 $\Delta=93,48$
$\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 2283,63	616,81	$2\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 2897,54	603,64	$3\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 3501,18	438,78	$4\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ 3939,96

Примечание: знак с – справочная величина, р – расчетная.

Результаты математического анализа указывают на приближенную закономерность изменения энтальпии алюминатов по горизонтальным и вертикальным рядам (таблица 1). Сумма абсолютной величины энтальпии вещества в горизонтальном ряду равна половине суммы энтальпий веществ, стоящих слева и справа. Аналогичное наблюдается и в вертикальных рядах.

$$(\Delta H^\circ \text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 + \Delta H^\circ 3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3) / 2 = \Delta H^\circ 2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 = 2955,14 \text{ кДж/моль}$$

$$(\Delta H^\circ \text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 + \Delta H^\circ 3\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3) / 2 = \Delta H^\circ 2\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 = 2943,34 \text{ кДж/моль}$$

$$\Delta H^\circ \text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 = (\Delta H^\circ \text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 + \Delta H^\circ \text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_2) / 2 = 2323,74 \text{ кДж/моль}$$

Разность расчетной энтальпии и справочной составляет $\Delta H^\circ \text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \text{p} - \Delta H^\circ \text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \text{с} = 21,77 \text{ кДж/моль}$ или 0,92 % от справочной величины.

Аналогичная закономерность наблюдается при изменении количества катионов в молекуле

$$\Delta H^\circ 3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 = (\Delta H^\circ 4\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 + \Delta H^\circ 2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3) / 2 = 3589,26 \text{ кДж/моль}$$

$$\Delta H^\circ 3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \text{p} - \Delta H^\circ 3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \text{с} = 6,86 \text{ кДж/моль}$$
 или 0,19 %

$$\Delta H^\circ 3\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 = (\Delta H^\circ 4\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 + \Delta H^\circ 2\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3) / 2 = 3535,13 \text{ кДж/моль}$$

$$\Delta H^\circ 3\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \text{p} - \Delta H^\circ 3\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \text{с} = 6,03 \text{ кДж/моль}$$
 или 0,17 %

$$(\Delta H^\circ 3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 + \Delta H^\circ 3\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_2) / 2 = \Delta H^\circ 3\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 = 3551,78 \text{ кДж/моль}$$

$$\Delta H^\circ 3\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \text{p} - \Delta H^\circ 3\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \text{с} = 10,62 \text{ кДж/моль}$$
 или 0,30 %

По этим методикам рассчитаны неизвестные стандартные энтальпии для алюминатов стронция, бария, магния и сравнены со справочными. Во всех случаях наблюдается удовлетворительная сходимость результатов.

С целью оценки применимости предлагаемой методики выполнен графический анализ энтальпий алюминатов и силикатов в рядах однотипных соединений $\text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ и $x\text{MeO} \cdot \text{SiO}_2$ (Рисунок 1), наблюдается четкая связь исследуемого свойства для силикатов и алюминатов кальция. Уравнение взаимосвязи представлено на рисунке 1.

Из результатов анализа констант (таблица 1) очевидно равномерное увеличение энтальпии в рядах $\text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 - 4\text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$

$$\Delta H^\circ 4\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 - \Delta H^\circ 3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 = 638,1 \text{ кДж/моль}$$

$$\Delta H^\circ 3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 - \Delta H^\circ 3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 = 624,39 \text{ кДж/моль}$$

$$\Delta H^\circ 2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 - \Delta H^\circ \text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 = 630,13 \text{ кДж/моль}$$

$$\Delta H^\circ 4\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 - \Delta H^\circ 3\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 = 585,21 \text{ кДж/моль}$$

Графически установлена взаимосвязь стандартных энтальпий алюминатов и силикатов кальция с количеством катионных групп СаО в молекулах в рядах $\text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ - $4\text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ (рисунок 2). Уравнение взаимосвязи исследуемых свойств приведены на рисунке 2.

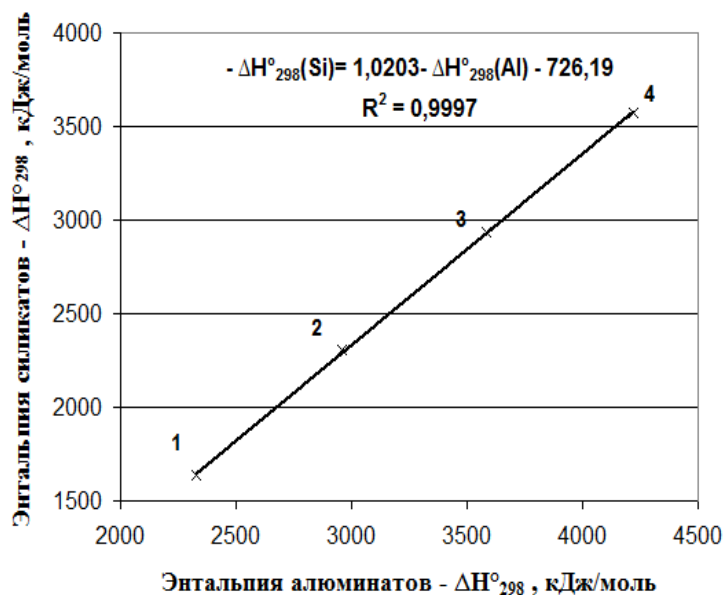


Рисунок 1 – Взаимосвязь энтальпий алюминатов и силикатов

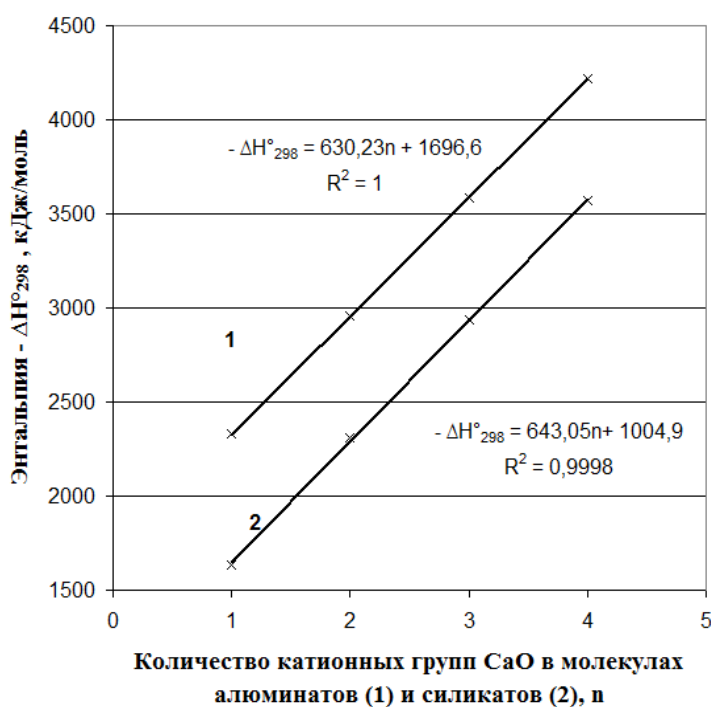


Рисунок 2 – Взаимосвязь стандартных энтальпий алюминатов и силикатов кальция с количеством катионных групп СаО в молекулах в рядах $\text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ - $4\text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$

ВЫВОДЫ

Представлен анализ термодинамических свойств алюминатов подгруппы бериллия. Предложен прогнозный метод вычисления энтальпии веществ с использованием справочных констант.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Рузинов Л.П., Гуляницкий Б.С. Равновесные превращения металлургических реакций. – М. : Металлургия. 1975. – 415 с.

УДК 544.33

А.П. Коробейников, А.Н. Филин, А.С. Бауск

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

ПРОГНОЗНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕМПЕРАТУР ПЛАВЛЕНИЯ АЛЮМИНАТОВ ПОДГРУППЫ БЕРИЛЛИЯ

Выполнен анализ температур плавления алюминатов подгруппы бериллия. Предложен прогнозный метод вычисления температур плавления однотипных алюминатов подгруппы бериллия. Установлена взаимосвязь температур плавления алюминатов с стандартной энтальпией и количеством катионов подгруппы бериллия.

The analysis of temperatures liquidus aluminium of a subgroup of a beryllium is made. Is offered method of calculation of temperatures liquidus of the same type aluminium of a subgroup of a beryllium. The correlation of temperatures liquidus aluminium with a standard enthalpy and quantity of cations of a subgroup of a beryllium is established.

В литературе [1] имеется информация по температурам плавления алюминатов подгруппы бериллия в ряду $\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ – $\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$, трехкальциевого алюмината и трехбариевого алюмината. Температуры плавления большинства алюминатов подгруппы бериллия в литературе не обнаружены. Для экспериментального определения этого свойства имеются методики и технические средства, и не представляют трудностей. Сложность заключается в получении индивидуальных алюминатов подгруппы бериллия.

В данной работе предпринята попытка прогнозным методом вычислить температуры плавления. Получение такой информации представляет теоретический и практический интерес и является актуальным. В металлургии эти вещества образуются в шлаках как ненужные отвальные продукты и не находят практического применения.

Алюминаты подгруппы бериллия расположены в таблице 1 в горизонтальные ряды по количеству катионов в веществах от $\text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ до $4\text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ и в вертикальные ряды по катионам от бериллия до радия.

Таблица 1 – Анализ температур плавления алюминатов подгруппы бериллия

BeO·Al ₂ O ₃ 2143 Δ=265	Δ=35	2 BeO·Al ₂ O ₃ 2108 Δ=265	Δ=35	3 BeO·Al ₂ O ₃ 2073 Δ=265	Δ=35	4 BeO·Al ₂ O ₃ 2040 Δ=265
MgO·Al ₂ O ₃ 2408 Δ=530	Δ=35	2 MgO·Al ₂ O ₃ 2373 Δ=535	Δ=30	3 MgO·Al ₂ O ₃ 2338 Δ=530	Δ=35	4 MgO·Al ₂ O ₃ 2303 Δ=530
CaO·Al ₂ O ₃ 1878 Δ=530	Δ=35	2 CaO·Al ₂ O ₃ 1843 Δ=411	Δ=35	3 CaO·Al ₂ O ₃ 1808 Δ=407	Δ=35	4 CaO·Al ₂ O ₃ 2180 Δ=407
SrO·Al ₂ O ₃ 2283 Δ=195	Δ=30	2 SrO·Al ₂ O ₃ 2254 Δ=199		3 SrO·Al ₂ O ₃ 2215 Δ=182	Δ=31	4 SrO·Al ₂ O ₃ 2180 Δ=
BaO·Al ₂ O ₃ 2088 Δ=190	Δ=32	2 BaO·Al ₂ O ₃ 2055 Δ=190	Δ=32	3 BaO·Al ₂ O ₃ 2023 Δ=190	Δ=33	4 BaO·Al ₂ O ₃ 1990 Δ=190
RaO·Al ₂ O ₃ 1898	Δ=35	2 RaO·Al ₂ O ₃ 1865	Δ=32	3 RaO·Al ₂ O ₃ 1833	Δ=33	4 RaO·Al ₂ O ₃ 1800

Под химической формулой проставлены температуры плавления веществ (градусы Кельвина). Разность температур веществ по горизонтали и по вертикали обозначены значком С, остальные величины расчетные получены из анализа справочных свойств. Результаты математического и графического анализа и сравнение их с термодинамическими свойствами позволили прогнозно оценить неизвестные константы. В первом вертикальном ряду разность температур плавления изменяется от 530К до 195К. Аналогичная закономерность с небольшими отклонениями должна сохраниться и в следующих вертикальных рядах. Температура плавления алюминатов радия составит 1898К. Разность температуры плавления BaO·Al₂O₃–RaO·Al₂O₃ составила 190К (на основании графического анализа).

Разность температур плавления в горизонтальном ряду CaO·Al₂O₃–3CaO·Al₂O₃ составляет 70К, в ряду BaO·Al₂O₃–3BaO·Al₂O₃ составляет 60К.

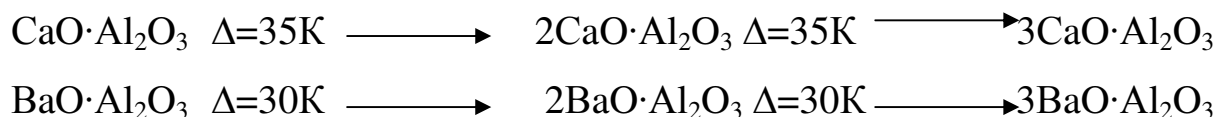
Температура плавления двухкальциевого алюмината и двухбариевого алюмината вычислены по уравнениям:

$$(T \text{ CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 + T \text{ 3CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3) / 2 = T \text{ 2CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$$

$$(T \text{ BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 + T \text{ 3BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3) / 2 = T \text{ 2BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$$

и составили 1843К и 2055К соответственно.

Разность температур плавления в горизонтальном ряду составляет:



Результаты расчетов температур плавления алюминатов представлены в таблице 1.

Результаты графического анализа температур плавления одно-, двух-, трех-, четырех катионных соединений алюминатов указывает на их взаимосвязь, что позволяет прогнозировать неизвестные константы (рисунок 1). Наблюдаются отклонения от прямой пропорциональной зависимости для соединений $2\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ - $3\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$.

	$x\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$	$x\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$	$x\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$	$x\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$	$x\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$	$x\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$
1	1878	2143	2408	2283	2088	1898
2	1843	2108	2373	2254	2056	1865
3	1808	2073	2338	2215	2023	1843
4	1773	2040	2303	2180	1990	1810

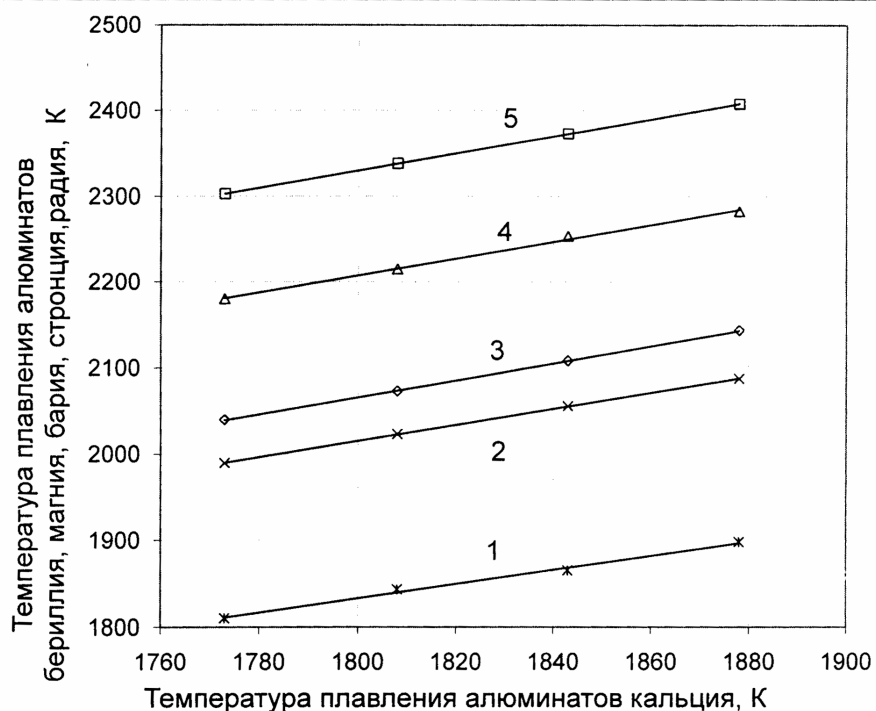


Рисунок 1. Взаимосвязь температуры плавления алюминатов кальция с температурами плавления алюминатов радия(1),бария(2),бериллия(3), стронция(4),магния(5)

$$1 \quad T_{\text{пл } x\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} = 0,817 \cdot T_{\text{пл } x\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} + 362,31 \quad R^2 = 0,9941$$

$$2 \quad T_{\text{пл } x\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} = 0,934 \cdot T_{\text{пл } x\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} + 333,71 \quad R^2 = 0,9999$$

$$3 \quad T_{\text{пл } x\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} = 0,982 \cdot T_{\text{пл } x\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} + 296,7 \quad R^2 = 0,9998$$

$$4 \quad T_{\text{пл } x\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} = 0,9943 \cdot T_{\text{пл } x\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} + 417,93 \quad R^2 = 0,9969$$

$$5 \quad T_{\text{пл } x\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} = T_{\text{пл } x\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} + 530 \quad R^2 = 1,0000$$

На рисунке 2 показана зависимость температур плавления алюминатов от количества катионов в веществе.

Для графического анализа свойств использовались справочные и расчетные температуры плавления и теплоты образования алюминатов [1].

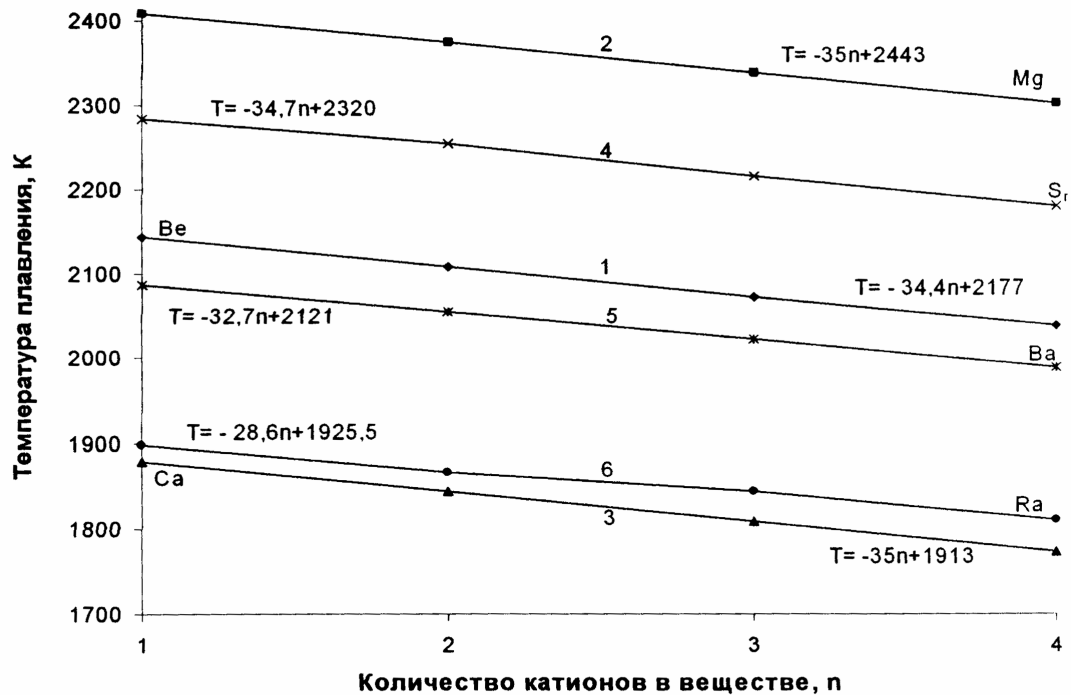


Рисунок 2. Взаимосвязь температуры плавления(К) алюминатов подгруппы бериллия с количеством катионов в веществе

Количество катионов, n	y_1	y_2	y_3	y_4	y_5	y_6
	1	2	3	4	5	6
1	$BeO \cdot Al_2O_3$ 2143K (127)	$MgO \cdot Al_2O_3$ 2408K (142,3)	$CaO \cdot Al_2O_3$ 1878K (158)	$SrO \cdot Al_2O_3$ 2283K (187,6)	$BaO \cdot Al_2O_3$ 2088K (239,3)	$RaO \cdot Al_2O_3$ 1898K (328)
2	$2BeO \cdot Al_2O_3$ 2108 (152)	$2MgO \cdot Al_2O_3$ 2373 (182,6)	$2CaO \cdot Al_2O_3$ 1843 (214)	$2SrO \cdot Al_2O_3$ 2254 (277,2)	$2BaO \cdot Al_2O_3$ 2056 (376,6)	$2RaO \cdot Al_2O_3$ 1865 (557)
3	$3BeO \cdot Al_2O_3$ 2073 (177)	$3MgO \cdot Al_2O_3$ 2338 (222,9)	$3CaO \cdot Al_2O_3$ 1808 (270)	$3SrO \cdot Al_2O_3$ 2216 (374,8)	$3BaO \cdot Al_2O_3$ 2023 (513,9)	$3RaO \cdot Al_2O_3$ 1843 (780)
4	$4BeO \cdot Al_2O_3$ 2040 (202)	$4MgO \cdot Al_2O_3$ 2303 (283,2)	$4CaO \cdot Al_2O_3$ 1773 (326)	$4SrO \cdot Al_2O_3$ 2180 (458,4)	$4BaO \cdot Al_2O_3$ 1990 (651,2)	$4RaO \cdot Al_2O_3$ 1810 (1006)

Аналитическим и графическим анализом установлена связь

температуры плавления алюминатов со стандартной теплотой образования (рисунок 3) для однотипных веществ в рядах $\text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ - $4\text{MeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$.

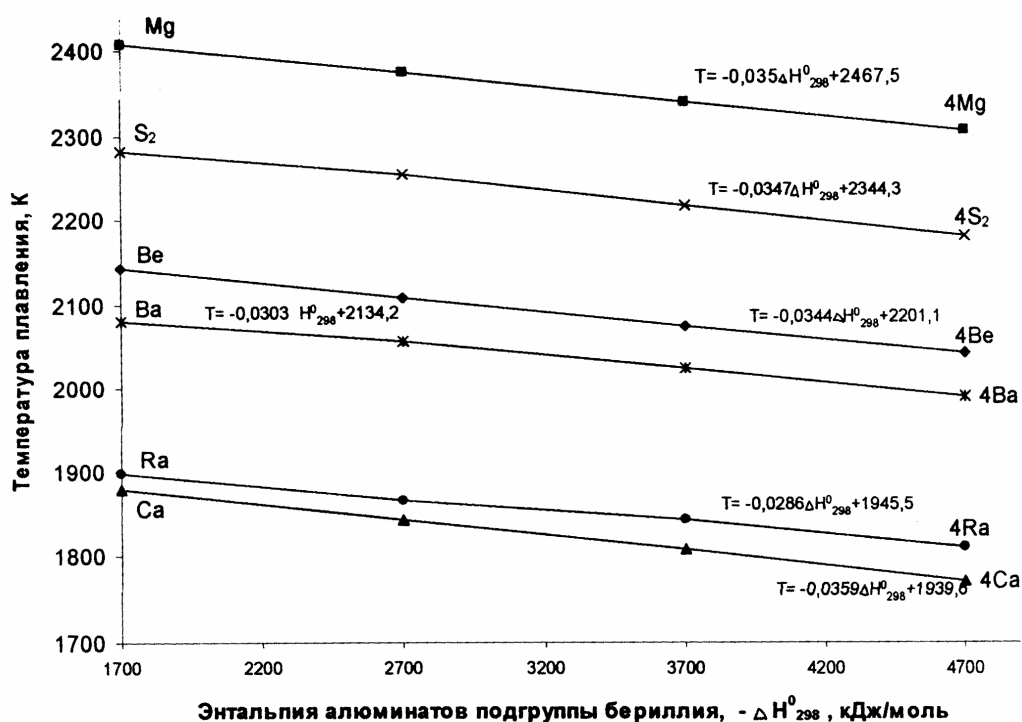


Рисунок 3. Взаимосвязь температуры плавления алюминатов подгруппы бериллия с стандартной энтальпией

$\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 2302,85$ $T = 2143$	$2\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 2987,35$ $T = 2108$	$3\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 3664,88$ $T = 2073$	$4\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 4407,66$ $T = 2040$
$\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 2307,85$ $T = 2408$	$2\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 2972,68$ $T = 2373$	$3\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 3623,40$ $T = 2338$	$4\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 4314,08$ $T = 2303$
$\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 2327,88$ $T = 1878$	$2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 2958,01$ $T = 1843$	$3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 3582,40$ $T = 1808$	$4\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 4220,5$ $T = 1773$
$\text{S}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 2345,51$ $T = 2283$	$2\text{S}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 2943,34$ $T = 2254$	$3\text{S}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 3541,16$ $T = 2216$	$4\text{S}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 4126,92$ $T = 2180$
$\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 2319,60$ $T = 2080$	$2\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 2920,44$ $T = 2056$	$3\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 3521,27$ $T = 2023$	$4\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 4033,44$ $T = 1990$
$\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 2293,63$ $T = 1898$	$2\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 2897,54$ $T = 1865$	$3\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 3501,18$ $T = 1843$	$4\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ $-H_{298}^0 = 3939,96$ $T = 1810$

Графическим анализом установлена взаимосвязь температуры плавления алюминатов в подгруппе Be-Ba (рисунок 4). Приведенные

зависимости представлены уравнения прямолинейной связи (рисунки 1 – 4).

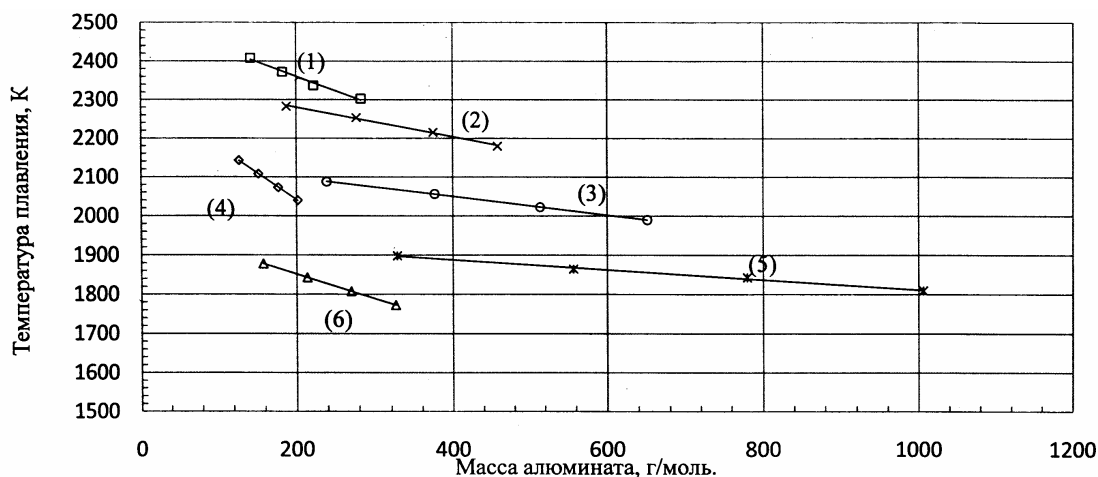


Рисунок 4. Взаимосвязь температуры плавления алюминатов подгруппы бериллия с массой

Кол-во катионов, x	$x\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$		$x\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$		$x\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$		$x\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$		$x\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$		$x\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$	
	T, K	M, гр/моль	T, K	M, гр/моль	T, K	M, гр/моль	T, K	M, гр/моль	T, K	M, гр/моль	T, K	M, гр/моль
1	2143	127	2408	142,3	1878	158	2283	187,6	2088	239,3	1898	328
2	2108	152	2373	182,6	1843	214	2254	277,2	2056	376,6	1865	557
3	2073	177	2338	222,9	1808	270	2216	374,8	2023	513,9	1843	780
4	2040	202	2303	283,2	1773	326	2180	458,4	1990	651,2	1810	1006

(1)	$T_{x\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} = -0,747 \cdot M_{x\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} + 2510$	$R^2 = 0,988$
(2)	$T_{x\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} = -0,381 \cdot M_{x\text{SrO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} + 2356$	$R^2 = 0,996$
(3)	$T_{x\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} = -0,238 \cdot M_{x\text{BaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} + 2145$	$R^2 = 0,999$
(4)	$T_{x\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} = -1,376 \cdot M_{x\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} + 2317$	$R^2 = 0,999$
(5)	$T_{x\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} = -0,126 \cdot M_{x\text{RaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} + 1938$	$R^2 = 0,994$
(6)	$T_{x\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} = -0,625 \cdot M_{x\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3} + 1976$	$R^2 = 1,000$

ВЫВОДЫ

Выполнен аналитический и графический анализ температур плавления алюминатов подгруппы бериллия. Установлена взаимосвязь температур плавления с количеством катионов в веществах подгруппы бериллия. Показана графическая связь температуры плавления со стандартной теплотой образования и массой алюминатов исследуемой группы. Предложены методики и уравнения прогнозного определения температур плавления однотипных веществ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Рузинов Л.П. Равновесные превращения металлургических реакций / Л.П. Рузинов, Б.С. Гульняцкий – М. : Металлургия, 1975. – 415 с.
2. Справочник химии. Том 1. М. : Химия, 1966. – 1070 с.

УДК 669.71

М.Я. Минцис, Г.В. Галевский

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

МОДЕРНИЗАЦИЯ КАТОДНОГО УЗЛА АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ С АНОДАМИ СОДЕРБЕРГА

Проанализировано состояние катодного узла на электролизерах Содерберга и предложены меры по его совершенствованию.

The condition of cathodes unit cells of Soderberg is analyzed, and Measures of its optimization are offered.

Алюминиевые электролизеры с анодами Содерберга в настоящее время составляют около 70 % от всех типов электролизеров на заводах России. Доминирующая часть этих электролизеров разработана в 50-х годах прошлого века и была рассчитана на технологию, при которой питание электролита глиноземом осуществлялось периодически (один раз в 3-4 ч). В этих условиях масса электролита должна была быть такой, чтобы в ней растворилось столько глинозема, сколько необходимо для работы электролизера в течение 3-4 ч. Затраты труда на доставку глинозема к электролизеру и погружения его в расплав электролита достигают 40 % от всех трудовых затрат технологического персонала.

В настоящее время на Красноярском алюминиевом заводе завершена работа по внедрению систем автоматического питания электролита глиноземом (АПГ), а на ряде заводов работы по внедрению систем АПГ продолжаются. Внедрение систем АПГ не только повышает производительность технологического персонала, но и полностью изменяют технологию электролиза – резко снижается частота анодных эффектов, стабилизируется концентрация глинозема в электролите и величина междуполюсного расстояния и пр. Однако это изменение технологии не сопровождается соответствующим изменением конструкции электролизера.

При внедрении систем АПГ резко сокращается периодичность подачи глинозема в расплав – эта периодичность сокращается с 3-4 ч до нескольких минут. В этих условиях необходимый объем электро-

лита резко сокращается.

К сожалению, в учебной и в производственно-технической литературе отсутствует методика определения объема электролита в шахте, что осложняет обоснование минимального значения технически необходимого объема электролита в условиях питания его глиноземом системами АПГ.

Ниже приводится методика определения объема электролита в шахте, а ее схема, используемая для расчета массы электролита в шахте, приведена на рисунке.

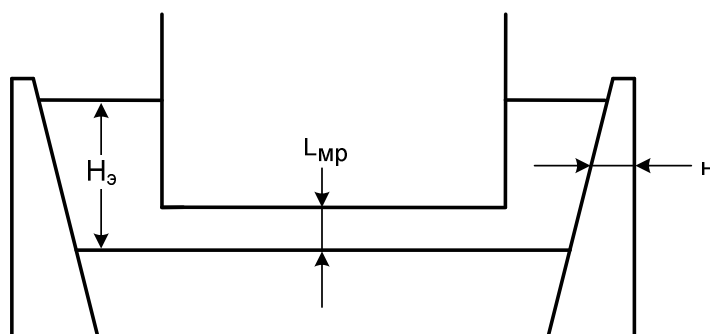


Рисунок – Расчетная схема

Объем электролита $V_э$ (дм³) в шахте ванны определяется выражением:

$$V_э = (S_p \cdot H_э) - S_a \cdot (H_э - L_{мз})$$

где: S_p – поверхность расплава, дм²;

$H_э$ – высота столба электролита над металлом, дм;

S_a – площадь анода, дм²;

$L_{мз}$ – междуполусное расстояние, дм.

Поверхность расплава S_p с учетом средней толщины бортовой настыви n (дм), определяется следующим выражением:

$$S_p = (L_{ш} - 2n) \cdot (B_{ш} - 2n)$$

где: $L_{ш}$ и $B_{ш}$ – длина и ширина шахты, дм.

Площадь анода S_a (дм²) определяется выражением:

для электролизеров Содерберга: $S_a = L_a \cdot B_a$

а для электролизеров ОА: $S_a = n_б \cdot S_б = n_б \cdot L_б \cdot B_б$

где: L_a , B_a – длина и ширина анода соответственно, дм;

$n_б$ – количество анодных блоков, шт;

$S_б$ – площадь анодного блока дм²;

$L_б$ и $B_б$ – длина и ширина анодного блока соответственно, дм.

Масса электролита $M_э$ (кг) в шахте равна произведению его объ-

ема V_3 (дм³) на плотность электролита d_3 , которая составляет около 2,08 кг/дм³:

$$M_3 = V_3 \cdot d_3 .$$

Для расчетов удобно пользоваться понятием удельной массы электролита m_3 (кг/кА), которая равна отношению массы электролита M_3 , к силе тока I_c (кА):

$$m_3 = M_3 / I_c$$

Для определения необходимого количества электролита в шахте определим потребность в глиноземе q_r (кг/кА·ч) в расчете на 1 кА в течение одного часа. Для этого определим удельную производительность электролизера q_a (кг/кА·ч) за время $t = 1$ ч, при силе тока $I_c = 1$ кА, и выходе по току $\eta = 0,9$:

$$q_a = 0.3356 \cdot I_c \cdot t \cdot \eta = 0,3356 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,9 = 0,30 \text{ кг/кА} \cdot \text{ч},$$

а удельная потребность в глиноземе q_r для производства q_a алюминия составит

$$q_r = 1,889 \cdot q_a = 1,889 \cdot 0,30 = 0,567 \text{ кг/кА} \cdot \text{ч}.$$

Растворимость глинозема в электролите зависит от множества факторов, которые подробно рассмотрены в [1]. При поточной обработке корки максимальное значение концентрации глинозема в электролите $C_{\text{макс}}$ наступает через некоторое время после подачи ее в электролит. В процессе электролиза не весь глинозем, растворенный в электролите, расходуется, так как при достижении некоторого критического значения его концентрации $C_{\text{кр}}$ наступает анодный эффект. Во избежание возникновения анодного эффекта необходимо ввести в электролит очередную порцию глинозема в тот момент, когда значение его концентрации будет минимально допустимым $C_{\text{мин}}$, но выше значения $C_{\text{кр}}$. Таким образом, количество глинозема, которое может быть выработано из электролита, зависит от разницы значений:

$$\Delta C = C_{\text{макс}} - C_{\text{мин}}$$

В зависимости от качества глинозема, параметров электролита, анодной плотности тока значение $C_{\text{макс}}$ при современной технологии составляет около 6,0 % [1], а $C_{\text{мин}}$ – около 2,5 %. Тогда величина ΔC составляет около 3,5 % от массы электролита.

Удельная масса электролита q_3 , необходимая для растворения q_r глинозема при принятых нами условиях, составит:

$$q_3 = q_f / \Delta C = 0,567 / 0,035 = 16,2 \text{ кг/кА}\cdot\text{ч}$$

При поточной 8-кратной обработке корки глинозем подается в расплав приблизительно каждые 3 ч. Следовательно, необходимая удельная масса электролита должна составлять $16,2 \cdot 3 = 48,6 \text{ кг/кА}\cdot\text{ч}$.

При оснащении электролизера системой АПГ, процесс ведут при концентрации глинозема в электролите около 2,5 %, так как при этом электрическое сопротивление электролита минимально. Очередная порция глинозема подается в расплав с периодичностью в несколько минут. Именно поэтому необходимое количество электролита должно быть значительно меньшим.

Для сравнения рассчитаем удельный объем электролита для наиболее широко распространенного на заводах России электролизера Содерберга типа С8БМ и современного электролизера с обожженными анодами типа РА-300, установленный на ХАЗе, параметры которых представлены в таблице.

Таблица – Параметры электролизеров С8БМ и РА-300

Параметр	Ед. изм.	С8БМ	РА-300
Анод			
- длина	дм	84	14,45
- ширина	дм	28,5	7
- количество блоков	шт	1	36
- площадь	дм ²	2394	3641,4
- плотность тока	А/см ²	0,722	0,878
Подина			
- длина	дм	94	143,5
- ширина	дм	41,2	37,6
- площадь	дм ²	3872,8	5395,6
- плотность тока	А/см ²	0,446	0,593
Рассчитанные параметры:			
- объем	дм ³	3397,3	4333,5
- масса	кг	7029	9013,6
- удельная масса	кг/кА	40,86	28,16

Рассчитаем объем V_3 , его массу M_3 и удельную массу m_3 электролита для каждого типа электролизера,

Считая, высоту столба электролита H_3 равной 1,8 дм, междупо-

люсное расстояние $L_{мз} = 0,5$ дм, а толщина настыли n в зоне электролита – 1,0 дм, получим:

Для электролизера С8БМ:

$$V_3 = (S'_p \cdot H_3) - S_a \cdot (H_3 - L_{мз}) = (3606,4 \cdot 1,8) - 2394 \cdot (1,8 - 0,5) = 3379,3 \text{ дм}^3;$$
$$M_3 = V_3 \cdot d_3 = 3379,3 \cdot 2,08 = 7029 \text{ кг}; \quad m_3 = M_3 / I_c = 7029 / 172 = 40,86 \text{ кг/кА}$$

Для электролизера РА-300:

$$V_3 = (S'_p \cdot H_3) - S_a \cdot (H_3 - L_{мз}) = (5037,4 \cdot 1,8) - 3641 \cdot (1,8 - 0,5) = 4333,5 \text{ дм}^3;$$
$$M_3 = V_3 \cdot d_3 = 4333,5 \cdot 2,08 = 9013,6 \text{ кг}; \quad m_3 = M_3 / I_c = 9013,6 / 320 = 28,16 \text{ кг/кА}$$

Таким образом, у электролизера РА-300, оборудованного системой АПГ, при расстоянии между анодным массивом и бортом шахты 350 мм, удельная масса электролита составляет 28,16 кг/кА, что в 1,45 раза меньше, чем на электролизере типа С8БМ.

На современных же зарубежных электролизерах с ОА, расстояние между анодным массивом и ботом шахты составляет 250 мм, а удельный объем электролита при этом не превышает 25 кг/кА, что в 1,63 раза меньше, чем на электролизерах С8БМ.

Эти данные убедительно свидетельствуют о возможности уменьшения объемов расплава в шахте ванны путем снижения расстояния между анодом и бортом шахты. Это приблизительно на 20 % уменьшит материалоемкость катодного узла и адекватно снизит затраты на проведение капитального ремонта. Кроме того, площадь поверхности электролита уменьшится также приблизительно на 20 %, что положительно скажется на эмиссии токсичных газов в атмосферу корпуса.

Уменьшение ширины катодного узла приведет к существенному росту катодной плотности тока, под которой здесь понимается отношение силы тока к площади шахты. В настоящее время на электролизерах с обожженными анодами анодная плотность тока, по данным компании Gibson Crest Pty Ltd, составляет 0,85-0,9 А/см². При этом отношение площади анода к площади подины рекомендуется принимать в пределах 0,85-0,9, то есть катодная плотность тока должна быть не менее 0,72- 0,80 А/см².

Рекомендуемая для обожженных анодных блоков анодная плотность тока на анодах Содерберга недостижима – на электролизерах С8БМ НКАЗа, при токе 173 кА анодная плотность тока достигла 0,725 А/см², но и при этом катодная плотность тока составляет только

0,447 А/см². Столь низкая катодная плотность тока приводит к снижению выхода по току, переохлаждению подины, образованию уходящих далеко под анод подовых настывлей и увеличивает материалоемкость катодного устройства.

По-видимому, эффективная анодная плотность тока без модернизации анодов Содерберга ВТ, не превысит 0,75 А/см², но катодную плотность тока весьма целесообразно увеличить, что непременно снизит потери металла за счет протекания обратных реакций, или, иными словами, повысит выход по току. Есть основания полагать, что срок службы узкого катодного устройства возрастет.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Исаева Л.А. Глинозем в производстве алюминия электролизом / Л.А. Исаева, П.В. Поляков. – Краснотурьинск: Издат. дом «БАЗ», 2000. – 198 с.

УДК 621.746

В.Б. Деев, Н.В. Башмакова, И.Ф. Селянин

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

ОСОБЕННОСТИ ВЛИЯНИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ТОКА НА ПРОЦЕСС КРИСТАЛЛИЗАЦИИ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Рассмотрены особенности кристаллизации алюминиевого сплава АК7ч с различным содержанием железа после воздействия электрического тока. Для исследования фазовых переходов в процессе кристаллизации был применен метод термоЭДС, методы термического и дифференциально-термического анализа. Показано, что обработка электрическим током сплава АК7ч уменьшает температурный интервал кристаллизации и способствует формированию мелкозернистой структуры.

Features of crystallization of aluminium alloy АК7ч with the various maintenance of iron after influence of an electric current are considered. The method has been applied to research of phase transitions during crystallization thermo-electromotive force method, methods of the thermal and D-thermal analysis. It is shown, that processing by an electric current of alloy АК7ч reduces a temperature interval of crystallization and promotes formation of fine-grained structure.

Использование повышенного количества низкосортной шихты при выплавке алюминиевых литейных сплавов значительно снижает их свойства: способствует насыщению газами, неметаллическими включениями, приводит к неизбежному накоплению нежелательных примесей, в том числе и железа.

Железо в алюминиевых сплавах является одной из вреднейших примесей. Железосодержащие фазы ($FeAl_3$, Al_2SiFe , Al_4Si_2Fe , Al_5SiFe и др.), как правило, имеют грубокристаллическое строение и негативно влияют на механические свойства сплавов, особенно на относительное удлинение. Наибольшую опасность представляет β -фаза (Al_5SiFe), кристаллы которой выпадают в виде хрупких пластин. Данная фаза

создает эффект охрупчивания, что значительно снижает механические характеристики и коррозионную стойкость алюминиевых сплавов.

Нейтрализация вредного влияния железа на свойства сплавов возможна при условии получения железосодержащих фаз в компактном виде, что достигается введением в сплав марганца, хрома, а также применением внешних воздействий на расплавы (электрические и магнитные поля, высокотемпературные перегревы, ультразвук). Многочисленные экспериментальные и теоретические исследования по влиянию внешних воздействий на расплавы в процессе кристаллизации и в период плавки показали, что они позволяют существенно измельчить структурные составляющие сплавов с повышением технологических и механических свойств.

Одним из перспективных способов внешнего воздействия на сплавы в процессе кристаллизации является обработка электрическим током. Однако механизм физико-химического воздействия электрического тока на процесс кристаллизации исследован недостаточно как в экспериментальном, так и теоретическом плане. Имеющиеся данные носят отрывочный характер и часто противоречат друг другу.

В данной работе исследовано влияние электрического тока на процесс кристаллизации алюминиевого сплава АК7ч с различным содержанием железа. Для исследования процесса кристаллизации использовались методы термического, дифференциально-термического анализов и термоЭДС, которые реализовывались на установке [1].

Сущность термического анализа основана на том, что происходящие в металлах процессы изменения агрегатного состояния, аллотропические превращения, растворение или выделение избыточных фаз и т.д. сопровождается определенным тепловым эффектом. При регистрации изменения температуры исследуемого сплава в процессе нагрева или охлаждения тепловой эффект, сопровождающий превращение, проявляется в виде нарушения плавного хода кривых. Это позволяет установить температурные и временные интервалы превращений в сплаве, а в ряде случаев и их интенсивность.

Метод дифференциального термического анализа обеспечивает более надежные результаты. Сущность его состоит в том, что с помощью быстродействующего электронного оборудования для изучения кристаллизации расплава анализируют кривую охлаждения в координатах температура-время, производную кривой охлаждения, дифференциальную кривую в координатах теплота-время. По кривым ДТА можно оценить характер кристаллизации и определить соотношения между количествами теплоты, выделившимися при образовании фаз [2 – 4].

ТермоЭДС относится к термоэлектрическим явлениям, которые представляют собой совокупность физических явлений, обусловленных взаимосвязью между тепловыми и электрическими процессами в металлах. ТермоЭДС возникает в замкнутой цепи, состоящей из разнородных проводников, если места контактов поддерживаются при разных температурах. Величина термоЭДС зависит от разности температур горячего и холодного контактов и от материала проводников. ТермоЭДС материала чувствительна к присутствию примесей, к ориентации кристаллических зерен, термической и холодной обработке материала. Пики термоЭДС приходятся на температуру фазовых превращений [5, 6].

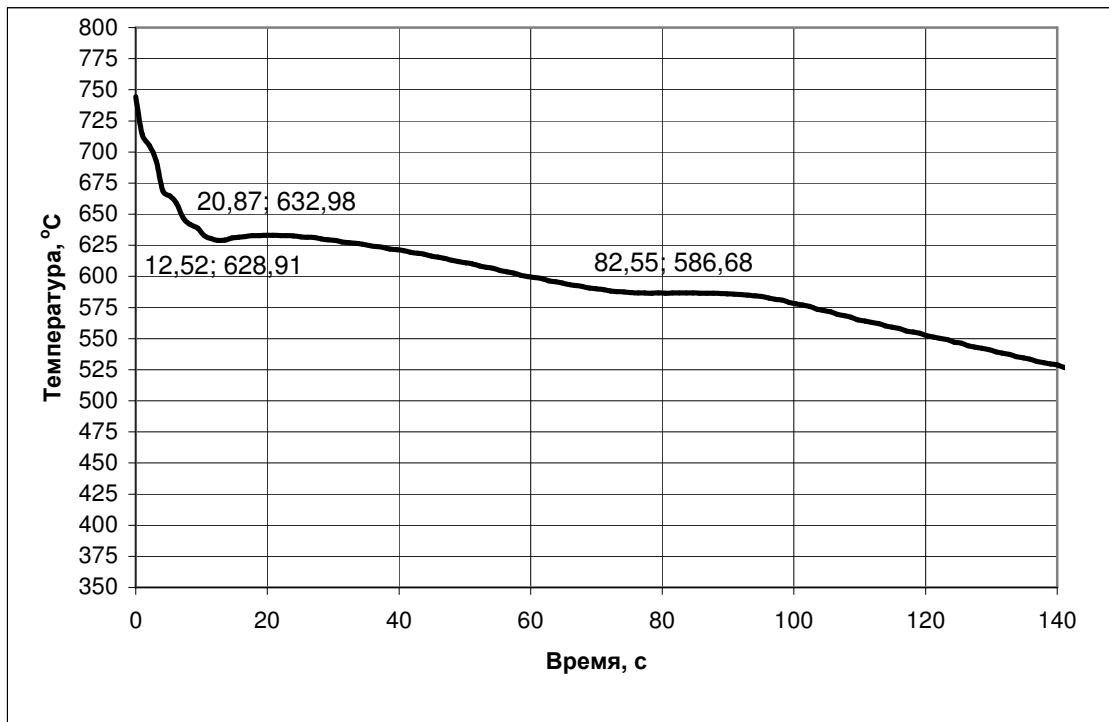
На рисунках 1 – 8 приведены термические кривые и зависимости абсолютной термоЭДС (α) сплавов от средней температуры горячего и холодного контактов термопар (T_{cp}) без воздействия тока и под воздействием тока.

В таблице 1 приведены параметры кристаллизации исходного сплава АК7ч и обработанного электрическим током с различным содержанием железа, определенные методом ДТА (кривые ДТА приведены на рисунках 9 – 12).

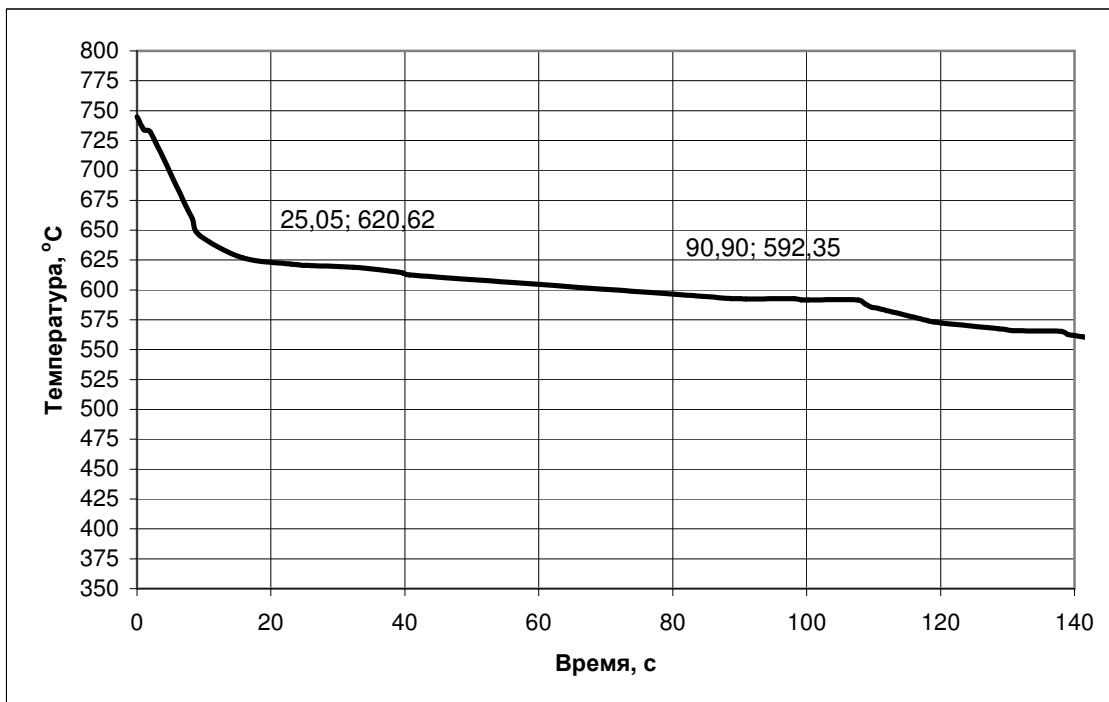
Таблица 1 – Параметры кристаллизации сплава АК7ч в зависимости от содержания железа и параметров обработки

Содержание железа, % масс.	Плотность тока j , А/м ²	Температура ликвидус T_L , °С	Температура солидус T_S , °С	Интервал кристаллизации ΔT_{LS}	Полное время кристаллизации τ_n , сек	Увеличение времени кристаллизации $\Delta \tau$, сек
0,52	–	632	586	46	95,07	15,72
	$(1,5 \div 1,7) \cdot 10^5$	620	592	28	110,79	
1,05	–	628	584	44	70,97	10,49
	$(1,5 \div 1,7) \cdot 10^5$	620	590	30	81,46	
1,48	–	628	585	43	74,1	11,69
	$(1,5 \div 1,7) \cdot 10^5$	622	589	33	85,79	
2,06	–	632	584	48	70,25	12,3
	$(1,5 \div 1,7) \cdot 10^5$	624	590	34	82,55	

Из анализа полученных данных следует, что обработка электрическим током сплава АК7ч в процессе кристаллизации уменьшает температурный интервал кристаллизации (ΔT_{LS}) на 10 – 18 °С, что способствует формированию мелкозернистой структуры сплавов с компактными включениями железосодержащих фаз.

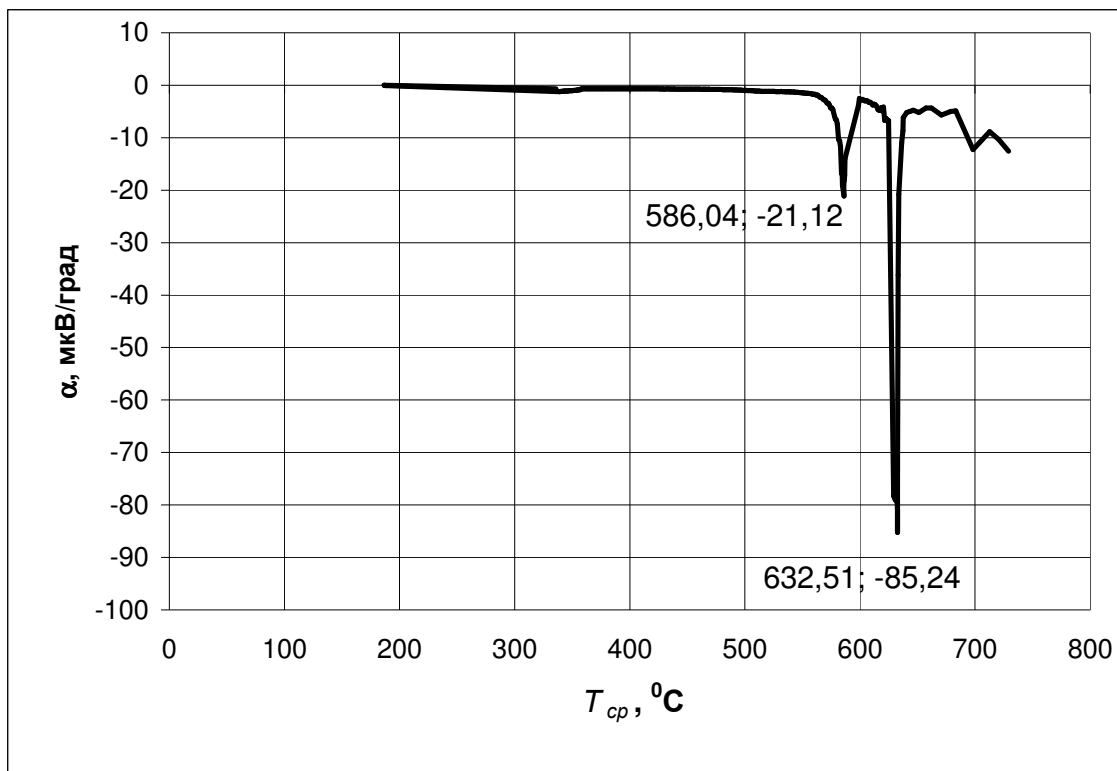


а

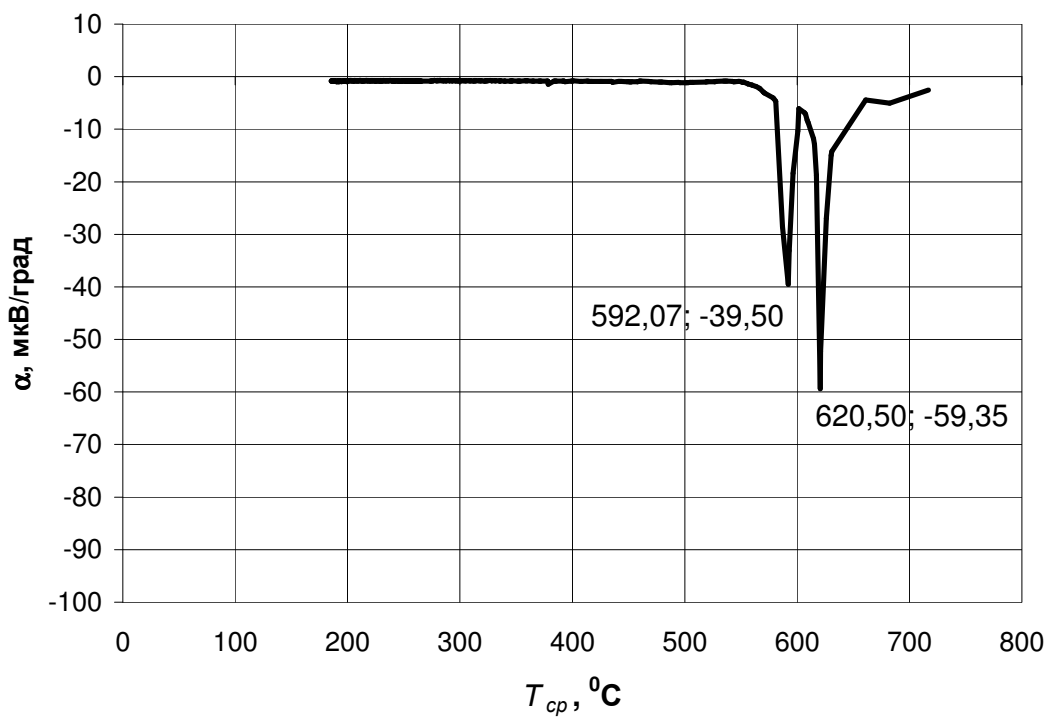


б

Рисунок 1 – Термические кривые сплава АК7ч (0,52 % Fe):
 а – исходный сплав; б – сплав, обработанный электрическим током



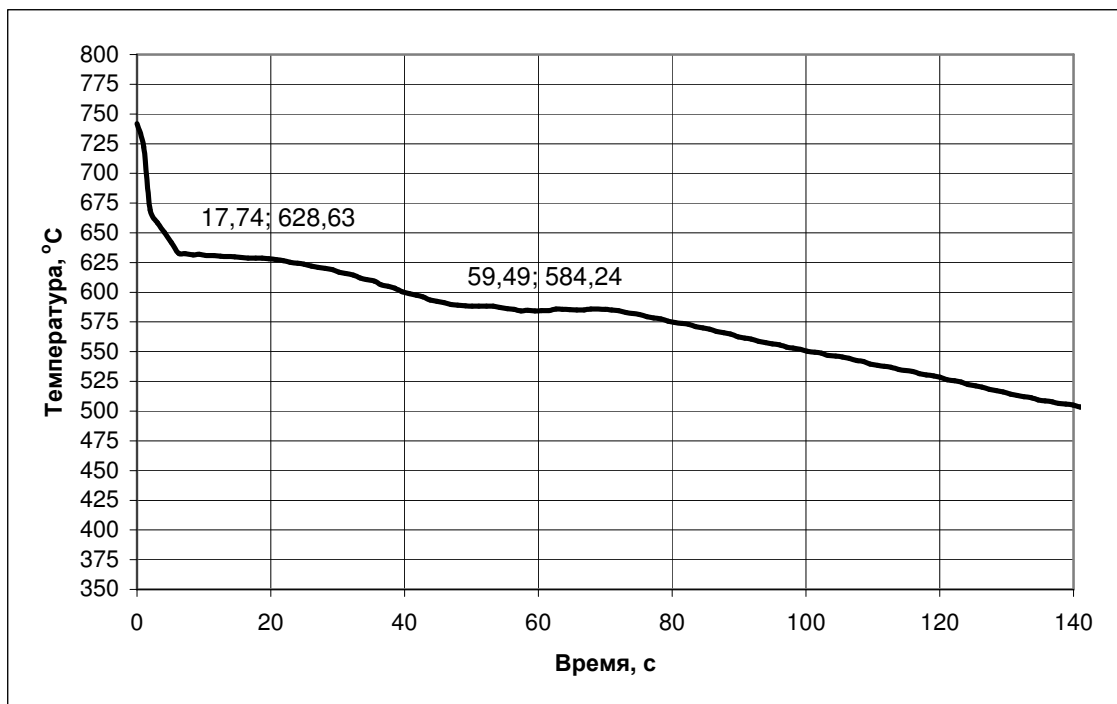
а



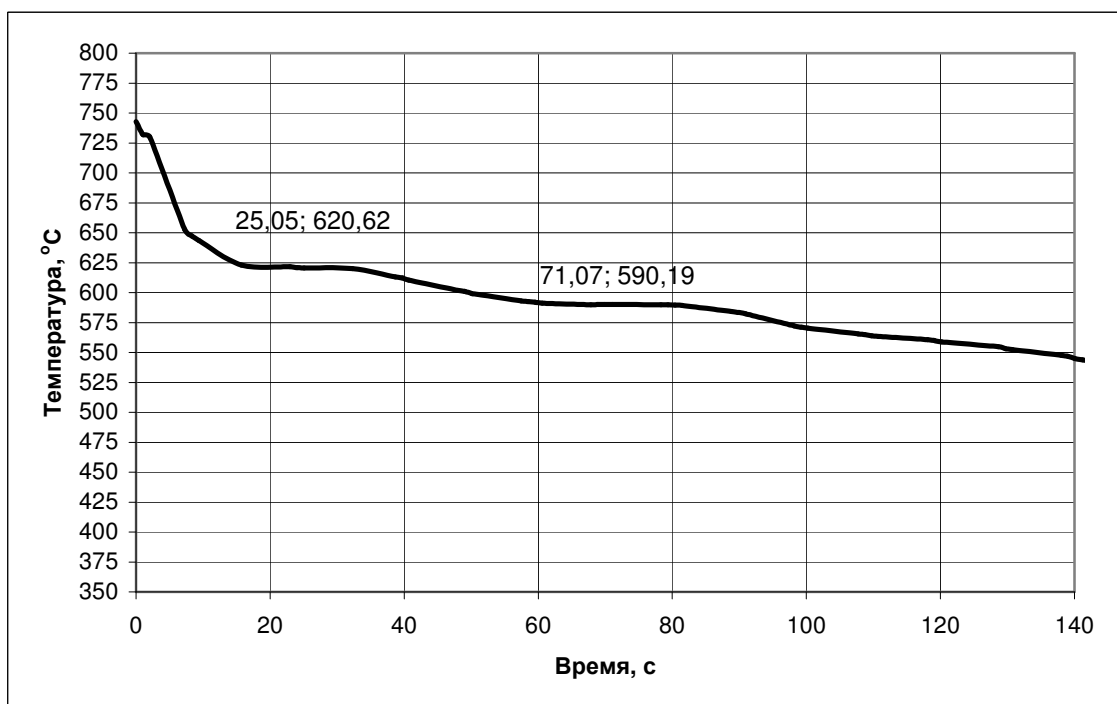
б

Рисунок 2 – ТермоЭДС сплава АК7ч (0,52 % Fe):

а – исходный сплав; б – сплав, обработанный электрическим током

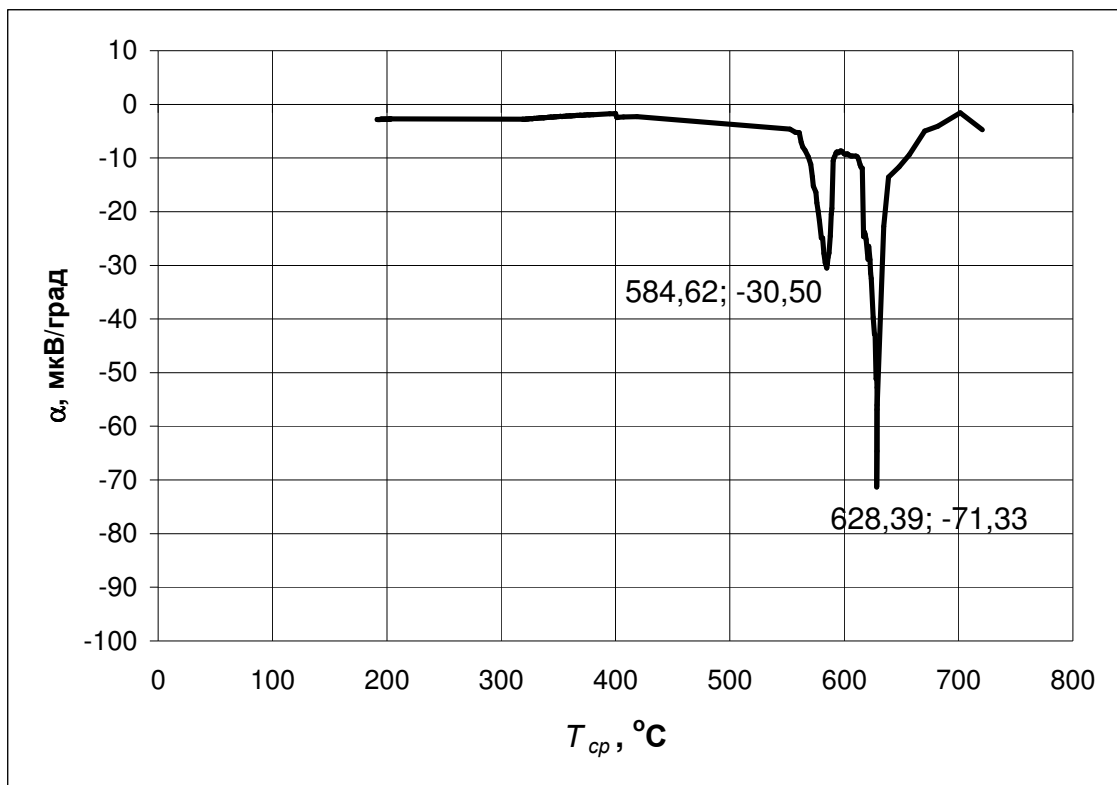


а

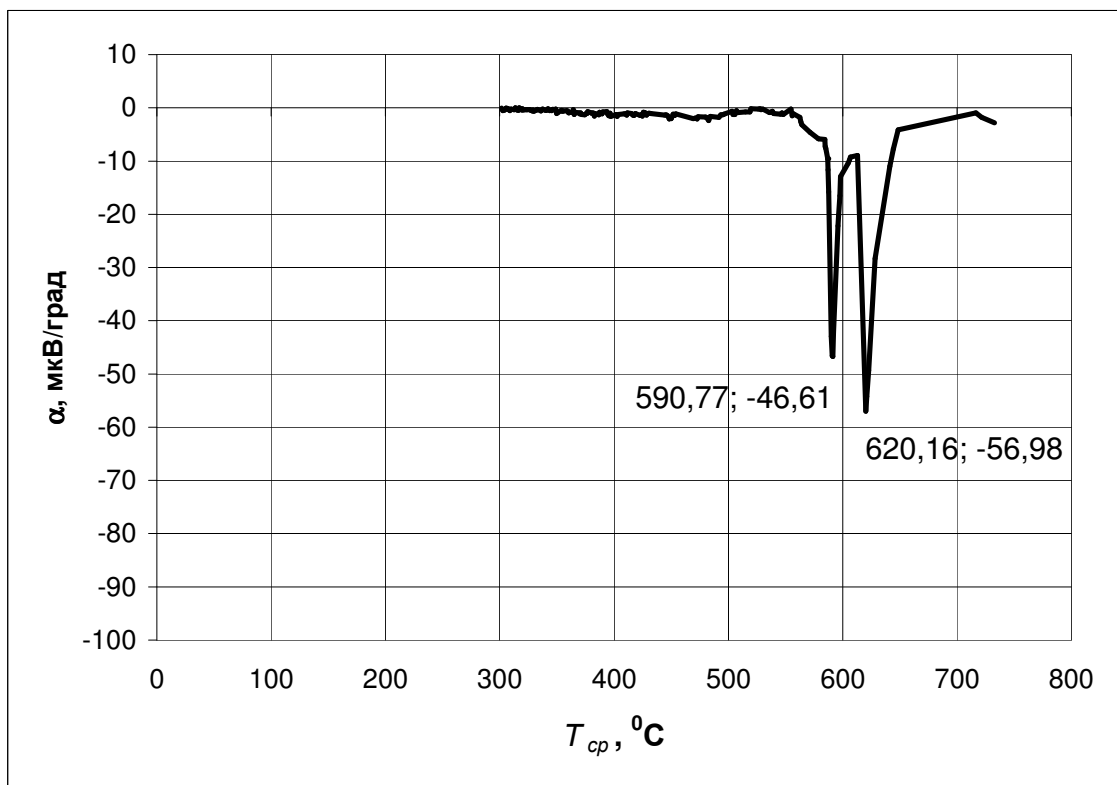


б

Рисунок 3 – Термические кривые сплава АК7ч (1,05 % Fe):
а – исходный сплав; б – сплав, обработанный электрическим током



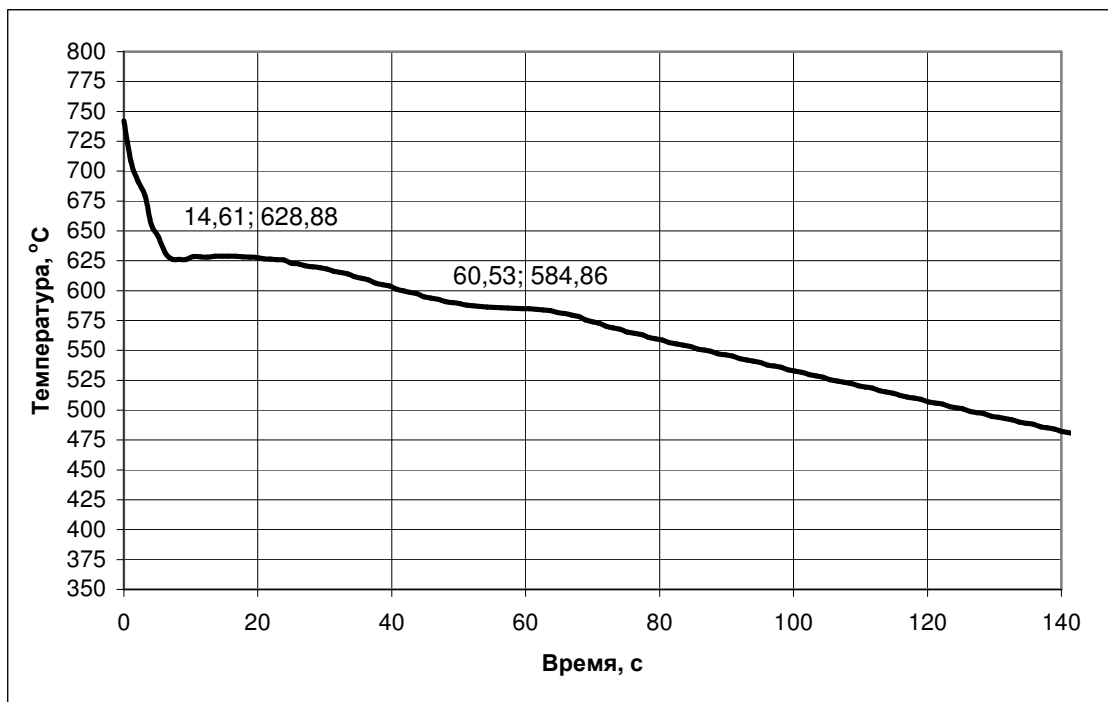
а



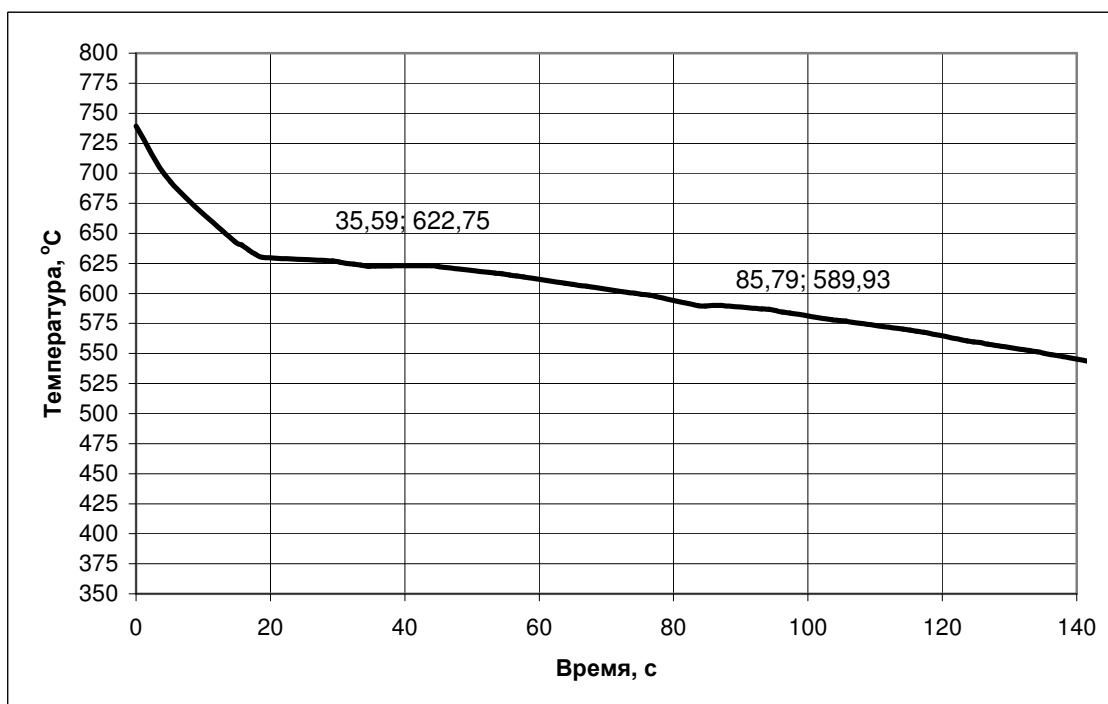
б

Рисунок 4 – ТермоЭДС сплава АК7ч (1,05 % Fe):

а – исходный сплав; б – сплав, обработанный электрическим током

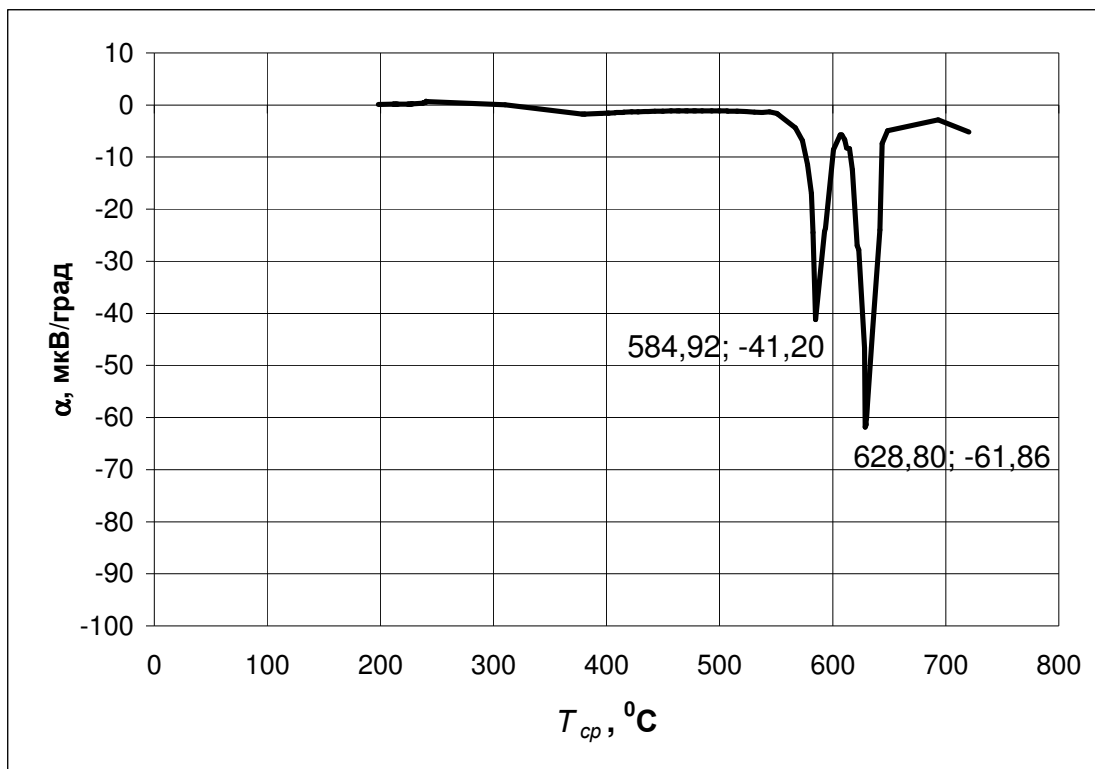


а

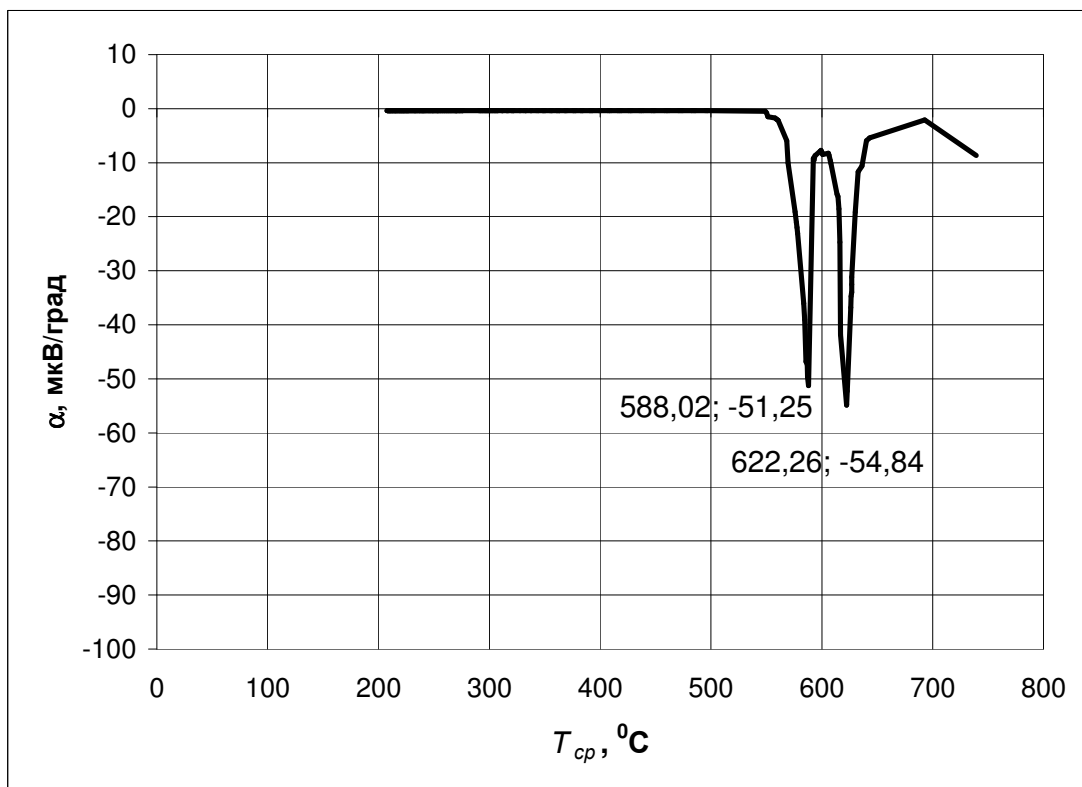


б

Рисунок 5 – Термические кривые сплава АК7ч (1,48 % Fe):
 а – исходный сплав; б – сплав, обработанный электрическим током

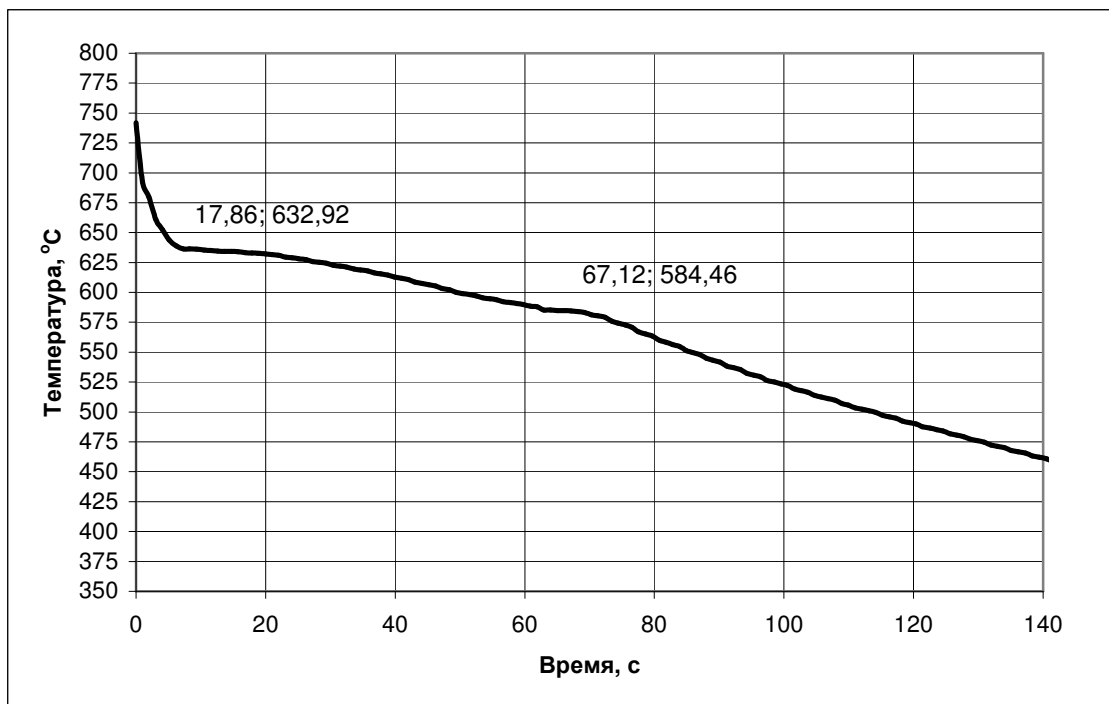


а

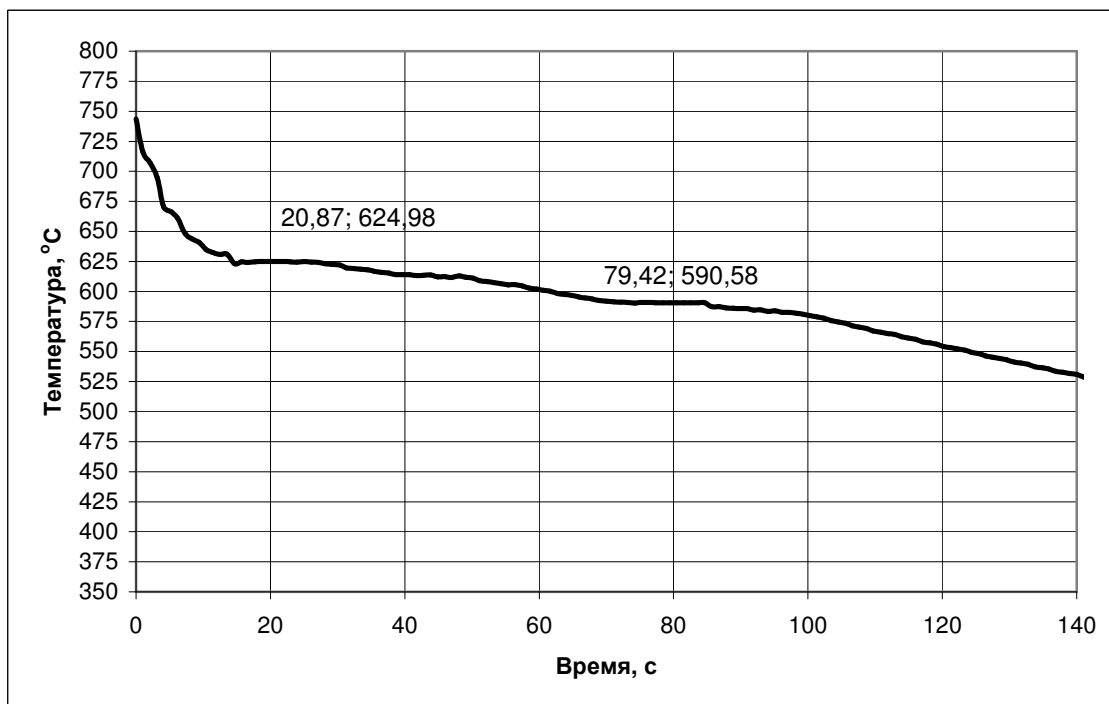


б

Рисунок 6 – ТермоЭДС сплава АК7ч (1,48 % Fe):
 а – исходный сплав; б – сплав, обработанный электрическим током

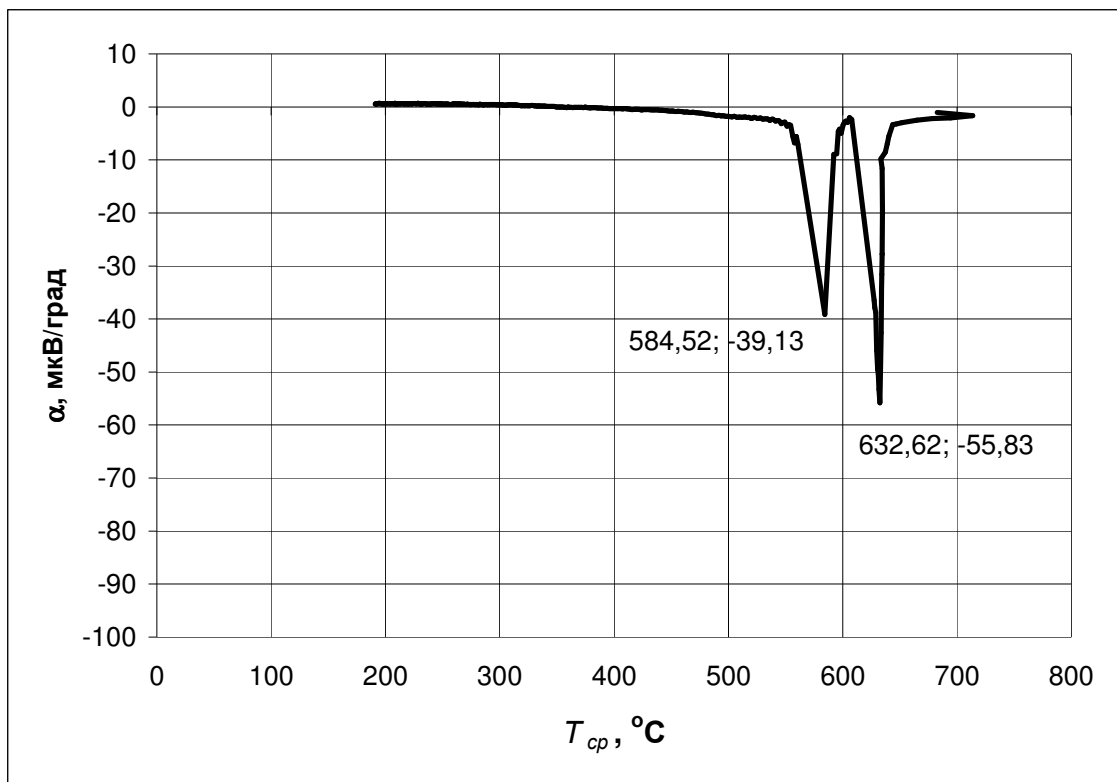


а

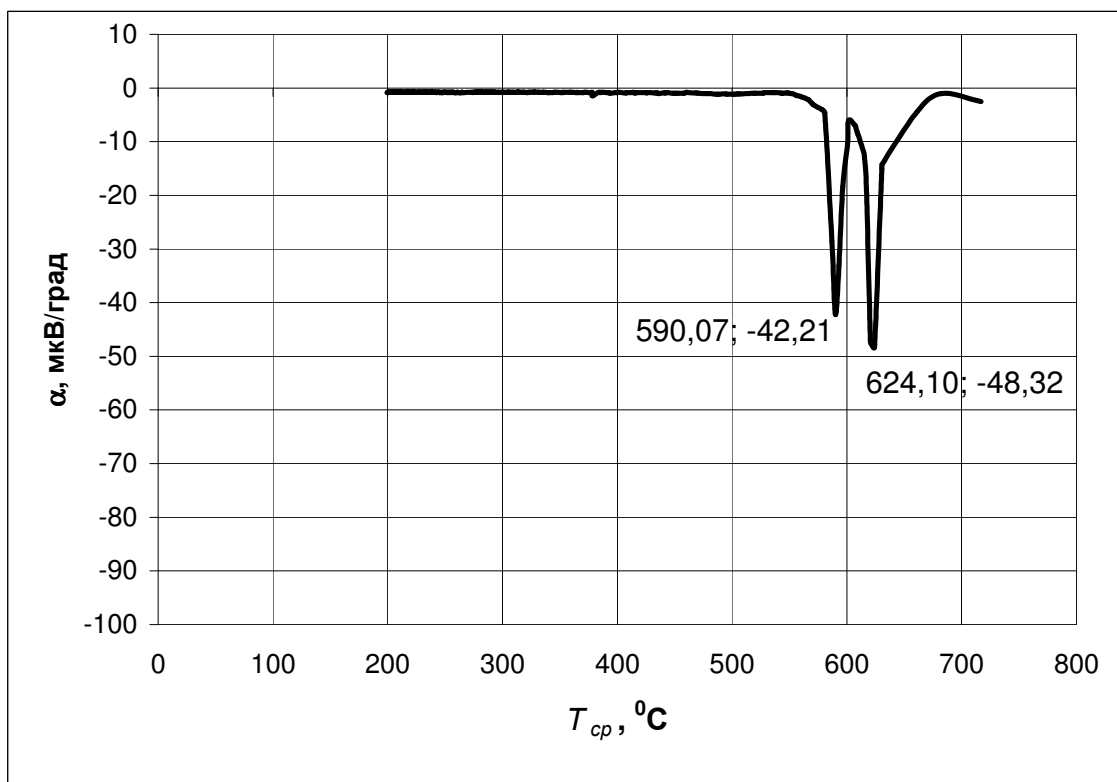


б

Рисунок 7 – Термические кривые сплава АК7ч (2,06 % Fe):
 а – исходный сплав; б – сплав, обработанный электрическим током



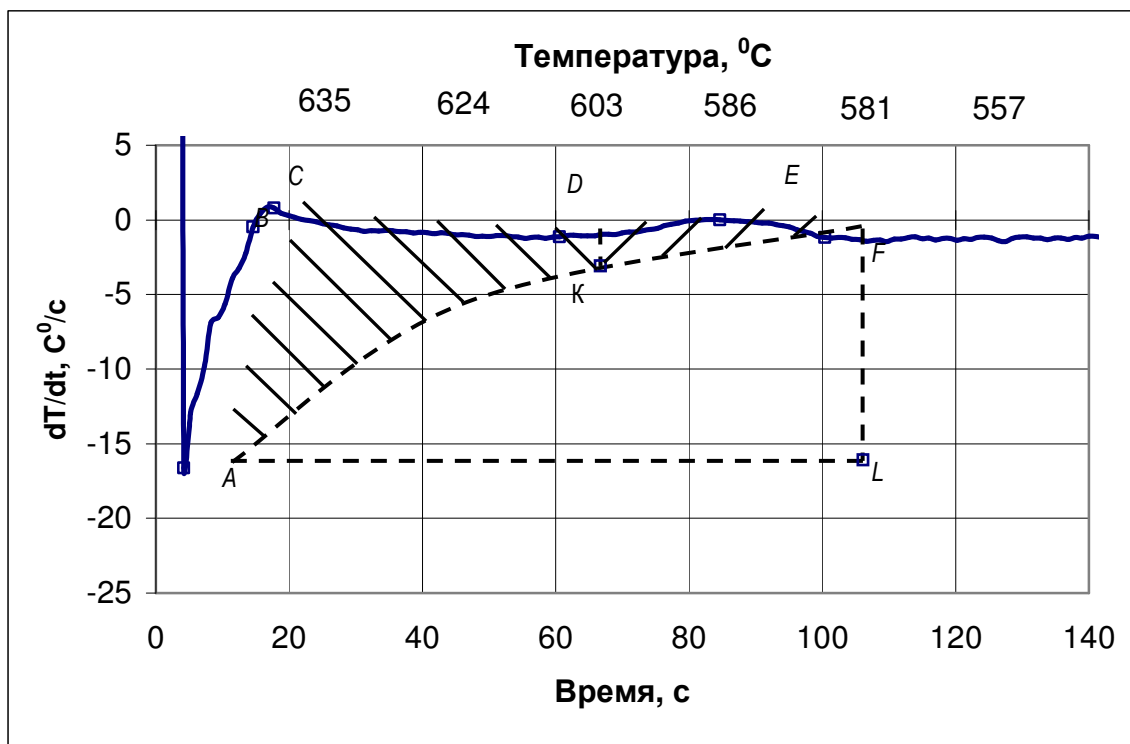
а



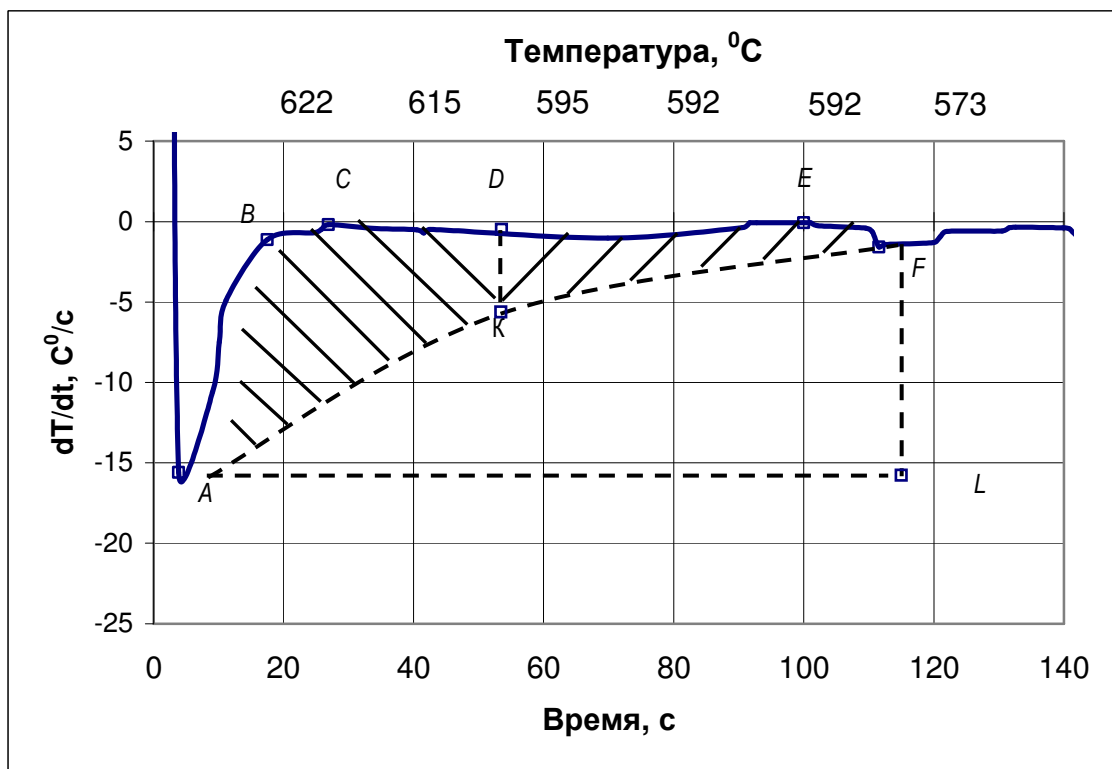
б

Рисунок 8 – ТермоЭДС сплава АК7ч (2,06 % Fe):

а – исходный сплав; б – сплав, обработанный электрическим током



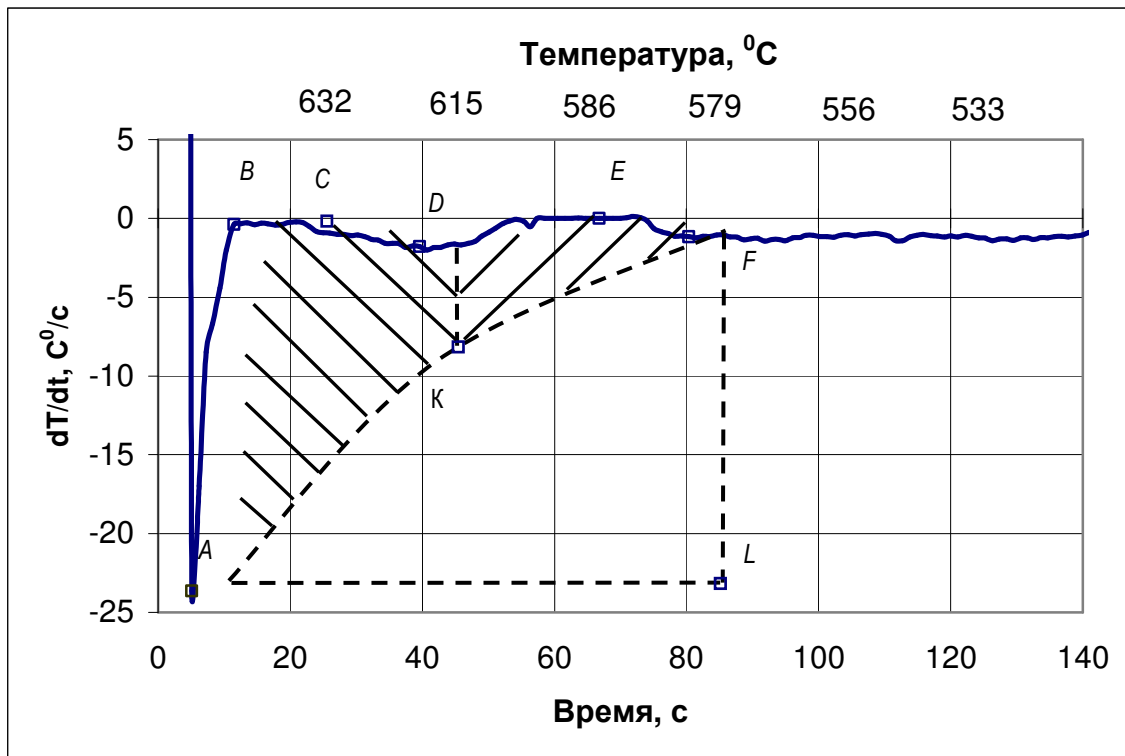
а



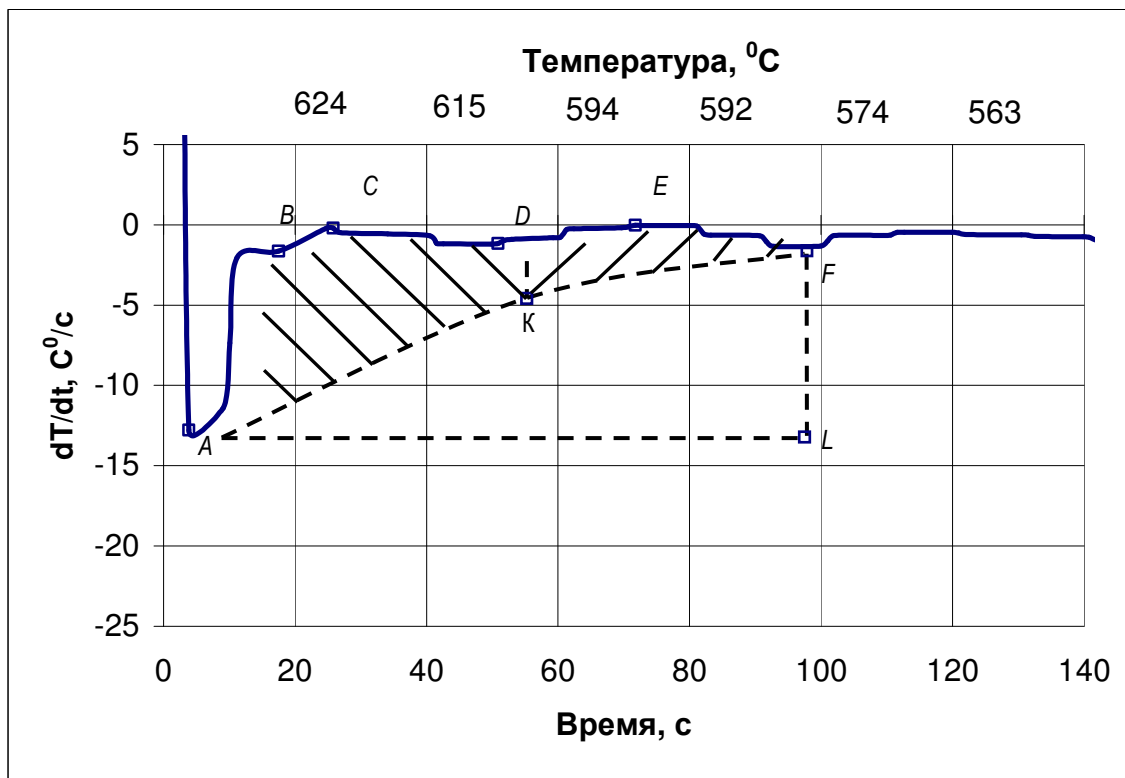
б

Рисунок 9 – Дифференциальные термические кривые охлаждения сплава АК7ч (0,52 % Fe):

а – без воздействия тока; б – под воздействием тока



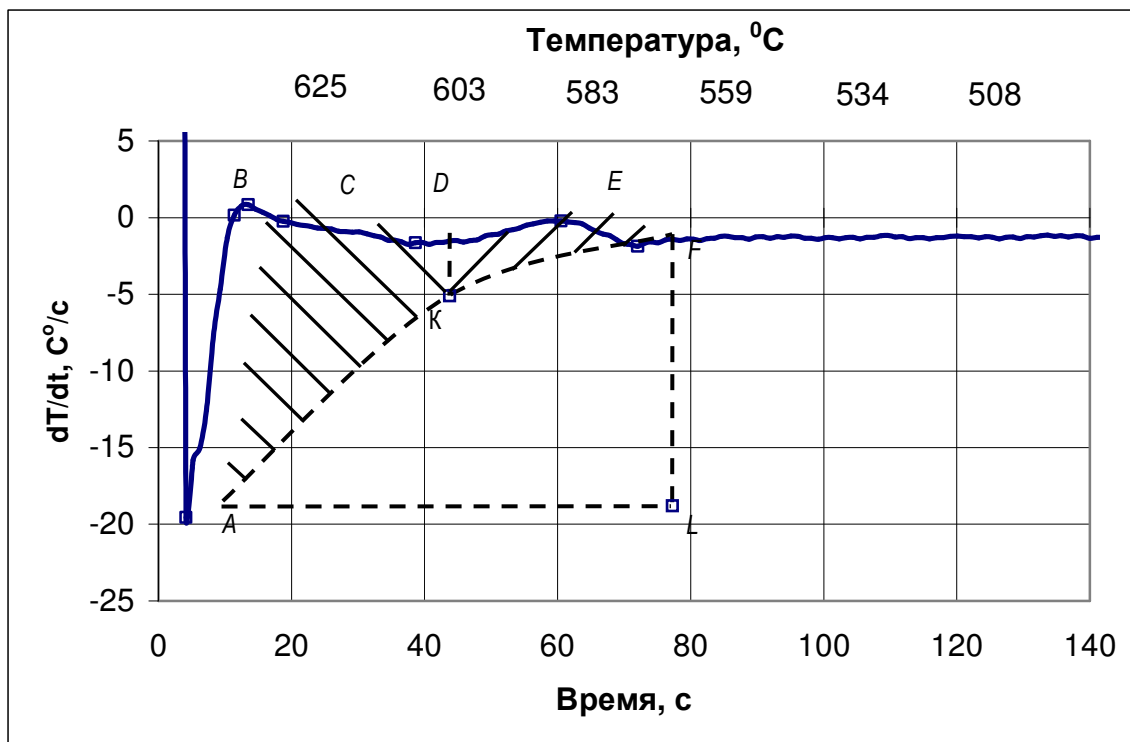
а



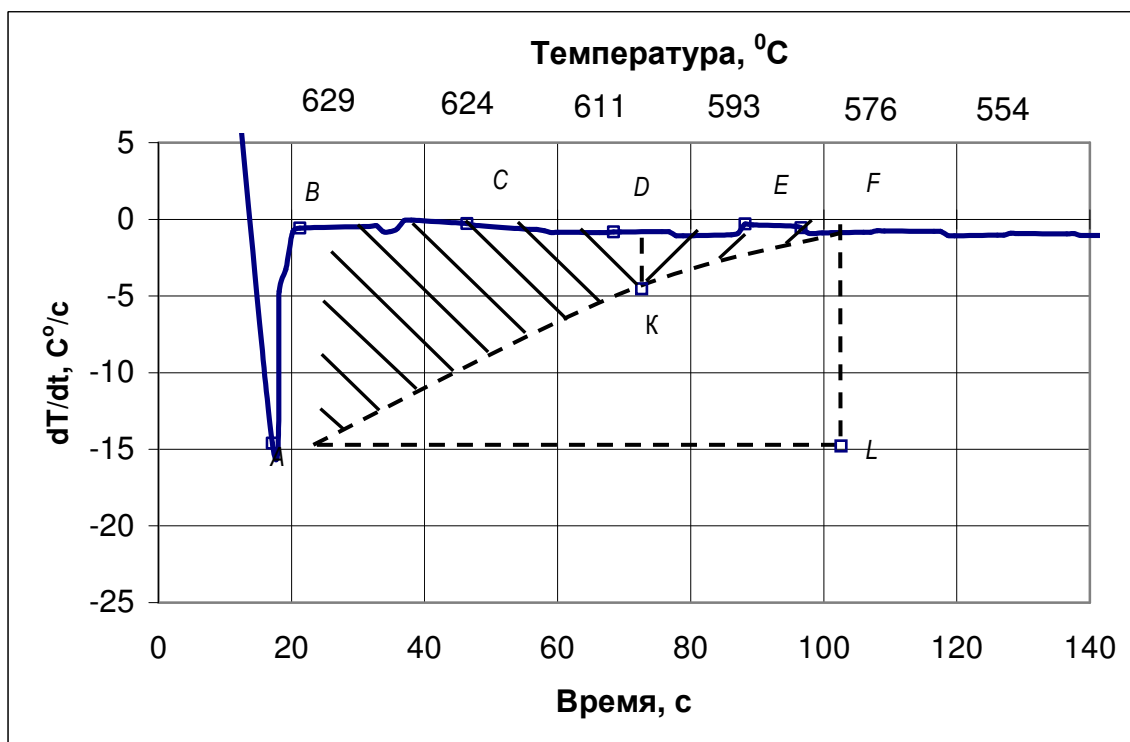
б

Рисунок 10 – Дифференциальные термические кривые охлаждения сплава АК7ч (1,05 % Fe):

а – без воздействия тока; б – под воздействием тока



а



б

Рисунок 11 – Дифференциальные термические кривые охлаждения сплава АК7ч (1,48 % Fe):

а – без воздействия тока; б – под воздействием тока

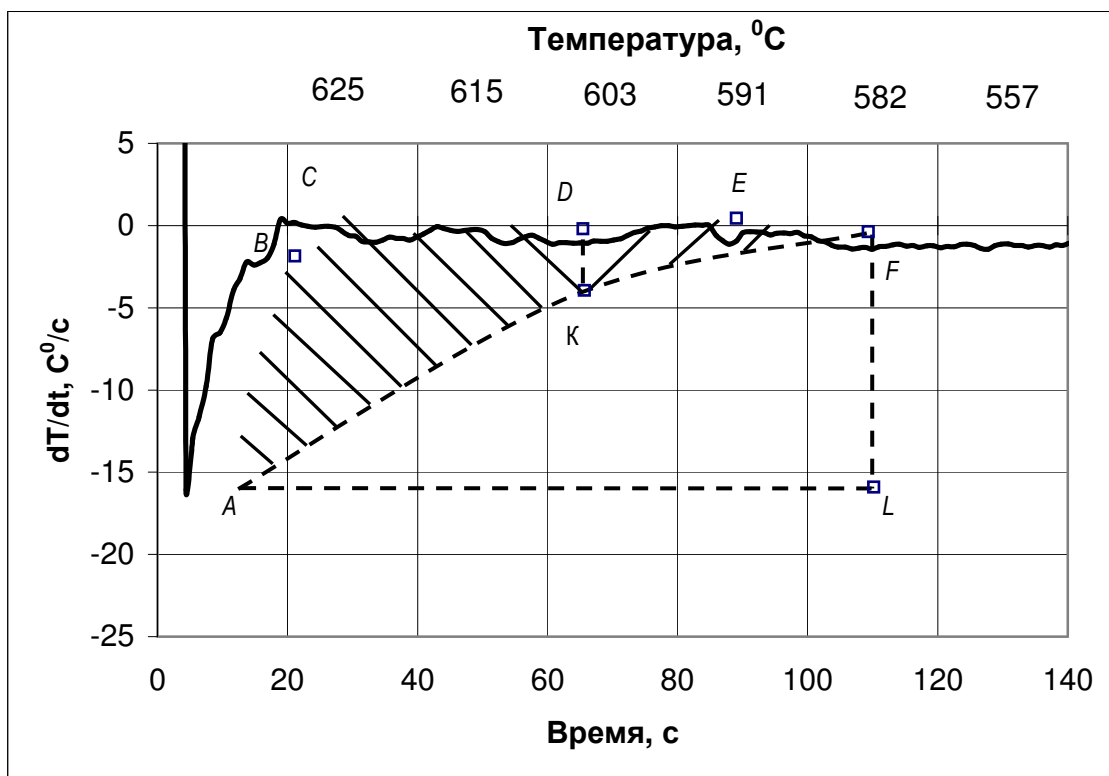
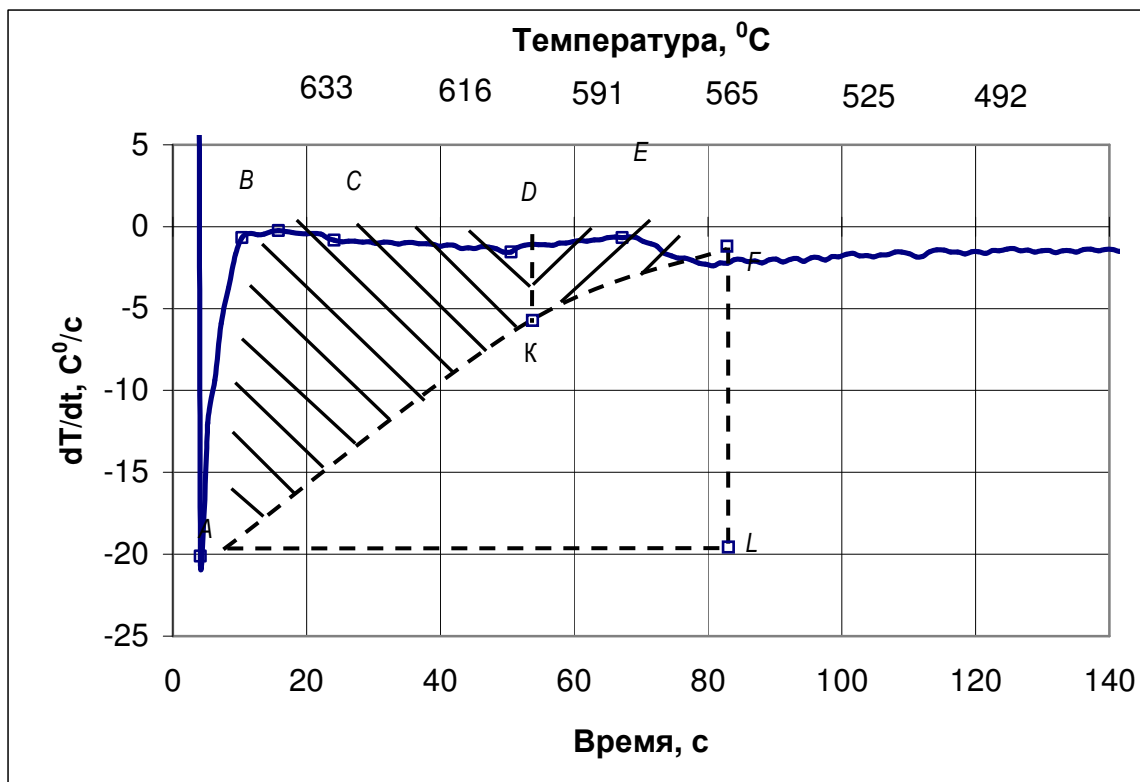


Рисунок 12 – Дифференциальные термические кривые охлаждения сплава АК7ч (2,06 % Fe):

а – без воздействия тока; б – под воздействием тока

Об этом свидетельствовало исследование микроструктуры и механических свойств, которые показали соответствие требованиям ГОСТа 1583-93.

Экспериментальные данные также показали увеличение времени затвердевания сплава (τ_n) при пропускании тока в сравнении с исходным в 1,11...1,16 раз, за счет дополнительной теплоты, сообщаемой расплаву. В обработанных сплавах величина первого пика при температуре ликвидус (T_L) уменьшается, а величина второго пика при температуре солидус (T_S) растет. В исходном сплаве наблюдается обратная зависимость, это означает, что в обработанных сплавах увеличивается доля твердой фазы, выпадающей вблизи T_S , и уменьшается ее доля вблизи T_L .

Таким образом, на примере алюминиевого сплава АК7ч показано, что применение электрического тока при кристаллизации интенсифицирует протекание данного процесса. Это выражается в получении мелкозернистой структуры и в определенной нейтрализации негативного влияния железа.

Также следует заметить, что при использовании низкосортных шихтовых материалов, содержащих высокий процент вредных примесей, в частности, железа, целесообразным перед обработкой расплава электрическим током является применение температурно-временной обработки. Температурно-временная обработка позволит снизить уровень микронеоднородности расплава и повысить технологические и механические свойства сплава в литом состоянии.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Устройство для контроля качества литейных сплавов / В.Б. Деев, В.А. Дегтярь, И.Ф. Селянин // Литейщик России. 2007. № 11. С. 39–40.
2. Куценко А.И. Метод дифференциального термического анализа в задачах технологии литейного производства / А.И. Куценко, И.Ф. Селянин, В.М. Дубровский и др. // Известия вузов. Черная металлургия. 1999. № 12. С. 61–63.
3. Бялик О.М. определение качества металла термическим анализом / О.М. Бялик, А.А. Смутьский, Д.Ф. Иванчук // Литейное производство. 1981. № 5. С. 2–3.
4. Снигирь А.Н. Использование данных термического анализа

для прогнозирования первичной структуры чугуна с помощью ЭВМ / А.Н. Снигирь // Литейное производство. 1987. № 10. С. 3–4.

5. Кольчурина И.Ю. Исследование влияния модифицирования на термоэкс доэвтектических силуминов / И.Ю. Кольчурина, И.Ф. Селянин, М.В. Федотов // Актуальные проблемы электрометаллургии, сварки, качества. Труды Международной научно-практической конференции 25 – 26 мая 2006. – Новокузнецк, 2006. С. 205–212.

6. Кольчурина И.Ю. Влияние модифицирования на термоэкс сплава АК9ч / И.Ю. Кольчурина, И.Ф. Селянин, В.М. Федотов, В.Б. Деев // Литейщик России. 2006. № 10. С. 28–31.

УДК 669.713.05.046.527

И.Ю. Кольчурина, И.Ф. Селянин

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

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ МЕТОДОМ ДИФФЕРЕНЦИАЛЬНО-ТЕРМИЧЕСКОГО АНАЛИЗА

Выполнен термический и дифференциально-термический анализ (ДТА) процесса кристаллизации алюминия и силуминов в исходном состоянии и модифицированных комплексными алюминиевыми лигатурами, рассчитана интегральная теплота кристаллизации сплавов.

Предложен графический метод определения количества твердой фазы, выпадающей вблизи температур солидус и ликвидус, по данным ДТА.

Thermal analysis and thermal-differentiated one of aluminium solidification and aluminium-silicon alloys in initial state and modified by the complex aluminium ligature were performed, and integral heat of alloys solidification was calculated as well.

Graphical method of solid phase quantity determination, which prolapses in the range of solidus and liquidus according to TDA data, was suggested.

Метод термического анализа (ТА) с использованием ЭВМ, является одним из перспективных и развиваемых в настоящее время. В его основу положена математическая модель, связывающая изменения, регистрируемые на кривой охлаждения, с процессами, происходящими при затвердевании сплава [1].

Как известно, происходящие в металлах и сплавах процессы изменения агрегатного состояния, аллотропические превращения, растворение или выделение избыточных фаз сопровождаются определенным тепловым эффектом, который проявляется в виде нарушения плавного хода кривых, получаемых методом термического анализа. Это позволяет установить температурные интервалы превращений в сплаве, а иногда и их интенсивность. Модифицирование оказывает влияние на процессы структурообразования в сплавах, а, следовательно, изменяет тепловые эффекты процесса. Поэтому определение

теплоты кристаллизации позволяет получить информацию для описания процессов затвердевания модифицированных сплавов.

Методом термического анализа исследованы сплавы системы алюминий-кремний: АК7ч, АК9пч и АК12пч в исходном состоянии [2] и модифицированные присадками на основе шлака синтетического силумина, легированного элементами, регулирующими размер и количество отдельных структурных составляющих алюминиевых сплавов [3].

Экспериментальные плавки проводились в печи СШОЛ-1,5-1,5 в алуновом тиглях. Перед заливкой в песчано-глинистую форму осуществлялась операция модифицирования при температуре 720 – 740 °С по схеме: введение модификатора в пределах 0,4 – 0,5 % от массы расплава, выдержка в течение 8 – 15 мин, перемешивание и съем шлака.

Для калибровки были сняты термические кривые кристаллизации алюминия марки А1ч с содержанием примесей менее 10⁻² %.

Полученные кривые охлаждения алюминиево-кремниевых сплавов исследовали методом дифференциально-термического анализа (ДТА) с целью оценки характера кристаллизации и соотношения между количеством теплоты, выделившейся при образовании фаз.

Поскольку скорость кристаллизации сплава зависит от множества факторов, среди которых интенсивность выделения тепла сплавом и отвод тепла формой, размер образца, температура заливки, то с учетом равенства количества выделившегося и поглощенного формой тепла, возможен расчет скорости кристаллизации на основе уравнения теплового баланса, которое для условий кристаллизации отливки в песчано-глинистой форме имеет вид [4]:

$$L_{кр} \rho_M F_{кр} \partial \varepsilon + C_M \rho_M F_{кр} \partial \varepsilon (T_3 - T_{кр}) + C_M \rho_M F_{кр} \partial \varepsilon (T_{кр} - \overline{T}_M) = C_\phi \rho_\phi F_\phi \partial \delta_\phi (\overline{T}_\phi - T_\phi^0), \quad (1)$$

где $L_{кр}$ – теплота кристаллизации металла, Дж/кг;

ρ_M и ρ_ϕ – плотность сплава и формовочной смеси, кг/м³;

C_M и C_ϕ – теплоемкость сплава и формовочной смеси, Дж/(кг·К);

$F_{кр}$ и F_ϕ – площади поверхностей фронта кристаллизации и формы, м²;

T_3 – температура заливки, °С;

\overline{T}_M , \overline{T}_ϕ – средние температуры корочки и прогретого слоя формы, °С;

T_ϕ^0 – начальная температура формы, °С;

ε , δ – толщина затвердевшего слоя металла и прогретого слоя формы, м.

В левой части уравнения (1) записан приход тепла, который

складывается из теплоты кристаллизации, теплоты перегрева и теплоты, аккумулированной затвердевшей корочкой металла. В правой части уравнения расход тепла – это тепло, затраченное на нагрев формы.

Для определения теплоты кристаллизации сплава $L_{кр}$, на основании экспериментально полученных зависимостей $T(\tau)$ и $\frac{\partial T}{\partial \tau}$, в уравнении (1) сделаны преобразования, и, с учетом равенства площадей поверхности плоского образца, фронта кристаллизации и поверхности формы ($F_0 = F_{кр} = F_{\phi}$), получено следующее выражение:

$$L_{кр}\rho_m \partial \epsilon = C_{\phi}\rho_{\phi} \partial \delta_{\phi} (\bar{T}_{\phi} - T_{\phi}^0), \quad (2)$$

Отсюда толщина прогретого слоя формы составит:

$$\partial \delta_{\phi} = b \partial \epsilon, \quad b = \frac{L_{кр}\rho_m}{C_{\phi}\rho_{\phi} (\bar{T}_{\phi} - T_{\phi}^0)}, \quad (3)$$

где b – постоянная, характеризующая увеличение толщины прогретого слоя формы по отношению к толщине закристаллизовавшейся корочки.

Тепловой поток с фронта кристаллизации передается на нагрев формы через затвердевшую корочку металла и прогретый слой формовочной смеси. На основании этого, можно записать следующее равенство:

$$K_T (\bar{T}_{кр} - T_{\phi}^0) \cdot F_0 \partial \tau = C_{\phi}\rho_{\phi} \partial \delta_{\phi} F_0 (\bar{T}_{\phi} - T_{\phi}^0), \quad (4)$$

где $K_T = \left(\frac{\epsilon}{\lambda_m} + \frac{\delta_{\phi}}{\lambda_{\phi}} \right)^{-1}$ – коэффициент теплопередачи для плоской многослойной стенки;

λ_m и λ_{ϕ} – теплопроводность металла и формы соответственно.

После подстановки (3) в (4) с учетом выражения для K_T , получено следующее дифференциальное уравнение:

$$\partial \tau = B \cdot b \cdot \left(\frac{\epsilon}{\lambda_m} + \frac{b\epsilon}{\lambda_{\phi}} \right) \partial \epsilon, \quad (5)$$

где коэффициент B определяется по формуле:

$$B = \frac{C_{\phi}\rho_{\phi} (\bar{T}_{\phi} - T_{\phi}^0)}{T_{кр} - T_{\phi}^0}. \quad (6)$$

После преобразований и интегрирования уравнения (5), получен закон квадратного корня для кристаллизации:

$$\varepsilon = K\sqrt{\tau}, \quad (7)$$

где K – константа затвердевания, определяется по формуле:

$$K = \sqrt{\frac{2\lambda_{\phi}\lambda_{\text{м}}}{(\lambda_{\phi} + \nu\lambda_{\text{м}}) \cdot b \cdot V}}. \quad (8)$$

После подстановки в выражение (8) выражений (3) и (6), и с учетом того, что теплопроводность металла намного больше теплопроводности формы ($\lambda_{\text{м}} \gg \lambda_{\phi}$), получено выражение:

$$K = \frac{b_{\phi}}{L_{\text{кр}}\rho_{\text{м}}} \sqrt{(T_{\text{кр}} - T_{\phi}^0) \left(\bar{T}_{\phi} - T_{\phi}^0 \right)}, \quad (9)$$

где $b_{\phi} = \sqrt{\lambda_{\phi} C_{\phi} \rho_{\phi}}$ – теплоаккумулирующая способность формы.

В выражении (9) необходимы дальнейшие преобразования. На основании литературных данных [5], для отливки в виде цилиндра (в эксперименте использован цилиндрический образец $d = 0,003$ м) средняя температура прогретого слоя формы равна:

$$\bar{T}_{\phi} = \frac{T_{\text{к}} - T_{\phi}^0}{n + 1} + T_{\phi}^0, \quad (10)$$

где $T_{\text{к}}$ – температура контакта соприкасающихся поверхностей отливка-форма;

$n = 0,78$ [5] – для цилиндра, $n = 1$ – для плиты, $n = 0,5$ – для шаров.

Для песчано-глинистой формы по Хворинову [5] $T_{\text{к}}$ равна:

$$T_{\text{к}} = T_{\phi}^0 + \frac{T_{\text{кр}} - \bar{T}_{\phi}}{1 + \frac{b_{\phi}}{b_{\text{м}}}}, \quad (11)$$

где $b_{\text{м}} = \sqrt{\lambda_{\text{м}} C_{\text{м}} \rho_{\text{м}}}$ – теплоаккумулирующая способность металла.

На основании (10) и (11), получено выражение для константы затвердевания в виде

$$K = \frac{b_{\phi} \vartheta_{\text{кр}}}{L_{\text{м}} \rho_{\text{м}}} \sqrt{\frac{2}{(n+1) \left(1 + \frac{b_{\phi}}{b_{\text{м}}}\right)}}, \quad (12)$$

где $\vartheta_{\text{кр}} = T_{\text{кр}} - T_{\phi}^0$.

Для цилиндрического образца при $n = 0,78$

$$K = \frac{1,06 \vartheta_{\text{кр}} b_{\phi}}{L_{\text{кр}} \rho_{\text{м}}} \sqrt{\frac{1}{1 + \frac{b_{\phi}}{b_{\text{м}}}}}, \quad (13)$$

Для песчано-глинистой формы при кристаллизации алюминиевых сплавов отношение $\frac{b_{\phi}}{b_{\text{м}}} \approx 0,04$ [7], тогда константа затвердевания определяется выражением:

$$K = \frac{1,05 \cdot \vartheta_{\text{кр}} \cdot b_{\phi}}{L_{\text{кр}} \rho_{\text{м}}}, \quad (14)$$

По литературным данным [6] для расчета процесса затвердевания используется следующее выражение для K :

$$K = \frac{2}{\sqrt{\pi}} \frac{b_{\phi} (T_{\text{кр}} - T_{\phi}^0)}{L_{\text{кр}} \rho_{\text{м}}} = 1,13 \frac{b_{\phi} (T_{\text{кр}} - T_{\phi}^0)}{L_{\text{кр}} \rho_{\text{м}}}, \quad (15)$$

Следовательно, формулы для определения константы затвердевания (13) и (15) отличаются только числовым коэффициентом. Для дальнейших исследований предпочтительнее пользоваться более точным выражением (8), куда входят теплоаккумулирующая способность $b_{\text{м}}$ и теплопроводность металла и формы.

В начальный момент кристаллизации

$$\tau_1 = \tau_{\text{н}} + \Delta\tau,$$

где $\tau_{\text{н}}$ – время начала кристаллизации, с;

$\Delta\tau$ – промежуток времени, в течение которого на поверхности образуется тонкая корочка твердого металла толщиной $\Delta\varepsilon$, м;

скорость выделения теплоты кристаллизации

$$\Delta Q_{кр} = L_{кр} \rho_m \left. \frac{\Delta \varepsilon}{\Delta \tau} \right|_{\tau_H + \Delta \tau} \quad (16)$$

компенсируется скоростью поглощения тепла формой

$$\Delta Q_{\phi} = C_{\phi} \rho_{\phi} \delta_{\phi} \left. \frac{\Delta T}{\Delta \tau} \right|_{\tau_H + \Delta \tau}^{\phi}, \quad (17)$$

где индексом «ф» обозначены параметры формы.

С другой стороны, перед началом кристаллизации $\tau_1 = \tau_H - \Delta \tau$, скорость отвода теплоты от поверхности жидкого образца равна скорости аккумуляции этого тепла формой

$$C_{ж} \rho_{ж} R \left. \frac{\Delta T}{\Delta \tau} \right|_{\tau_H - \Delta \tau}^{ж} = C_{\phi} \rho_{\phi} \delta_{\phi} \left. \frac{\Delta T}{\Delta \tau} \right|_{\tau_H - \Delta \tau}^{\phi}, \quad (18)$$

где R – приведенный размер отливки, в условиях эксперимента для цилиндрического образца R составляет $7,5 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$.

При $\Delta \tau \rightarrow 0$, с учетом (16-18), получена зависимость

$$L_{кр} \rho_m \left. \frac{\partial \varepsilon}{\partial \tau} \right|_{\tau_H} = C_{ж} \rho_{ж} R \left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_H}, \quad (19)$$

где индексом «ж» обозначены характеристики расплава.

Аналогичные (16-19) равенства справедливы и для времени конца затвердевания (τ_K), тогда

$$L_{кр} \rho_m \left. \frac{\partial \varepsilon}{\partial \tau} \right|_{\tau_K} = C_m \rho_m R \left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_K}, \quad (20)$$

При вычислении производной $\frac{\partial \varepsilon}{\partial \tau}$ из выражения (8), вместо (19, 20), получено

$$L_{кр} \rho_m \left. \frac{K}{2\sqrt{\tau}} \right|_{\tau_H} = C_{ж} \rho_{ж} R \left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_H} \quad (21)$$

$$L_{кр} \rho_m \left. \frac{K}{2\sqrt{\tau}} \right|_{\tau_K} = C_m \rho_m R \left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_K}. \quad (22)$$

После подстановки в последние равенства значения константы кристаллизации (12), после преобразований получены следующие выражения:

$$\left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_H} = \frac{1,05(T_{кр} - T_{\phi}^0) \cdot b_{\phi}}{2\rho_{ж} C_{ж} R \sqrt{\tau}} \Bigg|_{\tau_H}, \quad (23)$$

$$\left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_K} = \frac{1,05(T_{кр} - T_{\phi}^0) \cdot b_{\phi}}{2\rho_{м} C_{м} R \sqrt{\tau}} \Bigg|_{\tau_K}. \quad (24)$$

Уравнение кривой соединяющей два крайних значения $\frac{\partial T}{\partial \tau}$ при $\tau = \tau_H$ и $\tau = \tau_K$ имеет вид:

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} = \frac{(T_{кр} - T_{\phi}^0) \cdot b_{\phi}}{2\bar{\rho}_{ж-тв} \bar{C}_{ж-тв} R \sqrt{\tau}} = \frac{1,05\vartheta_{кр} b_{\phi}}{2\bar{\rho}_{ж-тв} \bar{C}_{ж-тв} R \sqrt{\tau}}, \quad (25)$$

где $\bar{\rho}_{ж-тв}$, $\bar{C}_{ж-тв}$ – средние значения плотности и теплоемкости сплава в интервале $\Delta T_{кр} = T_L - T_S$.

Расчет величин $\left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_H}$ и $\left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_K}$ по полученным формулам, возмо-

жен с использованием следующих усредненных данных [7]: $\rho_{ж} = 2,38 \cdot 10^3$ кг/м³; $C_{ж} = 1,29 \cdot 10^3$ Дж/кг·К; $b_{ж} = 2,8 \cdot 10^4$ Дж/(с^{0,5}·м²·К); $\rho_{тв} = 2,7 \cdot 10^3$ кг/м³; $C_{тв} = 1,09$ Дж/кг·К.

Для определения теплоаккумулирующей способности формы необходимо провести следующие расчеты. Песчано-глинистая форма, используемая при проведении эксперимента, представляет собой цилиндрическую полость диаметром 30 мм и длиной 300 мм, которая с торцов закрыта графитовыми пробками на глубину 25 мм. Теплоаккумулирующая способность графита при $S_{гр} = 0,71 \cdot 10^3$ Дж/(кг·К); $\rho_{гр} = 2,25 \cdot 10^3$ кг/м³; $\lambda_{гр} = 150$ Вт/(м·К) [8] равна:

$$b_{гр} = \sqrt{\lambda_{гр} \cdot C_{гр} \cdot \rho_{гр}} = \sqrt{150 \cdot 0,71 \cdot 10^3 \cdot 2,25 \cdot 10^3} = 15,48 \cdot 10^3 \frac{\text{Вт} \cdot \text{с}^{0,5}}{\text{м}^2 \cdot \text{К}}.$$

Теплоаккумулирующая способность песчано-глинистой формы для алюминиевых сплавов $b_{песч} = 0,96 \cdot 10^3 \frac{\text{Вт} \cdot \text{с}^{0,5}}{\text{м}^2 \cdot \text{К}}$ [6]. Относительная доля площади формы со стороны двух графитовых торцов равна

$$y_{гр} = \frac{S_{гр}}{S_{песч} + S_{гр}} = \frac{2\pi r^2}{2\pi r h + 2\pi r^2} = \frac{r}{r + h} = \frac{15}{250 + 15} = 0,0566.$$

$$b_{\phi} = y_{\text{гр}} b_{\text{гр}} + (1 - y_{\text{гр}}) \cdot b_{\text{песч}} = 0,0566 \cdot 15,48 \cdot 10^3 + 0,9434 \cdot 0,96 \cdot 10^3 = 1,782 \cdot 10^3 \frac{\text{Вт} \cdot \text{с}^{0,5}}{\text{м}^2 \cdot \text{К}}$$

Тогда значения скорости кристаллизации сплава марки АІс в начале и конце затвердевания, полученные с использованием выражений (23, 24), составят

$$\left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_{\text{н}}} = \frac{(659,7 - 20) \cdot 1,782 \cdot 10^3 \cdot 1,05}{2 \cdot 2,38 \cdot 10^3 \cdot 1,29 \cdot 10^3 \cdot 7,5 \cdot 10^{-3} \sqrt{2,76}} = 15,6 \text{К} \cdot \text{с}^{-1},$$

$$\left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_{\text{к}}} = \frac{(657,1 - 20) \cdot 1,782 \cdot 10^3 \cdot 1,05}{2 \cdot 2,7 \cdot 10^3 \cdot 1,09 \cdot 10^3 \cdot 7,5 \cdot 10^{-3} \sqrt{38,9}} = 4,34 \text{К} \cdot \text{с}^{-1},$$

где значения τ определены экспериментальным путем по кривой ТА (рисунок 1,а).

В справочниках [6, 8] приведены усредненные значения b_{ϕ} [6] или дан интервал значений Δb_{ϕ} [8] для формовочных смесей различного состава. Чем выше влажность смеси, тем выше значения b_{ϕ} , так как растут значения теплопроводности и теплоемкости. Поэтому в начальный момент кристаллизации ($\tau_{\text{н}}$) b_{ϕ} всегда выше, чем при окончании процесса, когда смесь потеряет часть влажности.

Формула (25) дает возможность определить точное значение b_{ϕ} в конце затвердевания, так как в эксперименте точно фиксируются

значения $\left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_{\text{к}}}$, $\tau_{\text{к}}$ и искомое значение равно

$$b_{\phi} \Big|_{\tau_{\text{к}}} = \frac{2\rho_{\text{м}} C_{\text{м}} R \sqrt{\tau_{\text{к}}}}{T_{\text{кр}} - T_{\text{ф}}^0} \cdot \left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_{\text{к}}} \quad (26)$$

Тепло, выделяемое металлом в процессе кристаллизации, полностью поглощается формой в соответствии с выражением (2).

На рисунке 1,а приведены кривые охлаждения $T_1(\tau)$ и $T_2(\tau)$ алюминия марки АІс. Кривая $T_1(\tau)$ снята термопарой, расположенной на расстоянии 200 мм от стояка, $T_2(\tau)$ – под стояком. Эксперимент фиксирует переохлаждение $\Delta T_{\text{пер}} = T_2 - T_1 = 659,68 - 657,11 = 2,57 \text{ } ^\circ\text{C}$ при кристаллизации горячего и холодного конца образца. Это связано с тем, что температура поверхности формы перед началом кристаллизации под стояком всегда выше, чем вдали от стояка, так как температура перегрева $\Delta T_{\text{п}} = T_3 - T_{\text{кр}}$ заливаемого металла (T_3 – температура заливки) снимается поверхностью формы при течении металла до холодного конца образца. Металл под стояком начинает кристаллизоваться, когда форма уже разогрелась, отнимая тепло у первых порций

металла, поступающих в литниковую систему.

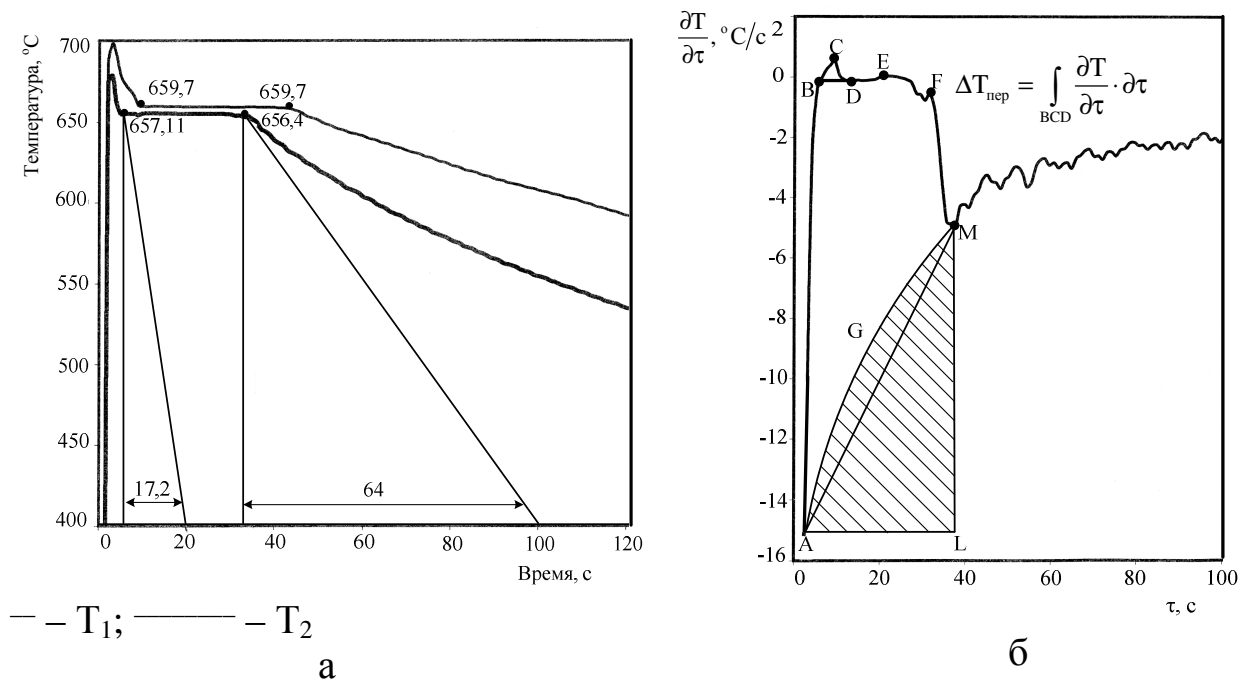


Рисунок 1 – Термические кривые охлаждения (а) и дифференциально-термическая кривая при T_1 (б) алюминия марки $Al\ell\psi$

На рисунке 1,б приведена первая производная $\frac{\partial T}{\partial \tau}$ термической кривой $T_1(\tau)$, определенная численным дифференцированием методом Рунга-Кутты [6]. На рисунке 1а выполнены графические построения для определения $\left. \frac{\partial T_1}{\partial \tau} \right|_{\tau_H}$; $\left. \frac{\partial T_1}{\partial \tau} \right|_{\tau_K}$. Отсюда следует, что результаты графического определения первых производных $\frac{\partial T_1}{\partial \tau} \Big|_{\tau_H} = \frac{657,1 - 400}{20 - 2,76} = 14,9$; $\frac{\partial T_1}{\partial \tau} \Big|_{\tau_K} = \frac{656,4 - 400}{100 - 38,9} = 4,01$ практически совпадают с результатами численных расчетов (рисунок 1,б).

Для расчета теплоты кристаллизации кривая ДТА, построенная по экспериментальным данным, при $\tau_H \leq \tau \leq \tau_K$ для сплава марки $Al\ell\psi$ (рисунок 1,б) представлена в виде фигуры ABCDEFMGA. В начале процесса кристаллизации за счет выделения тепла фазового перехода, идет резкое возрастание первой производной от точки А до точки В, где $\frac{\partial T}{\partial \tau} = 0$. Далее $\frac{\partial T}{\partial \tau}$ принимает положительные значения, в точке С

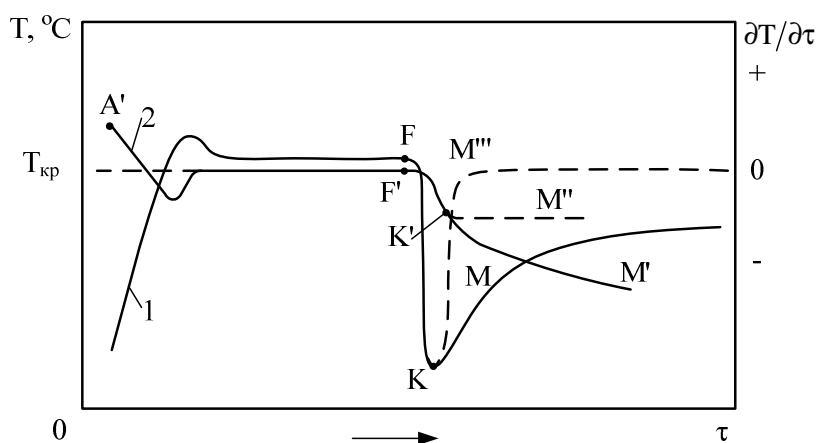
$\frac{\partial^2 T}{\partial \tau^2} = 0$ и переохлаждение по кривой $\frac{T(\tau)}{\partial \tau}$ будет равно

$$\Delta T_{\text{перехохлажд}} = \int_{\text{пл. VCD}} \frac{\partial T}{\partial \tau} d\tau, \quad (27)$$

т.е. площади под кривой VCD.

Форма кривой $\frac{\partial T}{\partial \tau}$ говорит о периодичности процесса кристаллизации. На отрезке ABC интенсивность выделения тепла кристаллизации ($\frac{\partial Q_K}{\partial \tau}$) значительно превалирует над интенсивностью отвода тепла формой ($\frac{\partial Q_\Phi}{\partial \tau}$), на отрезке CD – наоборот, на отрезке DE скорость выделения тепла фазового перехода чуть больше скорости отвода тепла, воспринимаемого формой. В точке E эти скорости выравниваются. В конце процесса, когда скорость кристаллизации минимальна $\frac{\partial \epsilon}{\partial \tau} = \frac{K}{2\sqrt{\tau}}$, скорость теплоотвода значительно превышает $\frac{\partial Q_K}{\partial \tau}$.

Резкое падение $\frac{\partial T}{\partial \tau}$ от точки F до точки M связано с образованием ступеньки на температурной кривой $T(\tau)$. На рисунке 2 в увеличенном масштабе приведена схема образования δ -образных пиков на кривой $\left. \frac{\partial T}{\partial \tau} \right|_{\tau_K}$.



1 – кривая ДТА; 2 – термическая кривая

Рисунок 2 – Схема образования δ -образных пиков на кривой $\frac{\partial T}{\partial \tau}$

В конце процесса кристаллизации $\tau = \tau_K - \Delta t$ на температурной кривой $T(\tau)$ образуется ступенька $F'K'$, точка K' является точкой пере-

гиба $T(\tau)$, вторая производная на участке F'K' меньше нуля $\left(\frac{\partial^2 T}{\partial \tau^2} \leq 0\right)$,

на участке K'M' $\frac{\partial^2 T}{\partial \tau^2} \geq 0$ и в точке K $\frac{\partial^2 T}{\partial \tau^2} = 0$, т.е. $\frac{\partial T}{\partial \tau}$ (T, K) достигает минимума. Если ступенька на $T(\tau)$ была бы отчетливо выражена по форме F'K'M'', то после дифференцирования образуется δ -образный пик по форме FKM''', вторая половина которого показана на схеме пунктиром. Реальная кривая охлаждения F'K'M' пологая и δ -образная функция не отчетлива, $\frac{\partial T}{\partial \tau}$ после точки K имеет пологий подъем.

Математически полная теплота кристаллизации ($L_{кр}$) сплава в интервале $\Delta T_{кр} = T_L - T_S$, равная теплоте, аккумулированной песчаной формой, будет равна:

$$L_{кр} = \bar{C}_{ж-тв} \int_{\tau_H}^{\tau_K} \frac{\partial T}{\partial \tau} \Big|_M \partial \tau = \bar{C}_\phi \int_{\tau_H}^{\tau_K} \frac{\partial T}{\partial \tau} \Big|_\phi \partial \tau, \quad (28)$$

Отношение площадей фигур (рисунок 1,б) равно

$$\frac{\text{Пл. ABCDEFMGA}}{\text{Пл. AGMLA}} = \frac{\int_{\tau_H}^{\tau_K} \frac{\partial T}{\partial \tau} \Big|_M \partial \tau}{\int_{\tau_H}^{\tau_K} \frac{\partial T}{\partial \tau} \Big|_\phi \partial \tau} = \frac{C_\phi}{C_{тв-ж}}, \quad (29)$$

т.е. отношению теплоемкости формы и кристаллизующегося сплава.

Для Al-Si сплавов

$$\bar{C}_{ж-тв} = \frac{1080_{ж} + 1275_{тв}}{2} = 1175,5 \frac{\text{Дж}}{\text{кг} \cdot \text{К}} \quad [3].$$

Для алюминия марки Аℓч

$$\bar{C}_{ж-тв} = \frac{1090_{ж} + 1290_{тв}}{2} = 1180 \frac{\text{Дж}}{\text{кг} \cdot \text{К}} \quad [3].$$

Теплоемкость песчаной формы, закрытой с двух сторон графитовыми пробками, составит

$$y_{гр}^C = \frac{2V_{пр}}{V_{\phi}} = \frac{2 \cdot 25 \cdot 10^{-3} \cdot 3,14 \cdot (15 \cdot 10^{-3})^2}{(3,14 \cdot 15 \cdot 10^{-3})^2 \cdot 250 \cdot 10^{-3}} = 0,2;$$

$$\bar{C}_{\phi} = y_{гр}^C \cdot C_{гр} + (1 - y_{гр}^C) \cdot C_{песч} = 0,2 \cdot 0,71 \cdot 10^3 + 0,8 \cdot 1,1 \cdot 10^3 = 1,022 \cdot 10^3 \text{ Дж / (кг} \cdot \text{К)},$$

где $y_{гр}^C$ - относительный объем графитовых пробок,

$V_{пр}$, V_{ϕ} - объем пробок и формы (образца), соответственно.

Из (29) следует, что площадь нижней фигуры AGMLA будет всегда меньше площади верхней фигуры ABCDEFMGA (рисунок 1б).

Для алюминия марки Аℓч это отношение равно $\frac{1,1755 \cdot 10^3}{1,022 \cdot 10^3} = 1,151$.

Для сплава АК12пч кривые $T(\tau)$ (рисунок 3) и $\frac{\partial T}{\partial \tau}$, обозначенные на рисунке 4 A1BCDEFMGA, имеют два максимума: в точках С и Е, два минимума в точках D и M. Максимумы и минимумы на кривой $\frac{\partial T}{\partial \tau}$ соответствуют точкам перегиба на кривой $T(\tau)$ (рисунок 2), в ко-

торых вторые производные равны нулю $\left. \frac{\partial^2 T}{\partial \tau^2} \right|_{C,D,E,M} = 0$.

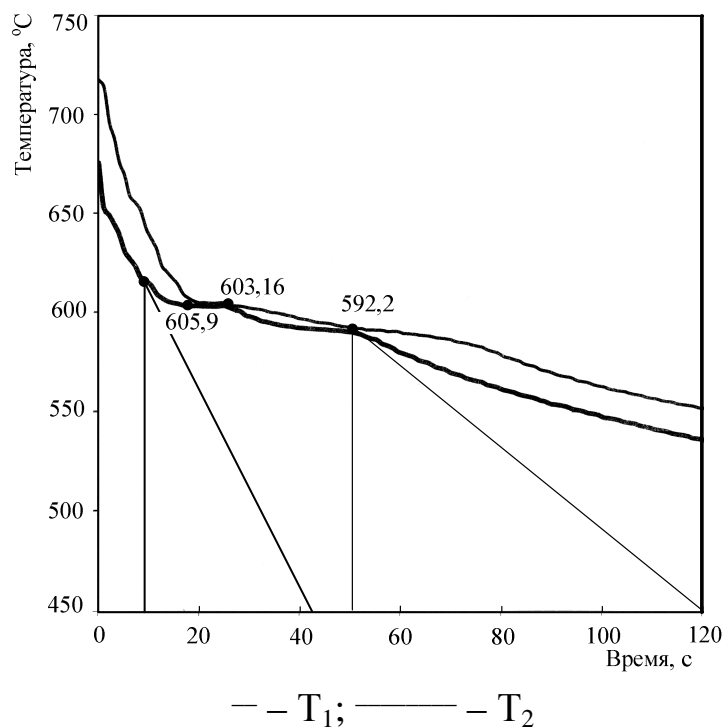


Рисунок 3 – Термические кривые охлаждения АК12пч в исходном состоянии

Площадь фигуры ABCDGA соответствует количеству твердой фазы, выпадающей вблизи T_L , площадь фигуры GDEFMG соответствует количеству твердой фазы, выпадающей в области T_S .

Отношение площадей, определенное численным интегрированием, равно

$$\frac{\text{Пл. ABCDGA}}{\text{Пл. GDEFMA}} = \frac{\int_{\tau_I}^{\tau_P} \frac{\partial T}{\partial \tau} \partial \tau}{\int_{\tau_P}^{\tau_I} \frac{\partial T}{\partial \tau} \partial \tau} = \frac{1}{1,23} = 0,813$$

Это означает, что в исходном сплаве АК12пч количество эвтектики в 1,23 раза больше, чем первичных кристаллов.

Следует отметить, что для холодного конца образца (кривые T_1 на рисунках 1, а и 3), который кристаллизуется с большим переохлаждением, относительная доля твердой фазы, выпадающей вблизи T_S , всегда больше (рисунок 4, а), чем для горячего конца образца (кривые T_2) (рисунок 4, б). Это справедливо для всех исследованных сплавов. На рисунке 5 приведена гистограмма относительной доли твердой фазы, выпадающей вблизи температуры солидус (T_S).

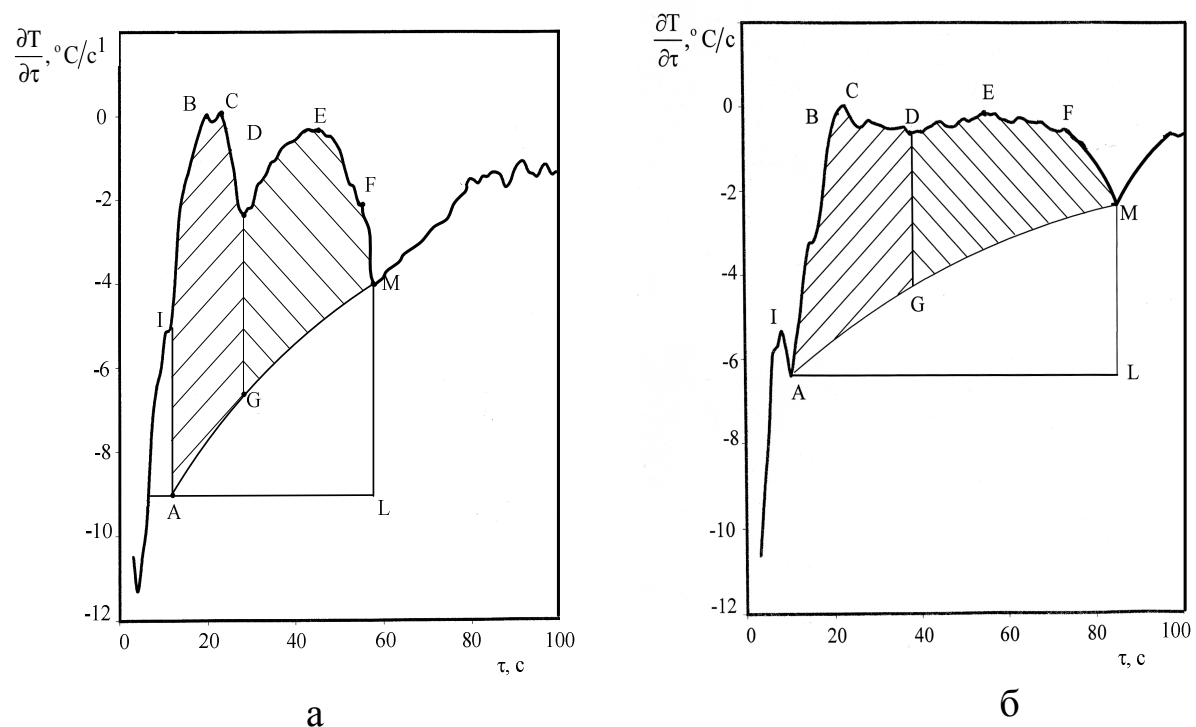


Рисунок 4 – Дифференциально-термические кривые охлаждения АК12пч в исходном состоянии при T_1 (а) и T_2 (б)

Данные эксперимента показывают, что при модифицировании всеми исследованными добавками (М1, М2 и М3) количество твердой

фазы, выпадающей вблизи T_S , возрастает по сравнению с исходным сплавом.

Полная теплота кристаллизации чистого металла или сплава в соответствии с (25) и (29) равна:

$$L_{кр} = \bar{C}_{ж-тв} \int_{\tau_H}^{\tau_K} \frac{\partial T}{\partial \tau} d\tau = 1,05 \frac{\vartheta_{кр} \cdot b_{\phi}}{R \cdot \bar{\rho}_{ж-тв}} \sqrt{\tau_K - \tau_H}, \quad (30)$$

Расчетное значение $L_{кр}$ по формуле (30) для А1ч равно:

$$L_{кр} = \frac{(658 - 20) \cdot 1,782 \cdot 10^3 \cdot 1,05}{7,5 \cdot 10^{-3} \cdot \left(\frac{2,7 + 2,38}{2} \right) \cdot 10^3} \sqrt{38,9 - 2,76} = 376,7 \text{ кДж/кг.}$$

Справочное значение для чистого алюминия [6] $L_{кр} = 390$ кДж/кг.

Соответствие расчетных и справочных значений достаточное, если учесть, что сплав А1ч имеет примеси $\approx 10^{-2} \%$, что также было зафиксировано по кривой $T(\tau)$. Сплав А1ч кристаллизовался в интервале температур ($\Delta T_{LS} = 0,7$ °С).

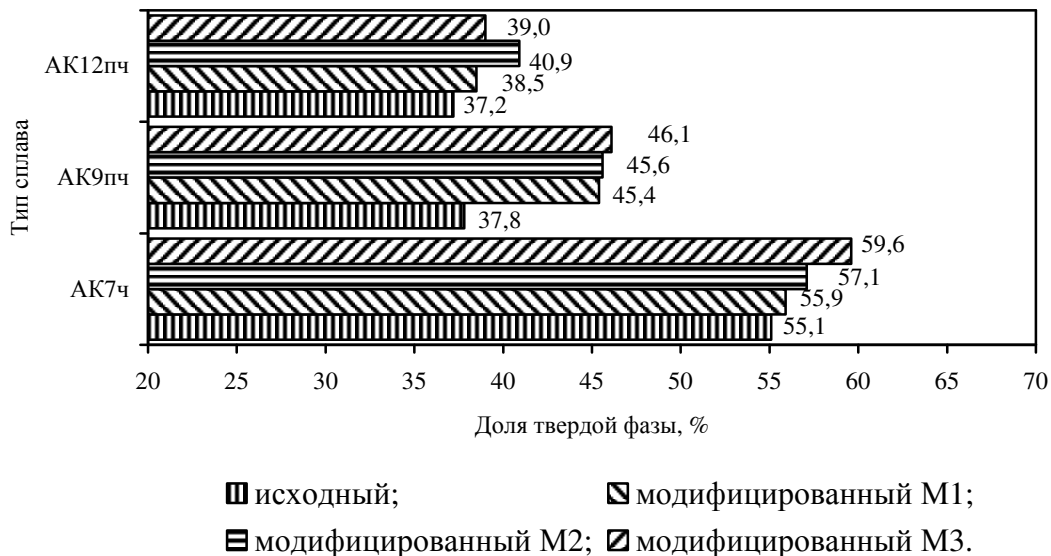


Рисунок 5 – Гистограмма относительной доли твердой фазы, выпадающей вблизи T_S , для сплавов АК12пч, АК7ч, АК9пч в исходном состоянии и после модифицирования

Известное выражение «квадратного корня» [6] можно записать в развернутом виде, используя выражения (14) и (22):

$$\varepsilon = 1,13 \frac{b_{\phi} \vartheta_{кр}}{L_{кр} \cdot \rho_M} \sqrt{\tau}, \quad (31)$$

Для полного времени затвердевания τ_H оно запишется так:

$$R = 1,13 \frac{b_{\phi} \cdot \vartheta_{\text{кр}}}{L_{\text{кр}} \cdot \rho_{\text{м}}} \sqrt{\tau_{\text{п}}}, \quad (32)$$

Из (32) неизвестное значение $L_{\text{кр}}$ будет равно

$$L_{\text{кр}} = 1,13 \frac{b_{\phi} \cdot \vartheta_{\text{кр}}}{R \cdot \rho_{\text{м}}} \sqrt{\tau_{\text{к}} - \tau_{\text{н}}}, \quad (33)$$

Из сравнения выражений (30) и (33) следует их идентичность, хотя (33) выведено из других предпосылок, чем (30).

Используя данные эксперимента и подставляя их в (33), значение теплоты кристаллизации сплава Alч равно $L_{\text{кр}} = 404,7$ кДж/кг, что больше справочного значения.

Это объясняется тем, что примеси в металле всегда изменяют температуру кристаллизации, поэтому формула (33) и более общая формула (15) для константы затвердевания достаточно адекватно передают теплофизические процессы, протекающие в период рассматриваемого процесса. Следовательно, формула (33) справедлива для реальных сплавов, так как учитывает наличие примесей.

ВЫВОДЫ

1. Выполнен термический и дифференциально-термический анализ процесса кристаллизации алюминия и силуминов в исходном состоянии и после модифицирования. С использованием данных, полученных методом ДТА, рассчитана интегральная теплота кристаллизующихся сплавов. Установлена высокая достоверность значений теплоты кристаллизации, рассчитанных с использованием разработанной математической модели.

2. По кривой ДТА графическим методом определено количество твердой фазы, выпадающей вблизи температуры солидус и ликвидус. Отмечено увеличение относительной доли твердой фазы, выпадающей вблизи температуры солидус, для модифицированных сплавов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Куценко А.И. Измерительный комплекс для контроля параметров производства литейных изделий / А.И. Куценко, И.Ф. Селянин, Р.М. Хамитов и др. // Вестник Алтайского государственного технического университета/ АлтГТУ – Барнаул,– 2002. – № 4. – С. 333.
2. ГОСТ 1583-93. Сплавы алюминиевые литейные. Технические условия: Минск: Межгосударственный совет по стандартизации, метрологии и сертификации. 1993. – 45 с.
3. Федотов В.М. Промышленные испытания ресурсосберегающей технологии модифицирования алюминиевых сплавов / В.М. Федотов, И.Ю. Кольчурина // Сб. науч. тр. Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии / СибГИУ – Новокузнецк, 2005. – Вып. 14. – С. 100-107.
4. Селянин И.Ф. Влияние толщины затвердевшей корочки и прогретого слоя формы на скорость кристаллизации отливок / И.Ф. Селянин, А.И. Куценко, О.Г. Приходько и др. // Приложение к журналу «Литейное производство», 2002. – № 9. – С.2-4.
5. Свойства элементов. Ч. 1. Физические свойства. Справочник/ Под ред. В.Г. Самсонова. – М.: Металлургия, 1976. – 600 с.
6. Баландин Г.Ф. Основы теории формирования отливки. Часть 1. / Г.Ф. Баландин. – М.: Машиностроение, 1976. – 328 с.
7. Копченова Н.В. Вычислительная математика в примерах и задачах / Н.В. Копченова, И.А. Марон. – М.: Наука, 1972. – 367 с.
8. Нехендзи Ю.А. Стальное литье / Ю.А. Нехендзи – М.: Металлургия, 1948. – 806 с.

УДК 621.745.3

И.Ф. Селянин, А.В. Феоктистов, О.Г. Ротенберг, С.А. Бедарев

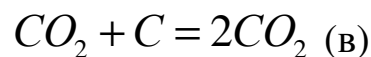
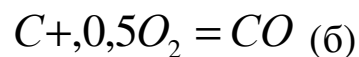
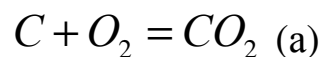
ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ СОСТАВА ОТХОДЯЩИХ ВАГРАНОЧНЫХ ГАЗОВ ПО ЗАДАННОЙ ПОЛНОТЕ ГОРЕНИЯ ТВЕРДОГО ТОПЛИВА

В статье приводится методика расчета состава ваграночных газов по заданной полноте горения твердого топлива. Приведены расчетные и экспериментальные данные по содержанию CO и CO_2 в ваграночных газах

In clause the design procedure of structure cupolas gases on the set completeness of burning of firm fuel is resulted. Are resulted settlement and experimental data under the maintenance CO and CO_2 in cupolas gases

В коксовой насадке литейной вагранки протекают следующие реакции горения топлива:



Ваграночные газы на выходе из восстановительной зоны имеют состав в зависимости от расхода кокса: $CO_2 = 9 - 15\%$, $CO = 8 - 18\%$, $O_2 = 0,1\%$. Относительная полнота горения твердого топлива определяется по следующей формуле:

$$\eta = \frac{CO_2}{CO_2 + CO}, \quad (1)$$

и составляет $\eta = 0,33 - 0,65$.

Соотношение (1) необходимо дополнить выражением, связывающим функциональной зависимостью составы газов CO_2 и CO приведенной в [1]:

$$CO = 34,7 - 1,65 \cdot (CO_2 + O_2) - 1,31 \cdot O_{2\text{ШЛ}}, \quad (2)$$

где: $O_{2\text{ШЛ}}$ - кислород, расходуемый на окисление компонентов чугуна.

В результате упрощений получаем формулу:

$$CO = a - v \cdot CO_2^*, \quad (3)$$

где: $a = 34,7 - 1,31 \cdot O_{2\text{ШЛ}}$; $v = 1,65$; $CO_2^* = CO_2 + O_2$.

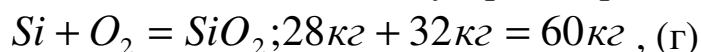
Подставим (3) в (1), имеем:

$$CO_2 = \frac{(34,7 - 1,31 \cdot O_{2\text{ШЛ}}) \cdot \eta}{1 + 0,65 \cdot \eta}, \quad (4)$$

С учетом (4) из (1), получаем:

$$CO = CO_2 \frac{1 - \eta}{\eta}, \quad (5)$$

Максимальный угар в вагранке от металлозавалки составляет 5%. При обычном температурном режиме ваграночного процесса ($T=1300-1360^\circ\text{C}$) в основном угарают кремний и железо по реакциям:



При этом соотношение оксидов кремния и железа образующихся в результате угара составляет: $SiO_2 : FeO = 4:1$. Расход кислорода на угар этих элементов составит на 100 кг. шихты:

$$O_{2\text{ШЛ}} = \left(\frac{32}{60} \cdot \frac{4}{5} + \frac{16}{72} \cdot \frac{1}{5} \right) \cdot \frac{O_2^o \cdot y}{\rho_{O_2}} = 0,34 \text{ м}^3, \quad (6)$$

где: $y = 0,05$ - относительный угар металлошихты;

$O_2^o = 21\%$ - начальное содержание кислорода в дутье;

$\rho_{O_2} = 1,43 \text{ кг/м}^3$ - плотность кислорода.

В среднем расход воздуха составляет 80 - 100 м³ на 100 кг металлозавалки, следовательно, объемный процент кислорода на окисление составляющих шихты будет равен 0,30 - 0,34%. В формулу (4) необходимо внести поправку на CO_2 , который выделяется при разложении известняка и в среднем она равна $\Delta CO_2 = 1\%$. С учетом сделанных поправок формулы (4) и (5) приобретают вид:

$$CO_2 = 34,3 \frac{\eta}{1 + 0,65 \cdot \eta} + 1, \quad \%, \quad (7)$$

$$CO = (CO_2 - 1) \frac{1 - \eta}{\eta}, \%, \quad (8)$$

При расчете по формулам (7) и (8) ошибка в определении CO_2 и CO составляет не более 1%.

Полнота горения зависит от расхода кокса $K, \%$, содержание углерода в коксе $C_k, \%$ и может быть определена по эмпирической зависимости [1]:

$$\eta = \frac{386,5}{K \cdot C_k} + 0,15, \quad (9)$$

В таблице 1 приведены расчетные данные по содержанию CO и CO_2 в зависимости от расхода кокса K по формулам (7-9). Там же приведены наши экспериментальные данные по содержанию CO и CO_2 от K , полученные на разных заводах [2].

Таблица 1 – Расчетные и экспериментальные данные по содержанию CO и CO_2

Параметры	Расход кокса $K, \%$						
	11,0	12,0	13,0	14,0	15,0	16,0	17,0
η , по (9)	0,56	0,52	0,49	0,47	0,45	0,43	0,41
$CO /$ CO_2 , по (7,8)	11,06/ 15,08	12,3/ 14,33	13,34/ 13,82	13,92/ 13,35	14,61/ 12,96	15,38/ 12,61	15,9/ 12,1
$CO /$ CO_2 , эксперимент	10,2/ 16,1	11,34/ 15,37	12,51/ 14,79	12,9/ 14,34	13,64/ 13,9	14,53 13,54	15,1 12,95

Таким образом, используя формулы (7-9) можно достаточно точно спрогнозировать состав отходящих ваграночных газов CO_2 по (7) и CO по (8). Следует подчеркнуть, что формула (9) не учитывает зависимости η от расхода воздуха, хотя такая зависимость наблюдается [2].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Гиршович Н.Г. Чугунное литье. – М.: Metallurgizdat, 1949. – 708 с.
2. Селянин И.Ф., Маркс Г.Л. Ваграночный процесс с оптимальным распределением дутья по высоте зоны горения. – Новокузнецк: СибГМА, 1997. – 218 с.

УДК 621.746

В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, С.А. Цецорина, О.Г. Приходько,
И.Ю. Кольчурина

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

МЕХАНИЗМ МОДИФИЦИРУЮЩЕГО ВЛИЯНИЯ ВНЕШНИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ПРОЦЕСС КРИСТАЛЛИЗАЦИИ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

В работе представлены некоторые положения по разработке механизма модифицирующего влияния внешних воздействий (высокотемпературного перегрева расплава во время плавки и обработки расплава магнитным полем при заливке в литейную форму) на сплавы алюминия с кремнием.

The regulations by working up the mechanism of the modified effect of the external influences over Al-Si alloys, such as a high-temperature melt overheating during the fusion and a magnetic field treatment of the melt during the pouring in the casting forms, are shown in the article.

В настоящее время известны следующие способы внешних воздействий на металлические расплавы, приводящие к модифицированию структуры – обработка электрическим током, магнитными полями, ультразвуком, упругими колебаниями посредством низкочастотной вибрацией и т.д. Проблема широкого применения данных технологий состоит в основном в сложности и дороговизне необходимого оборудования, а также в адаптации к существующему в условиях конкретного производства технологическому процессу. Тем не менее, внешние воздействия на расплавы с целью повышения качества получаемых литейных сплавов представляют определенную перспективу и нуждаются в дальнейшем совершенствовании. Все способы воздействия на расплавы в основном подразделены на две группы – воздействие на расплавы в процессе плавки и воздействие на расплавы в процессе заливки и кристаллизации в литейные формы или изложницы. На кафедре литейного производства СибГИУ одним из разрабатываемых

мых научных направлений является разработка и оптимизация внешних воздействий на металлические расплавы для повышения качества литья. В настоящее время на кафедре разработаны теоретические и технологические основы влияния вибрации [1], продувки инертными газами [2], высокотемпературного перегрева [3], электрического тока [4], магнитного поля [5] на металлические расплавы с целью получения модифицированных черных и цветных литейных сплавов с заданными свойствами и структурой.

В данной работе представлены некоторые положения по разработке механизма модифицирующего влияния внешних воздействий (высокотемпературного перегрева расплава во время плавки [3] и обработки расплава магнитным полем при заливке в литейную форму [5]) на сплавы алюминия с кремнием.

Известно, что литые сплавы системы алюминий-кремний кристаллизуются с образованием грубоигольчатой эвтектики, первичные кристаллы кремния растут в форме пластин с развитыми гранями, что приводит к охрупчиванию, которое усиливается с ростом содержания кремния в сплаве. Модифицирование расплава (применение элементов-модификаторов, внешних воздействий) позволяет получать сплавы с необходимыми эксплуатационными свойствами, что достигается измельчением структурных составляющих литого сплава: α -твердого раствора, первичных кристаллов кремния и эвтектики.

Модифицирующее влияние внешних воздействий возможно описать с привлечением термодинамических и кинетических представлений о процессе кристаллизации.

При обработке расплавов Al–Si внешними воздействиями скорость диффузии атомов Al и Si может уменьшиться за счет образования в расплаве виртуальных связей между компонентами расплава. Причем под виртуальными нужно понимать связи, время существования которых составляет $\approx 10^{-11}$ с, что всего на порядок выше времени перескока атомов. Полное время движения атома при перескоке из одного положения в соседнее увеличивается и становится равным

$$\tau = \tau_0 + \Delta\tau \quad (1)$$

где $\Delta\tau = \frac{\hbar}{\Delta H}$ – время жизни виртуального состояния связи; \hbar – постоянная Планка; τ_0 – время перескока без образования виртуальных связей; $\Delta H = H_{\text{кр}} - H_{\text{вирт.}}$ – разность энтальпий связи атомов маточного раствора с дисперсными частицами, образовавшимися после обработки расплава внешними воздействиями.

Так как расстояние между соседними позициями диффундирующего атома (Δl) остается постоянным, то средняя скорость диффузии

$$V = \frac{\Delta l}{\tau_0 + \Delta\tau}$$

уменьшается по сравнению с исходной.

Скорость диффузии в направлении градиента концентрации $\frac{\partial C}{\partial x}$ по первому закону Фика равна

$$V = D \frac{\partial C}{\partial x} \quad (2)$$

где D – коэффициент диффузии.

При постоянном значении $\frac{\partial C}{\partial x}$ уменьшение V в соответствии с (2) приводит к уменьшению D .

$$D = \frac{V}{\frac{\partial C}{\partial x}} = \frac{\Delta l}{\frac{\partial C}{\partial x}} \cdot \frac{1}{\tau_0 + \Delta\tau} = \text{const} \left(\frac{1}{\tau_0 + \frac{\hbar}{\Delta H}} \right) \quad (3)$$

Чем меньше ΔH , тем эффективнее дисперсные частицы, образовавшиеся после обработки расплава внешними воздействиями, взаимодействуют с атомами Al или Si в интервале кристаллизации; тем больше они тормозятся при диффузионном перемещении дисперсными частицами, и тем меньше будет их коэффициент диффузии.

Виртуальные связи интерметаллидного типа образуются на фронте растущих кристаллов α -фазы или кремния в области повышенной концентрации всех примесей раствора. Эта область повышенной концентрации атомов примесей и дисперсных частиц образует на поверхности растущих кристаллов пленку или мембрану с низкой проницаемостью маточных атомов от основного расплава к кристаллу. По такому механизму дисперсная частица будет действовать при $N_{\text{вирт}} \leq N_{\text{кр}}$. Если $N_{\text{вирт}} > N_{\text{кр}}$, то $\Delta H < 0$ и виртуальный комплекс

превращается в инородное ультрадисперсное включение (УДВ), которое может быть эффективным зародышем для кристаллизующейся фазы, эффективность его возрастает с уменьшением ΔH , т.е. при условии $N_{\text{вирт}} \geq N_{\text{кр}}$. Это означает, что виртуальные и основные кристаллические связи практически равноценны и частицы, образовавшиеся чуть выше температуры солидус (T_S), будут способствовать гетерогенной кристаллизации.

Так как процессы теплопроводности и диффузии в газах и жидкостях определяются одним и тем же механизмом, то есть явления подобны как в ламинарном так и в турбулентном режимах [6], то для процессов теплопередачи в ламинарном режиме или в неподвижной среде число Нуссельта определяется выражением

$$Nu_r = \frac{\alpha \cdot d}{\lambda_c}, \quad (4)$$

где α – коэффициент теплоотдачи; λ_c – теплопроводность среды; d – характерный геометрический размер.

Для процесса массопередачи аналогичный диффузионный критерий равен

$$Nu_d = \frac{\beta \cdot d}{D}, \quad (5)$$

где β – коэффициент массоотдачи; D – коэффициент диффузии.

Процесс теплопередачи описывает число Прандтля

$$Pr = \frac{\nu}{a}, \quad (6)$$

где ν – кинематическая вязкость; a – температуропроводность,

$a = \frac{\lambda}{c \cdot \rho}$; c и ρ – теплоемкость и плотность среды.

Для процессов диффузии вводится аналогичное число Шмидта

$$Sc = \frac{\nu}{D}. \quad (7)$$

Связь процессов диффузии и теплопроводности осуществляется через число Льюиса

$$Le = \frac{Pr}{Sc} = \frac{D}{a}. \quad (8)$$

При постоянном значении числа Le , чем меньше значение a , тем меньше D и, наоборот. Дисперсные частицы действуют как модификаторы, практически не влияют на теплоемкость металла (C_M) и плотность (ρ_M), но оказывают значительное влияние на коэффициент теплопроводности (λ_M) в сторону его уменьшения. Так как

$$a_M = \frac{\lambda_M}{C_M \cdot \rho_M},$$

то с уменьшением λ_M , a , следовательно, и a_M , при $C_M \rho_M = \text{const}$, в соответствии с (8), уменьшается коэффициент разделительной диффузии на фронте кристаллизации.

Уменьшение λ_M приводит к уменьшению теплоаккумулирующей способности металла $b_M = \sqrt{\lambda_M C_M \rho_M}$, и (с учетом упрощенного выражения квадратного корня для кристаллизации

$$\varepsilon = K\sqrt{\tau}, \quad (9)$$

где K – константа затвердевания, определяемая по формуле:

$$K = \sqrt{\frac{2\lambda_\phi \lambda_M}{(\lambda_\phi + b\lambda_M) \cdot b \cdot B}}, \quad (10)$$

где λ_M и λ_ϕ – теплопроводность металла и формы соответственно; b – постоянная, характеризующая увеличение толщины прогретого слоя формы по отношению к толщине закристаллизовавшейся корочки; B – коэффициент, определяемый по формуле:

$$B = \frac{C_\phi \rho_\phi (\bar{T}_\phi - T_\phi^0)}{T_{кр} - T_\phi^0}, \quad (11)$$

где C_ϕ – теплоемкость формовочной смеси, Дж/(кг·К); \bar{T}_ϕ – среднее значение температуры прогретого слоя формы, °С; ρ_ϕ – плотность формовочной смеси, кг/м³; T_ϕ^0 – начальная температура формы, °С; $T_{кр}$ – температура кристаллизации, °С).

Следовательно, уменьшается константа затвердевания, a , значит,

и увеличивается полное время затвердевания ($\tau_{\text{п}}$) обработанных внешними воздействиями сплавов. Последнее утверждение следует из формулы (9), после преобразования которой получено следующее выражение

$$R = K\sqrt{\tau_{\text{п}}} \quad \text{или} \quad \tau_{\text{п}} = \frac{1}{K^2} R^2. \quad (12)$$

где R – приведенный размер отливки.

Замедление скорости разделительной диффузии при модифицировании увеличивает переохлаждение расплава $\Delta T = T_L - T_{\text{нкp}}$, где $T_{\text{нкp}}$ – температура начала образования зародышей кристаллизации.

С увеличением ΔT увеличивается скорость гомогенного и гетерогенного образования зародышей в соответствии с выражением [7]

$$I = K_1 \exp\left[-\frac{A T_{\text{кр}}^2 \sigma^3}{\Delta T^2}\right], \quad (13)$$

где K_1 , A – постоянные; $T_{\text{кр}}$ – температура кристаллизации; σ – поверхностная энергия границ раздела фаз.

Увеличение I и уменьшение коэффициента разделительной диффузии D приводит к измельчению микроструктуры обработанных внешними воздействиями сплавов.

В таблице 1 приведены относительная доля твердой фазы (m_0), выпадающей вблизи температуры солидус и полное время затвердевания ($\tau_{\text{п}}$) залитого в песчано-глинистую форму сплава АК7ч, приготовленного по следующим вариантам: 1. исходный (без внешних воздействий); 2. с использованием высокотемпературного перегрева при плавке (температура перегрева – 1010...1020 °С, выдержка – 9...11 мин по рекомендации [3]); 3. с использованием магнитного поля при заливке (индукция магнитного поля составляла $B_1 = 0,4...0,5$ Тл при использовании методики [5]); 4. с использованием в комплексе высокотемпературного перегрева при плавке и магнитного поля при заливке по режимам в соответствии с вариантами 2 и 3. Данные результаты, которые однозначно трактуются с вышеуказанных позиций, были получены с помощью дифференциально-термического анализа, проведенного по методике [8]. Исследованные внешние воздействия на расплавы способствуют уменьшению скорости разделительной диффузии вблизи температуры ликвидус и смещению процесса кри-

сталлизации в область более низких температур, поэтому для обработанных сплавов относительное количество твердой фазы, образовавшейся вблизи температуры солидус, возрастает по отношению к базовому сплаву.

Таблица 1 – Параметры кристаллизации сплава АК7ч (средние значения по двум образцам в каждой из трех плавов каждого варианта)

Вариант	Способ обработки расплава	Параметры кристаллизации	
		$\tau_{\text{п}}$, с	m_0 , %
1	Исходный (без внешних воздействий)	53	32
2	Высокотемпературный перегрев	67	36
3	Магнитное поле	64	37
4	Высокотемпературный перегрев + магнитное поле	73	40

Следует заметить, что из всех внешних воздействий особую перспективу представляет высокотемпературный перегрев расплавов, проведение которого, в отличие от остальных способов обработки, не требует дополнительного оборудования. На его основе разработан ряд технологий режимов плавки – ВТОР, ТВО, ТСО и т.д. Многочисленными экспериментальными результатами отечественных и зарубежных исследователей доказано, что данные технологии позволяют значительно снизить микронеоднородность расплава, что имеет существенное значение при использовании повышенного количества низкосортных материалов при плавке, и способствуют формированию при кристаллизации более совершенной структуры и повышенным механическим свойствам получаемых сплавов.

Необходимо подчеркнуть, что предложенный в данной работе механизм модифицирующего влияния внешних воздействий на кристаллизацию алюминиевых сплавов, в принципе, универсален, и подходит для описания влияния добавок различных элементов-модификаторов на процесс кристаллизации. Отличие состоит в том, что скорость диффузии атомов Al и Si уменьшается не за счет образования виртуальных связей между компонентами расплава, как в случае обработки расплава высокотемпературным перегревом или магнитным полем, а за счет образования виртуальных связей компонентов расплава с модифицирующими элементами (например, если

модификаторами алюминиевых сплавов являются бор и фосфор – то виртуальные связи будут типа B_2Al , AlP и др.). Так, в работе [9] рассмотрено влияние модифицирующих присадок на основе шлака синтетического силумина на процесс кристаллизации сплавов АК7ч, АК9пч, АК12 с позиций вышеприведенного механизма.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Морин С.В. Комплексное исследование вибрационного воздействия на кристаллизацию и свойства отливок из алюминиевых сплавов. Автор-т дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. – Новокузнецк: СибГИУ, 2005. 22 с.
2. Математическая модель продувки жидкого металла инертными газами / И.Ф. Селянин, А.Н. Дробышев, В.Б. Деев и др. // Известия вузов. Черная металлургия. 2004. № 8. С. 31–34.
3. Деев В.Б. Получение герметичных алюминиевых сплавов из вторичных материалов. – М.: Флинта: Наука, 2006. – 218 с.
4. Влияние электрического тока на кристаллизацию алюминиевых сплавов, содержащих железо / В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, Н.В. Башмакова и др. // Литейщик России. 2007. № 8. С. 12–15.
5. Модифицирующая обработка сплавов магнитным полем / В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, С.А. Цецорина, А.В. Прохоренко // Литейщик России. 2008. № 3. С. 23–24.
6. Франк-Каменецкий А.Ф. Диффузия и теплопередача в химической кинетике. – М.: Наука, 1987. – 502 с.
7. Флемингс М. Процессы затвердевания. – М.: Мир, 1977. – 423 с.
8. Деев В.Б., Дегтярь В.А., Селянин И.Ф. Комплексный контроль качества литейных сплавов // Вестник горно-металлургической секции РАЕН: сборник научных трудов. Вып. 18 – Москва-Новокузнецк: ГОУ ВПО «СибГИУ», 2007. – С. 82–85.
9. Кольчурина И.Ю., Селянин И.Ф. Исследование технологических параметров и расчет количества твердой фазы при кристаллизации литейных алюминиевых сплавов // Литейщик России. 2007. № 8. С. 25–27.

УДК 669.28.016.7

Л.П. Скуратович

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

РЕКОНСТРУКЦИЯ ОТДЕЛЕНИЯ ОБЖИГА КОНЦЕНТРАТОВ СОРСКОГО ФЕРРОМОЛИБДЕНОВОГО ЗАВОДА

В статье рассмотрены варианты реконструкции обжигового отделения ООО «Сорский ферромolibденовый завод» путем замены работающих печей на более производительные многоподовые печи с механическим перегреванием или печи кипящего слоя.

In the article the versions of renovation separation are considered by replacement of working furnaces on more productive furnace with mechanical blade or furnace of a boiling layer.

В ассортимент товаров мирового рынка молибдена входят главным образом молибденовые руды, концентраты и ферромolibден, в меньшей степени – металл и оксиды молибдена. Основной сферой потребления молибдена является черная металлургия, где он используется как легирующий компонент для увеличения закаливаемости, прочности, вязкости, износостойкости и коррозионной устойчивости сталей и сплавов. Кроме того, его соединения широко применяются в химической промышленности – при производстве катализаторов, различных пигментов и смазочных материалов. Чистый металл используют в производстве электроосветительных ламп, электровакуумных приборов, нагревателей для высокотемпературных печей.

До 1990 года Россия была одним из крупнейших мировых потребителей молибдена, при этом отечественная молибдендобывающая отрасль не могла обеспечить необходимый уровень производства, и значительная часть концентратов импортировалась. Кризисное состояние российской экономики, длившееся на протяжении 90-х годов XX века, привело к многократному падению внутреннего спроса на молибден, из-за чего резко снизилось производство всех молибденовых продуктов, а выпуск ферромolibдена вообще прекратился. Только начиная с 1999 года, благодаря оживлению отечественной экономики, внутренний спрос на молибден постепенно стал расти.

Сегодня практически вся российская добыча молибдена сосредоточена в руках частного капитала: в 1997 году Сорский горно – обогатительный комбинат (Республика Хакасия), а в 2000 году Жирекенский ГОК (Читинская область) были приобретены ООО «Группа «Сибирский алюминий»» (ныне ООО «Базовый элемент»). Пока остается неопределенной судьба третьего крупного российского производителя молибдена – Тырнаузского ГОКа (Кабардино – Балкария), бездействующего с ноября 2001 года [1].

Изменения коснулись и перерабатывающего сектора. Благодаря инвестициям нового владельца Сорский и Жирекенский ГОКи успешно наращивают выпуск продукции. Одновременно инвестиции были направлены на восстановление производств оксида молибдена и ферромolibдена из молибденовых концентратов Сорского и Жирекенского ГОКов (ООО «Сорский ферромolibденовый завод», ООО «Жирекенский ферромolibденовый завод»). На этих предприятиях производство ферромolibдена ведется по стандартной пирометаллургической схеме, состоящей из следующих операций: разложение концентрата путем обжига его в горизонтальных шестиподовых печах, дообжиг технического триоксида молибдена в трубчатых вращающихся печах и плавка ферромolibдена в шахте на песчаном горне.

Цель первой стадии окислительного обжига – максимально возможно удалить серу из сульфидных минералов молибдена и сопутствующих элементов (меди, железа и др.) без существенной возгонки триоксида молибдена. Обжиг проводят в горизонтальных шестиподовых печах производительностью 0,5 т/сутки. Концентрат загружается на верхний под печи. Для наиболее полного контакта с кислородом концентрат вручную скребками перегребается с периодичностью 10 – 15 минут и последовательно перемещается к последнему разгрузочному подду. В результате обжига получают огарок, состоящий из триоксида молибдена, загрязненный рядом примесей. Содержание серы в огарке находится в пределах 1 – 2 % (технический триоксид молибдена), что не позволяет использовать его в качестве исходного сырья для получения ферромolibдена. Технический триоксид молибдена подвергается дообжигу (расплавлению) в трубчатых печах производительностью 0,75 т/сутки с получением товарного MoO_3 . Производители практически не проводя модернизацию оборудования, выбирают ресурс уже довольно изношенных производственных мощностей.

Данная технология окислительного обжига молибденовых кон-

центратов (обжиг – дообжиг) имеет целый ряд существенных недостатков: невозможность добиться кондиционного по сере огарка за одну стадию обжига; отсутствие системы автоматизации технологического процесса, использование ручного труда; использование в качестве топлива каменного угля, а не природного газа; высокая запыленность на рабочих местах. Эти и другие недостатки данной технологии, вполне возможно устранить путем введения в эксплуатацию современных обжиговых печей, например, вертикальных многоподовых печей с механическим перегребанием или печей кипящего слоя. Рассмотрим оба варианта реконструкции отделения обжига молибденовых концентратов.

Обжиг в многоподовых печах с механическим перегребанием.

Печи этого типа давно применяют для обжига пиритных, медных и цинковых сульфидных концентратов. Обжиг ведут в печах круглого сечения диаметром 6 – 6,5 м с 8, 10, 12 и 16 подами. В центре печи проходит вертикальный полый вал, состоящий из двух чугунных труб, вставленных одна в другую. На валу закреплены перемешивающие гребки в количестве 1,2 или 4 штук над каждым подом в зависимости от необходимой степени перегребания шихты. Вал и гребки охлаждаются воздухом, подаваемым вентилятором низкого давления. Воздух входит во внутреннюю трубу центрального вала и распределяется по перегревателям. Большая часть нагретого воздуха выпускается в атмосферу.

Шихту загружают из бункера на открытый верхний под. Материал располагается на подах слоем толщиной не более 60 мм с кольцеобразными утолщениями. Гребки по первому поду перегребают шихту к валу. Через отверстие, расположенное вокруг вала в виде сплошной щели, шихта падает на второй под и перегребается по нему к расположенным по периферии отверстиям, через которые она пересыпается на третий под, и т.д. Скорость прохождения концентрата через печь зависит от скорости вращения вала, которая может изменяться от 0,3 до 0,9 об/мин. Продолжительность пребывания материала в печи около 10 часов. Производительность многоподовых печей по концентрату 60 – 80 кг на 1 м² пода в сутки в зависимости от принятого режима.

Хорошее перемешивание, противоток обжигаемого материала и газов, интенсивное окисление во взвешенном состоянии во время пересыпания материала с пода на под обеспечивают возможность ведения процесса на верхних подах за счет тепла экзотермических реакций. Температура регулируется подачей воздуха отдельно на каждый

под. Образующиеся газы отводятся с каждого пода в общий газопровод. После снижения содержания серы до 1,0 – 1,5 % тепла экзотермических реакций становится недостаточно для поддержания температуры на уровне 600 °С, поэтому на нижних подах для доведения содержания серы в огарках до установленных кондиций (0,05 – 0,12 % S_{общ}) постоянно работают форсунки.

Пылевынос при обжиге в многоподовых печах составляет примерно 10 – 15 %. Система пылеулавливания и газоочистки состоит из циклонов, сухого электрофильтра (или рукавного фильтра) и скрубберов. Пыль неполно окислена и возвращается на дообжиг в многоподовую печь.

Обжиг в печах кипящего слоя.

В качестве основного агрегата применяется печь кипящего слоя (КС), которая отличается простотой конструкции, большой производительностью, высокой степенью механизации и автоматизации процесса, обеспечивает высокую эффективность использования тепла отходящих газов, позволяет получить продукт хорошего качества. Рабочее пространство печи представляет собой цилиндрическую шахту, образованную подиной, стенками корпуса и сводом печи. Объем рабочего пространства определяется заданной производительностью агрегата, которая в свою очередь обусловлена величиной площади подины. Большая высота шахты печи способствует полному обжигу материала и меньшему уносу пыли с отходящими газами. Исходная шихта загружается на ванну кипящего слоя, а продукт обжига – огарок самотеком удаляется из печи. Ввиду хорошего перемешивания и постоянства температуры получаемый огарок всегда однороден по химическому составу.

В кипящем слое все частицы концентрата имеют хороший контакт с воздухом, поэтому процессы окисления протекают с большой скоростью. Производительность печей обжига в кипящем слое во много раз больше, чем производительность обжиговых печей других типов (2,5 – 10 т на 1 м² пода в сутки в зависимости от вида перерабатываемого сырья).

При обжиге в кипящем слое пылевынос составляет 25 – 40 %, следовательно, необходима эффективная система пылеулавливания – две осадительные (пылевые) камеры, циклоны и сухой электрофильтр. Эффективность такой системы составляет примерно 98 %. Возвращать неполно окисленную пыль на дообжиг в слой без предварительного, хотя бы частичного укрупнения частиц нельзя, так как это приводит к прогрессирующему увеличению доли уносимого с га-

зами материала. Поэтому пыль приходится дополнительно обжигать в других печах либо направлять на выщелачивание для извлечения триоксида молибдена. Некоторые авторы [2] предлагают получать оксидный молибденовый концентрат путем обжига сульфидного молибденового сырья в печи КС и последующего обжига пыли, уловленной системой газоочистки, в многоподовых печах. Это позволяет снизить содержание серы в обожженном концентрате до 0,05 %.

Циркулирующий концентрат является эффективным переносчиком тепла, а непрерывное перемешивание слоя обеспечивает выравнивание его температуры даже при экзотермических реакциях окисления сульфидов. Благодаря этому, применив охлаждение, температуру слоя можно поддерживать на заданном уровне и свести до минимума нежелательные побочные реакции. Для отвода избыточного тепла может быть использована система испарительного охлаждения с принудительной циркуляцией воды. В эту систему кроме основного агрегата включены и аппараты системы пылеулавливания – осадительные камеры. Непосредственно в зоне кипящего слоя установлены змеевики, в которые подается химически очищенная вода. Пароводяная смесь, полученная в результате отвода тепла из всех агрегатов (печи КС, пылевых камер), поступает в барабан – сепаратор, где разделяется на воду и пар. Их можно использовать на технические нужды предприятия.

Молибденовые концентраты являются полиметаллическим сырьем и могут стать продуктом для извлечения редких металлов. При обжиге в кипящем слое возгоняется 92 – 94 % рения в виде Re_2O_7 (в многоподовых печах не более 65 – 70 %), что объясняется отсутствием спекания материала и побочных реакций, приводящих к образованию низших оксидов молибдена и рения. Эффективное улавливание рения достигается установкой за электрофильтром мокрых пылеуловителей, например скруббера. Циркулирующие растворы уловителей, содержащие 80 – 100 г/л серной кислоты и 100 – 500 мг/л рения, выводятся из системы для извлечения рения с получением в качестве конечного продукта перрената аммония [3].

До недавнего времени очистку газов от SO_2 и утилизацию серы из них на молибденовых предприятиях не проводили. После разбавления воздухом газы выбрасывались в атмосферу на высоте 50 – 135 м. В последние годы в связи с усилением внимания к окружающей среде создают установки для очистки обжиговых газов от оксида серы. В случае обжиговых печей большой производительности (15 – 20 тыс. т молибденового концентрата в год) экономически оправдано

направлять газы с концентрацией SO_2 3 – 3,5 % на производство серной кислоты. На установках меньшего масштаба (в нашем случае примерно 7 тыс. т концентрата в год) применяют очистку обжиговых газов орошением их известковым молоком в скрубберах. Улавливание SO_2 основано на образовании малорастворимого сульфита CaSO_3 , который сбрасывают в хвостохранилище, где он окисляется постепенно кислородом до CaSO_4 . Содержание SO_2 в газах после скрубберов составляет 0,05 – 0,1 %.

ВЫВОДЫ

Реконструкция обжигового отделения Сорского ферромолибденового завода может быть проведена путем замены работающих печей или на многоподовые печи с механическим перегребанием, или на печи кипящего слоя. Выбор агрегата, возможность совместного использования печей различных типов определяются требованиями, предъявляемыми к готовой продукции, объемом производства, комплексностью использования сырья, экологическими аспектами и т.д.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Лаптева А. Мировой рынок молибдена. // Национальная металлургия. – 2005. – №6. – С. 15 – 21.
2. Пат. 93018571 РФ, МКИ С22В34/34. Способ получения оксидного молибденового концентрата / Байрамов Б.И., Зайко В.П., Дьяконова Л.А. и др. АООТ «Челябинский электрометаллургический комбинат». – № 93018571/02; заявл. 06.04.93; опубл. 27.03.96.
3. Пат. 2191840 РФ, МКИ С22В34/34, С22В61/00, С22В1/04. Способ переработки молибденовых концентратов и промпродуктов / Мироненко В.Н., Сигедин В.Н., Руденко Б.И. и др. ЗАО «ПТП «Резонанс». – № 2001114973/02; заявл. 31.05.2001; опубл. 27.10.2002.

**ПОРОШКОВАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ И КОМПОЗИЦИОННЫЕ
МАТЕРИАЛЫ**

УДК 669.046 : 558.28

В.В. Руднева, Г.В. Галевский

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

ОТЕЧЕСТВЕННЫЙ И ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ КОМПАКТИРОВАНИЯ КАРБИДА КРЕМНИЯ КОНСТРУКЦИОННОГО НАЗНАЧЕНИЯ И КОМПОЗИЦИЙ НА ЕГО ОСНОВЕ

Обобщен и систематизирован отечественный и зарубежный опыт компактирования карбида кремния конструкционного назначения и композиций на его основе.

Domestic and foreign experience of construction appointment silicon carbide and based on it compositions compactation is generalized and systematized

В связи с уникальным комплексом свойств карбидокремниевой конструкционной керамики вопросы её получения, изучения и применения находятся в центре внимания исследователей и технологов уже более 40 лет как в России [1-17], так и за её пределами [18-23]. Обзор и анализ основных публикаций по технологии получения и свойствам карбидокремниевых конструкционных материалов приведен в [24, 25]. Убедительно показано следующее:

1) карбидокремниевые материалы становятся действительно доступными при освоении технологии их твердофазного спекания; поэтому для них исследуются и реализуются возможности активирования процессов твердофазного спекания с целью получения беспористых и малопористых материалов;

2) для получения керамики твердофазным спеканием могут использоваться порошки карбида кремния конструкционного назначения, соответствующие следующим требованиям:

- фазовый состав – преимущественно β -SiC, являющийся более легкоспекающимся материалом;
- уровень дисперсности для спекания при нормальном давлении не ниже $15000 \text{ м}^2/\text{кг}$ и размер частиц менее 1 мкм , обеспечивающие при спекании достижение относительной плотности 96-98 %;

- состояние поверхности частиц, характеризующееся минимальной окисленностью, достигаемое при содержании кислорода менее $2,44 \cdot 10^{-7}$ кг/м² поверхности порошка;
- ограниченное содержание примесей, препятствующих образованию плотной структуры, % масс., не более: железа и свободного кремния 0,01-0,04, кремнезема от 0,7-1,0 при удельной поверхности 15000 м²/кг до 5-6 при удельной поверхности 45000-48000 м²/кг;
- присутствие активирующих процесс спекания добавок: бора в количестве обычно не более 3 % масс. и углерода в количестве 0,8-3,6 % масс. в зависимости от содержания кремнезема.

3) за рубежом для удовлетворения потребности керамической технологии в карбиде кремния освоено его производство синтезом из элементов в трубчатых печах, дополнительным измельчением и химическим обогащением микропорошков абразивного назначения, плазменным газофазным синтезом и химическим обогащением. Основные характеристики порошков конструкционного карбида кремния, поставляемых ведущими фирмами США, ФРГ, Японии, Китая, приведены в таблице 1.

4) в России в течении последних 15-20 лет отмечается активизация технологических исследований, ориентированных на получение карбида кремния с требуемым комплексом свойств механохимическим синтезом, синтезом из высокодисперсных природных и искусственных шихт, самораспространяющимся высокотемпературным синтезом, плазмометаллургическим синтезом [24, 5-14, 25], но, с уровнем освоения, как правило, не выше крупнолабораторного; лишь сотрудниками СибМИ в конце 80-х годов разработана и освоена в условиях опытного производства полупромышленная плазмометаллургическая нанотехнология получения карбида кремния конструкционного назначения, подробно описанная в [24].

Анализ публикаций, посвященных вопросам создания керамики различного назначения на основе нанодисперсных нитрида, карбида кремния и их композиций, в частности [18-23, 26, 27, 28], свидетельствует о сложности решаемых задач и естественном разделении их на ряд составляющих подзадач, основными из которых являются:

- 1) разработка и освоение технологии синтеза наноматериалов с требуемым уровнем свойств и введение их в обращение;
- 2) разработка и освоение технологии компактирования из них порошковых изделий.

Таблица 1 – Характеристика порошков карбида кремния конструкционного назначения

Фирма-изготовитель	Марка порошка	Фазовый состав	Дисперсность		Содержание примесей, % масс.				
			$S_{уд.}$ М ² /КГ	$d_{ср.}$ МКМ	SiO ₂	Si своб.	С своб.	Fe	Al
Carborundum Company, США	600R _A	α -SiC, β -SiC*	-**)	9	2	-**)	-**)	0,05	0,08
	1200R _A	То же	-**)	5	2	-**)	-**)	0,05	0,08
	1500R _A	– " –	-**)	3,5	2	-**)	-**)	0,05	0,08
PPG Industrials, США	–	β -SiC	11000-16000	0,5	-**)	-**)	1,2	0,05	–
Eletroschmelzwerk, ФРГ	–	α -SiC, β -SiC*	-**)	2	2,2	0,15	1,4	0,03	0,1
Hermann-Starck Co., ФРГ	B-10	98% β -SiC	14700	0,65	2,6	-0,01	1	0,01	0,02
	A-10	α -SiC, β -SiC	14700	0,65	2,8	0,01	1,7	0,03	0,02
Токуо Текко Со. Япония	–	β -SiC	24000	0,09	3,2	0,02	1,8	0,03	0,03
Hefei Kaier Nano Tech Co. Китай	–	β -SiC	38000	0,06	4,5	0,02	2,1	0,02	0,02

Примечания: * - смесь политипов α -SiC и очень малое количество β -SiC;

** - данные не приведены

Каждая из этих подзадач для своего эффективного решения требует сложного оборудования, обученного, высококвалифицированного персонала, многолетних научных и технологических традиций и решается, как правило, автономно специализированными организациями и научно-производственными структурами, зачастую разных министерств и ведомств. Так, СКТБ неорганических материалов АН Латвии разработана технология плазменного синтеза нанопорошка нитрида кремния, который был введен в обращение под торговой маркой «Кремнит» (ТУ – 80 Латв. ССР – 035 – 84), и в дальнейшем востребован ОАО «Всероссийский институт легких сплавов» для разработки технологического процесса горячего изостатического прессования керамических изделий конструкционного и инструментального назначения с повышенным уровнем физико-механических свойств [27]. В ГОУ ВПО «Московский государственный институт стали и сплавов (технологический университет)» разработана и освоена технология получения нанокарбида кремния в импульсной плазме, а НИИ Спецтехники и связи МВД РФ проведены работы по использованию его при создании и внедрении ударопрочных материалов для средств индивидуальной защиты [28]. Институтом проблем материа-

ловедения АН Украины разработана технология получения нанодисперсного порошка карбида кремния из синтетической высокодисперсной шихты, в дальнейшем востребованного Институтом сверхтвердых материалов АН Украины для опробования в процессах спекания в камерах высокого давления (порядка 5,5 ГПа) при получении материала инструментального назначения [26].

Результаты исследований, описанных в работах [18-23, 26-28], позволяют сделать следующие важные технологические выводы:

1) компактирование нанокарбида кремния и композиций на его основе представляет собой весьма сложную научную и прикладную задачу вследствие их малой насыпной массы и значительной усадки при спекании; так, при нагреве нанопорошка карбида кремния до 2000 °С со скоростью 5,5 град./мин усадка составляет 20,5 % при величине удельной поверхности 32000 кг/м² и 23,0 % при 45000 кг/м²; по данным [29], при применении относительно крупных частиц спекание может активироваться с помощью добавок в их поверхностных слоях, что приводит к преимущественному росту контактных поверхностей и незначительной усадке; с повышением дисперсности спекаемых частиц, когда толщина диффузионного слоя становится соизмеримой с их радиусом, активируется спекание, сопровождающееся заметной объемной усадкой;

2) для производства качественных порошковых изделий необходимо получать прессованные заготовки повышенной плотности (относительная плотность до спекания 60-65 %);

3) для получения керамических заготовок или изделий простой формы (по классификации по сложности формы [30] детали I группы – без отверстия с неизменным сечением по высоте, ограниченные двумя плоскостями, перпендикулярными направлению прессования, и детали II группы, отличающиеся от деталей I группы наличием одного или нескольких отверстий в направлении прессования и имеющими отношение высоты к минимальной толщине стенки менее 8) рекомендуется использование типового технологического оборудования с термосиловыми параметрами, обеспечивающими прессование заготовки в стальных прессформах при давлении не выше 100 МПа из-за появления на образцах трещин расслоя и спекание в вакууме или инертной среде при температуре 2050-2150 °С.

4) для получения более сложных керамических изделий (по классификации по сложности формы [30] детали III-VII групп) или керамических изделий с повышенным уровнем физико-механических свойств рекомендуется использование специализированного (иногда

уникального) технологического оборудования, например, высокотемпературного газостата ГТС-2000 с рабочим пространством диаметром 120 x 150 с термосиловыми параметрами, обеспечивающими проведение процесса уплотнения керамических материалов из нанодисперсного нитрида кремния и нитридокарбидных композиций при температуре до 2000 °С и давлении азота до 200 МПа, и позволяющими реализовать двухстадийный процесс горячего изостатического прессования керамических материалов без применения специальных капсул, заключающийся в том, что на первой стадии (температура 1800 °С, давление 5 МПа, продолжительность 30 мин.) происходит уплотнение материала с образованием закрытой пористости до относительной плотности 90 %, а на второй стадии путем повышения давления азота до 120 МПа (температура 1750 °С, продолжительность 60 мин.) достигается окончательное уплотнение материала до относительной плотности 99-100 % [26];

5) применение нанодисперсных материалов для компактирования керамических изделий дает возможность сформировать устойчивую высокодисперсную структуру с повышенной плотностью, которая характеризуется высокими значениями твердости и прочности [28]; однако в ряде случаев целесообразно использование наноматериалов в качестве модифицирующих добавок, введение которых может изменить процессы структурообразования при компактировании и активировать процесс спекания; в последнем случае ограничиваются такие факторы, как влияние на процесс компактирования малой насыпной массы и усадки нанопорошков [28];

6) при твердофазном спекании композиций, состоящих из нанопорошков и более крупных порошков, нанопорошки, заполняющие пустоты между крупными частицами, являются центрами зонального уплотнения, свойственного наносистемам; при этом происходит разрушение границ контактов нанопорошков с крупными частицами и создаются условия, тормозящие процессы массопереноса между нанопорошками и крупными частицами, что, по-видимому, и затрудняет рост кристаллов из крупных частиц и снижает максимальный размер зерна практически в 2 раза [28].

Достижимые при этом физико-механические свойства керамических материалов из нитрида и карбида кремния и их композиций, полученных по различным технологиям, представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Физико-механические свойства керамических материалов из нитрида и карбида кремния и их композиций, полученных по различным технологиям

Метод получения	Состав компактируемого материала, % масс.	Марка, изготовитель	Технологические режимы	Относительная плотность	Механические свойства			Область применения	Источники информации
					Прочность при изгибе, МПа	Вязкость разрушения, МПа·м ^{1/2}			
						20 °С	1300 °С		
ТФС	НП Si ₃ N ₄ -6Y ₂ O ₃ -2Al ₂ O ₃	ВНП-1 ТУ оп-1-809-590-82 ОАО ВИЛС"	T = 1973 К P = 0,1 МПа τ = 6 ч	0,88	420	240	3,9	Конструкционная керамика	[27]
ГИП	НП Si ₃ N ₄ -6Y ₂ O ₃ -2Al ₂ O ₃	ВНП-1 ТУ оп-1-809-590-82 ОАО ВИЛС"	T = 2023 К P = 120-200 МПа τ = 1 ч	0,99	720	380	5,7	Детали ГТД для работы при 1300 °С	[27]
ГИП	НП Si ₃ N ₄ -40 НП SiC-6Y ₂ O ₃ -3AlN	ВНП-8 ТУ оп-1-809-590-88 ОАО ВИЛС"	T = 2073 К P = 120-200 МПа τ = 1 ч	0,99	800-1000	*	7-8	Элементы спецзащиты	[27]
КВДП	НП SiC	ИПМ, ИСМ АН Украины	T = 1773 К P = 5,5 ГПа τ = 10 с	*	*	*	5,8 МН/м ^{3/2}	Режущий инструмент	[26]
ТФС	МП Si ₃ N ₄ +20 НП SiC	ГОУ ВПО "МИСиС" ОАО НИАТ"	*	0,97	850	*	8,3	Конструкционная керамика	[28]
ТФС	МП Si ₃ N ₄ +20 МП SiC	ГОУ ВПО "МИСиС" ОАО НИАТ"	*	0,95	550	*	6,8	Конструкционная керамика	[28]

Продолжение таблицы 2

Метод получения	Состав компактируемого материала, % масс.	Марка, изготовитель	Технологические режимы	Относительная плотность	Механические свойства			Область применения	Источники информации
					Прочность при изгибе, МПа	Вязкость разрушения, МПа·м ^{1/2}			
						20 °С	1300 °С		
ТФС	МП SiC + 0,8С	600 R _A Carborundum Co.	T = 2273 К P = 0,1 МПа, аргон τ = 2 ч	0,93	*	*	*	Конструкционная керамика	[23]
ТФС	МП SiC + 1,2С	1500 R _A Carborundum Co.	T = 2273 К P = 0,1 МПа, аргон τ = 2 ч	0,96	*	*	*	Конструкционная керамика	[23]

Примечание: ТФС – твердофазное спекание; ГИП – горячее изостатическое прессование; КВДП – прессование и спекание в камере высокого давления; НП и МП – нано- и микропорозки; *) – отсутствие сведений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кузенкова М.А. Спекание дисперсных порошков тугоплавких соединений / М.А. Кузенкова // Экстремальные процессы в порошковой металлургии : сб. науч. тр. / ИСМ АН УССР. – Киев, 1986. – С. 43-47.
2. Андриевский Р.А. Особенности спекания ультрадисперсных порошков веществ с ковалентной связью / Р.А. Андриевский // Свойства и применение дисперсных порошков : сб. науч. тр. – Киев : Наукова Думка, 1986. – С. 138-143.
3. Кислый П.С. Анализ освоения промышленного производства и качества технических порошков некоторых тугоплавких соединений / П.С. Кислый, М.А. Кузенкова, Т.К. Козина // Экстремальные процессы в порошковой металлургии : сб. науч. тр. / ИСМ АН УССР. – Киев, 1986. – С. 57-62.
4. Циелен У.А. Проблемы опытного производства тонкодисперсных нитридных порошков плазмохимическим методом / У.А. Циелен, Ф.Ф. Ваккер, Д.Р. Янковича // Применение низкотемпературной плазмы в технологии неорганических веществ и порошковой металлургии : сб. науч. тр. – Рига : Зинатне, 1985. – С. 133-140.
5. А.с. 2018502 РФ, МПК С04В35/58. Способ изготовления керамики на основе карбида кремния / С.А. Ершов. АОЗТ "Синалит Ко Лтд". - № 5049454/33; заявл. 25.06.92; опубл. 30.08.94.
6. А.с. 2117066 РФ, МПК С22С29/02. Порошковый материал на основе карбида кремния / Н.Ф. Гадзыра. - № 96123175/02; заявл. 09.12.96; опубл. 10.08.98.
7. А.с. 96114570 РФ, МПК С01В31/36. Способ получения карбидов бора и кремния / А.Д. Верхотурова, В.Л. Бутуханов, Н.В. Лебухова. - № 96114570/25; заявл. 18.07.96; опубл. 27.10.98.
8. Пат. 2259336 РФ, МПК С04В35/571. Способ получения порошкообразного материала на основе карбида кремния из кремнийорганического полимера / Е.И. Беляева, Н.И. Бакланова, Е.Ю. Беляев и др. ИХТТМ СО РАН. - № 2004105098/03; заявл. 20.02.2004; опубл. 20.07.2005.
9. Пат. 2169701 РФ, МПК С01В31/36. Способ получения бета-карбида кремния / И.И. Туктамышев, А.Н. Селезнев, Ю.К. Калинин и др. ЗАО НПП "Шунгитовые технологии". - № 99117600/12; заявл. 18.08.99; опубл. 27.06.2001.
10. Пат. 2163563 РФ, МПК С01В31/36. Способ получения карбида кремния / И.И. Туктамышев, А.Н. Селезнев, Ю.К. Калинин и др.

ЗАО НПП "Шунгитовые технологии". - № 99117599/12; заявл. 18.08.99; опубл. 27.02.2001.

11. А.с. 95105967 РФ, МПК С01В31/00. Способ получения простых веществ : кремния, бора, галлия, мышьяка, их соединений; оксидов, карбидов, нитридов, силицидов, теллуридов, станнидов, имомбитов, германидов, арсенидов, боридов, галлидов, висмутидов и композиционных керамических из них материалов /А.И. Карелин, В.А. Курносов, В.А. Карелин и др. - № 95105967/33; заявл. 18.04.95; опубл. 20.03.96.

12. Пат. 2071938 РФ, МПК С01В31/36. Способ получения карбида кремния / В.А. Карелин, А.И. Карелин, Л.Б. Шпунт и др. НПО "Радиевый институт им. В.Г. Хлопина". - № 93006323/26; заявл. 03.02.93; опубл. 20.01.97.

13. Пат. 2240979 РФ, МПК С01В31/36. Способ получения карбида кремния / Т.А. Тимощук. – ИХТТ УрО РАН. - № 2002126343/5; заявл. 02.10.2002; опубл. 27.11.2004.

14. Пат. 1777312 РФ, МПК С01В31/36. Способ получения карбида кремния / А.Г. Мержанов, И.П. Боровинская, С.С. Мамян и др. – ИСМК РАН. - № 4445557/26; заявл. 12.07.88; опубл. 30.09.94.

15. Лякишев Н.П. Наноматериалы конструкционного назначения / Н.П. Лякишев, М.И. Алишов, С.В. Добаткин // Конверсия в машиностроении. – 2002. - № 6(55). – С. 125-130.

16. Лякишев Н.П. Нанокристаллические структуры – новое направление развития конструкционных материалов / Н.П. Лякишев // Вестник РАН. – 2003. – Т. 73. – № 5. – С. 422-425.

17. Королева М.Ю. Наноматериалы из карбида кремния для ядерных реакторов / М.Ю. Королева, Е.В. Юртов // Химическая технология. – 2005. - № 4. – С. 15-21.

18. Schwier G. Siliciumnitrid – und Siliciumcarbid-pulver für die Hochleistungskeramik / G. Schwier, G. Nietfeld // Sprechsaal. – 1998. – Vol. 31. - № 3. – S. 175-180.

19. Knoch H. Eigenschaften und Anwendungsbeispiele nochoxidischer sonderkeramischer Werkstoffe / H. Knoch, K. Hunold // Keramische Zeitschrift. – 1996. - № 1. – S. 25-28.

20. Hausner H. Oxidische und nochoxidische Sinterpulver / H. Hausner // Technische Mitteilungen. – 1997. - № 5. – S. 208-209.

21. Whalen T. Processing and Properties of Structural Silicon Carbide / T. Whalen // Ceramic Engineering and Science Proceedings. – 1986. - № 7. – P. 1135-1143.

22. Shaffer T.B. Fine SiC Powders for High Performance Ceramics

/ Т.В. Shaffer // Ceramic Engineering and Science Proceedings. – 1985. - № 6. – P. 1289-1295.

23. Masataka Y. Present state of Silicon Carbide Powder / Y. Masataka // Ceramics Japan. – 1997. – № 1. – P. 46-51.

24. Наноматериалы и нанотехнологии в производстве карбида кремния: монография : в 3 т. / науч. ред. Г.В. Галевский; Т. 3. Плазмометаллургическое производство карбида кремния для конструкционной керамики / В.В. Руднева. – М. : Флинта : Наука, 2007. – 210 с.

25. Жуков М.Ф. Плазмохимический синтез ультрадисперсных порошков и их применение для модифицирования металлов и сплавов / М.Ф. Жуков [и др.]. – Новосибирск : Наука, Сибирская издательская фирма РАН, 1995. – 344 с.

26. Наноматериалы и нанотехнологии в производстве карбида кремния : монография : в 3 т. / науч. ред. Г.В. Галевский; Т. 1. Микрокремнезем в производстве карбида кремния / О.А. Полях, В.В. Руднева. – М. : Флинта : Наука, 2007. – 248 с.

27. Попов В.Ф. Разработка технологического процесса ГИП с целью повышения уровня физико-химических свойств керамических изделий из нитрида кремния конструкционного и инструментального назначений : автореф. дисс.... канд. техн. наук / В.Ф. Попов : МАТИ им. К.Э. Циолковского. – М., 1989. – 21 с.: граф. – Библиогр. : С. 20-21 (8 назв.).

28. Блинков И.В. Разработка процессов модифицирования и получения дисперсных материалов в импульсной плазме : дис.... док. техн. наук : спец. 05.16.06 : защищена 24.04.2002 : утв. 19.09.2002 / И.В. Блинков – М., 2002. – 304 с. – Библиогр. : с. 277-304.

29. Косолапова Т.Я. Неметаллические тугоплавкие соединения / Т.Я. Косолапова [и др.]. – М. : Metallurgia, 1985. – 224 с.

30. Кипарисов С.С. Оборудование предприятий порошковой металлургии / С.С. Кипарисов, О.В. Падалко. – М. : Metallurgia, 1988. – 448 с.

УДК 539.21

В.В. Руднева, Г.В. Галевский, Е.К. Юркова

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

ПРИМЕНЕНИЕ ЭЛЕКТРОННОЙ МИКРОСКОПИИ ДЛЯ АТТЕСТАЦИИ НАНОПОРОШКОВ КАРБИДА КРЕМНИЯ

Методами просвечивающей и растровой электронной микроскопии проведено определение формы и размера частиц нанопорошков карбида кремния и пиролитического углерода, сопоставление результатов с другими методами определения размерных характеристик нанопорошков, оценка склонности нанопорошков к агрегированию.

The identification of form and particle size of the nanopowders of silicon carbide and pyrolytic carbon based on the methods of transmission and scanning electron microscopy is realized.

Введение. Общая характеристика методов электронной микроскопии

В процессе аттестации нанопорошков необходимо подтвердить их характеристики, которые определяют основные физико-химические свойства и важны для определения условий эффективного применения. В то же время нанопорошки являются сложными объектами для изучения и аттестации. Это связано с малыми размерами частиц, спецификой многих их физических свойств, формированием метастабильных и неизвестных до сих пор фаз, высокой реакционной способностью и т.д. В нанопорошках наблюдается также образование агрегатов. В зависимости от условий получения прочность таких агрегатов может быть настолько высокой, что разделение их на исходные частицы требует принятия особых мер или разработки специальных методик. Поэтому многие методы исследования и аттестации крупнокристаллических материалов неприменимы для нанопорошков и зачастую требуют существенных изменений и доработок.

Важнейшими характеристиками нанопорошков являются размер частиц и их морфология. К размерным характеристикам нанопорошков можно отнести величину удельной поверхности, определяющую

средний размер агрегатов; средний размер частиц; средний размер области когерентного рассеяния; гранулометрический состав частиц. При этом для определения среднего размера частиц и исследования их морфологии прямыми и наиболее наглядными являются методы электронной микроскопии [1-4]. Электронные микроскопы в настоящее время дают разрешение 1...10 нм, а микроскопы новейших конструкций – 0,2 нм. Оснащение современных электронных микроскопов рядом приставок для элементного, фазового, структурного анализа способствовало превращению их в чрезвычайно гибкие аналитические инструменты, обеспечивающие различные потребности физико-химического анализа.

В настоящее время используются просвечивающие, растровые, зондовые и другие виды электронных микроскопов.

Просвечивающий электронный микроскоп (ПЭМ) позволяет получить в проходящих электронных лучах изображение исследуемого объекта в светлом и темном поле, а также электронограммы. Этот метод успешно используется для визуализации частиц малых размеров. При исследовании на ПЭМ главным требованием к образцам является их прозрачность для электронов. Поэтому наноматериалы изучаются в виде тонких пленок, фольги, срезов толщиной от 1 нм до 10 мкм. Нанопорошки обычно исследуют путем нанесения на аморфную углеродную пленку – подложку или углеродную сетку. Одним из важнейших направлений развития этого метода исследований является просвечивающая электронная микроскопия высокого разрешения (ПЭМ ВР), ставшая в последние годы одним из основных методов получения новых знаний о структуре наноматериалов [4].

Более эффективно изучение размерных характеристик и морфологии нанопорошков с помощью растровой электронной микроскопии (РЭМ). В растровой электронной микроскопии поверхность исследуемого образца облучается тонко сфокусированным электронным зондом диаметром 1,5...5 нм, совершающим возвратно-поступательные движения по прямой линии или развертывающимся в растр. В РЭМ возможно различать участки изучаемых объектов размером 5...10 нм. Для РЭМ характерна большая глубина резкости, что позволяет исследовать поверхность и приповерхностную структуру массивных тел, глубоко протравленные образцы, поверхности разломов, дендритные а фрактальные структуры. На РЭМ успешно изучаются порошковые материалы: морфология частиц, средний размер частиц и в ряде случаев их распределение по размерам.

Отмеченные выше исследовательские возможности электронной

микроскопии, как правило, реализуются при преодолении определенных методических трудностей. Во-первых, это образование нанопорошками слишком прочных агрегатов. Разрушение агрегатов (деагрегация порошка) является весьма трудоемкой задачей и часто не дает желаемого результата. Для деагрегации обычно применяют специальные установки – диспергаторы, в которых суспензия исследуемого материала подвергается воздействию ультразвука. Однако ряд порошков, например, металлов, не могут быть достаточно надежно диспергированы этим способом. Во-вторых, это разрушающее действие электронного пучка на нанопорошки в ходе эксперимента. Так, под действием энергии электронов возможны разогрев и плавление объекта исследования, что может привести к фазовым превращениям и коагуляции частиц порошка. Наряду с этим нанопорошки обладают повышенной летучестью, что требует специального закрепления этих материалов, поскольку в высоком вакууме они могут засорять рабочие части самого микроскопа. В-третьих, с точки зрения аттестации нанопорошков микроскопические исследования имеют существенный недостаток – локальность, т.е. получение информации об очень ограниченном количестве вещества. В связи с этим для получения корректных результатов по среднему размеру частиц нанопорошков необходимо собрать статистические данные, что чрезвычайно трудоемко ввиду локальности анализа. Однако, несмотря на отмеченные недостатки и методические ограничения, в настоящее время электронные микроскопы являются мощным инструментом научных исследований, единственным прямым методом изучения размерных характеристик вещества и “критерием истинности” для всех разрабатываемых косвенных методов измерения и расчета размера нанопорошков.

Цель и объекты исследования

Целью настоящей работы явилось определение формы и размера частиц нанопорошков карбида кремния и сопутствующей ему основной примеси – свободного, т.е. несвязанного в карбид пиролитического углерода методами просвечивающей и растровой электронной микроскопии, сопоставление результатов с другими методами определения размерных характеристик нанопорошков, оценка склонности нанопорошков к агрегированию.

В качестве объектов исследования использовались нанопорошки карбида кремния различных технологических вариантов синтеза, углеродсодержащий продукт плазменного пиролиза метана, особо тонкие микропорошки карбида марки В-10 фирмы H. Starck. Co. и марки

КЗ64СМ2 ОАО "Волжский абразивный завод", нанопорошки карбида кремния ведущих мировых производителей – фирмы Tokyo Tekko Co. (Япония) и Hefei Kaier Nanotechnology & Development Ltd. Co. (Китай).

При этом исследовались образцы, полученные в плазменном потоке азота восстановлением и карбидизацией метаном микрокремнезема – SiC (1), микропорошка кремния – SiC (2), шунгита – SiC (3), модифицированием особо тонкого микропорошка карбида – SiC (4). Все образцы SiC (1) – SiC (4) после синтеза подвергались для удаления примесей рафинированию, однофазны и представлены кубической модификацией β -SiC, содержание которой составляет 93-95 % масс.

Методика исследования

Исследование нанопорошков карбида кремния осуществлялось методами просвечивающей и растровой электронной микроскопии.

В первом случае исследования проводились¹ с использованием просвечивающего электронного микроскопа EF/4-M/P "Karl Zeiss" с ускоряющим напряжением 65 кВ. При проведении исследований подтверждены отмеченные в целом ряде работ трудности приготовления препаратов из нанопорошков, образующих благодаря когезионным силам достаточно прочные вторичные агрегаты, не разрушаемые традиционными методами, например, диспергированием в вязкой среде (раствор нитроцеллюлозы в амилацетате). Положительные результаты были получены при реализации следующей методики приготовления препаратов. Навеска порошка массой 0,1 г смешивалась с 500 мл 50 %-ного раствора этилового спирта и обрабатывалась ультразвуком в диспергаторе ЗДН-1 в течение 15-30 мин. Капля полученной суспензии наносилась на угольную подложку толщиной 0,025-0,25 мкм и высушивалась при температуре 323 К. При работе с нанодисперсными порошками использовалось увеличение до 40000.

Во втором случае исследования проводились с использованием растрового электронного микроскопа JSM-6700 F с ускоряющим напряжением 0,5-30 кВ и разрешением 0,1 нм при 15 кВ и 0,22 нм при 1 кВ [5]. Приготовление препаратов осуществлялось следующим образом. На предварительно прокатанную из индия пластину размером 10×8×1 мм напыляли нанопорошок, вдавливали напыленный слой и остатки удаляли обдувом поверхности. Далее исследовались частицы,

¹ в лабораториях ФХМИ ИХТТИМ СО РАН и ЭТМ НИЦ КП "Материаловедение и металлургия" МИ-СиС.

импрегнированные в металлическую матрицу. При исследовании нанопорошков увеличение составляло до 300000.

Основные результаты исследований

В обоих случаях при реализации методов просвечивающей и растровой микроскопии при исследовании образцов на микрофотографиях наблюдается образование агрегатов различной формы и размеров (рисунок 1, а, б, в). Только при исследовании особо тонких микропорошков карбида кремния получается достаточно отчетливая картина, характерная для полученных механическим диспергированием и истиранием спека частиц неправильной, осколочной формы с

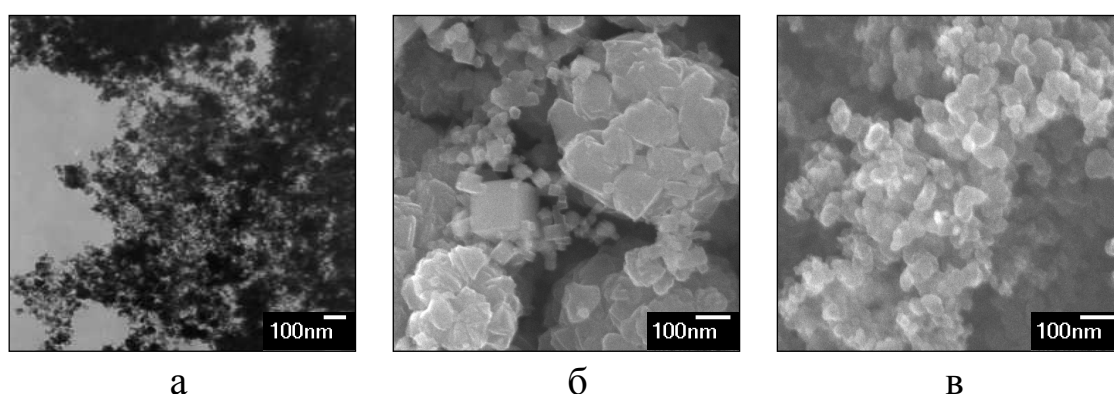


Рисунок 1 – Микрофотографии нанопорошков:
а – SiC (2) – ПЭМ; б – SiC (2) – РЭМ; в – пиролитического углерода – РЭМ

возможностью измерения линейных размеров (рисунок 2, а, б). Обращение к растровой электронной микроскопии позволяет более четко охарактеризовать форму, размеры частиц и в ряде случаев микро-рельеф микропорошков карбида кремния (рисунки 3, 4). Характерной особенностью исследуемых микропорошков является наличие у карбида кремния К364М2 тонкой пылевидной фракции, а у карбида

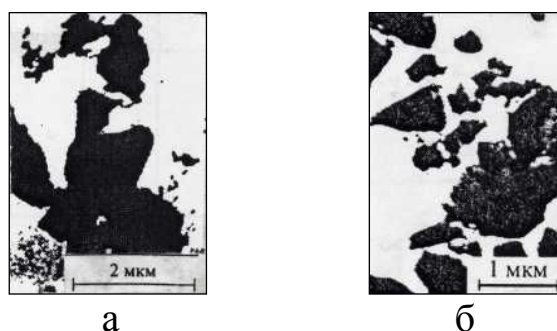


Рисунок 2 – Микрофотографии микропорошков карбида кремния:
а – К364СМ2 – ПЭМ; б – SiC фирмы H. Starck. Co. – ПЭМ

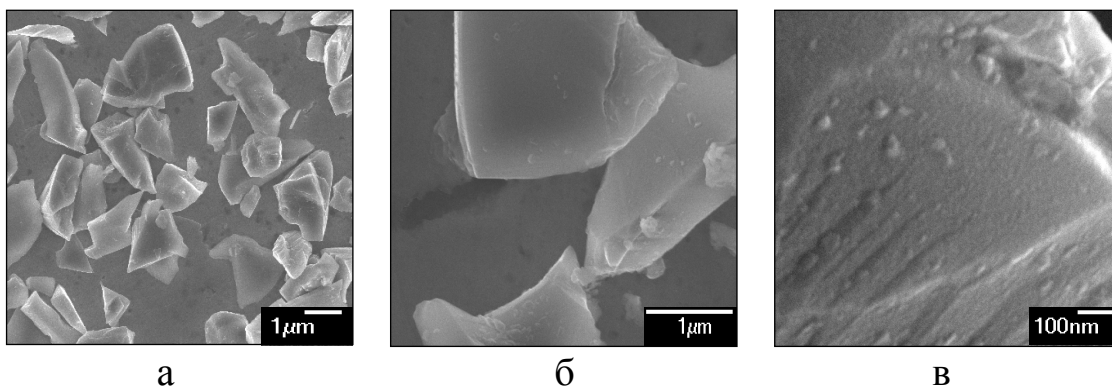


Рисунок 3 – Микрофотографии микропорошка карбида кремния К364М2 – РЭМ:

а – ансамбль частиц; б – отдельные частицы;
в – скульптурированная поверхность частицы

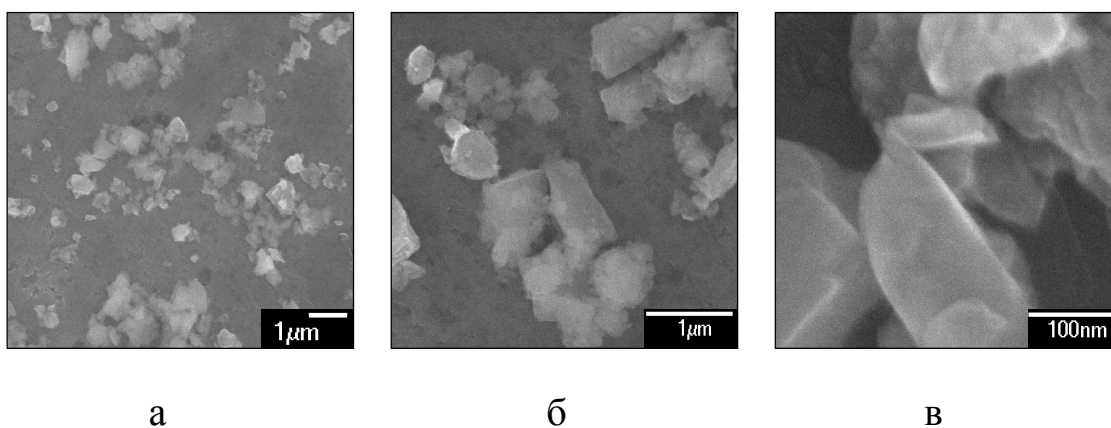


Рисунок 4 – Микрофотографии микропорошка карбида кремния Н. Starck. Со.:

а – ансамбль частиц; б – отдельные частицы; в – поверхности отдельной частицы

кремния фирмы Н. Starck. Со. – сохранившихся после истирания карбидных спеков, образующихся в процессе печного синтеза. Микрофотографии нанопорошков карбида кремния различных технологических вариантов синтеза, полученные методом ПЭМ с использованием подготовленных препаратов, приведены на рисунке 5. В этом случае метод ПЭМ обеспечивает получение таких результатов, как визуализация отдельных частиц, определение их размеров и констатация наноуровня, подтверждение формы частиц, отличной от шаровидной с фрагментами огранки. Анализ микрофотографий позволяет установить следующий основной размерный диапазон карбидных частиц, соответствующий 50-70 нм.

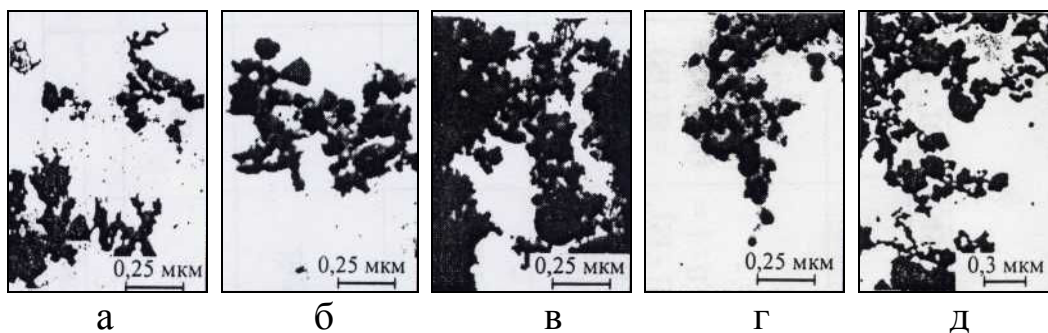


Рисунок 5 – Микрофотографии нанопорошков карбида кремния: а – SiC (1); б – SiC (2); в – SiC (3); г – SiC (4); д – SiC (5) – фирмы То-кю Текко Со.

Методом РЭМ исследовались образцы порошков карбида кремния SiC (2) и SiC (4). Микрофотографии образцов приведены на рисунках 6 и 7.

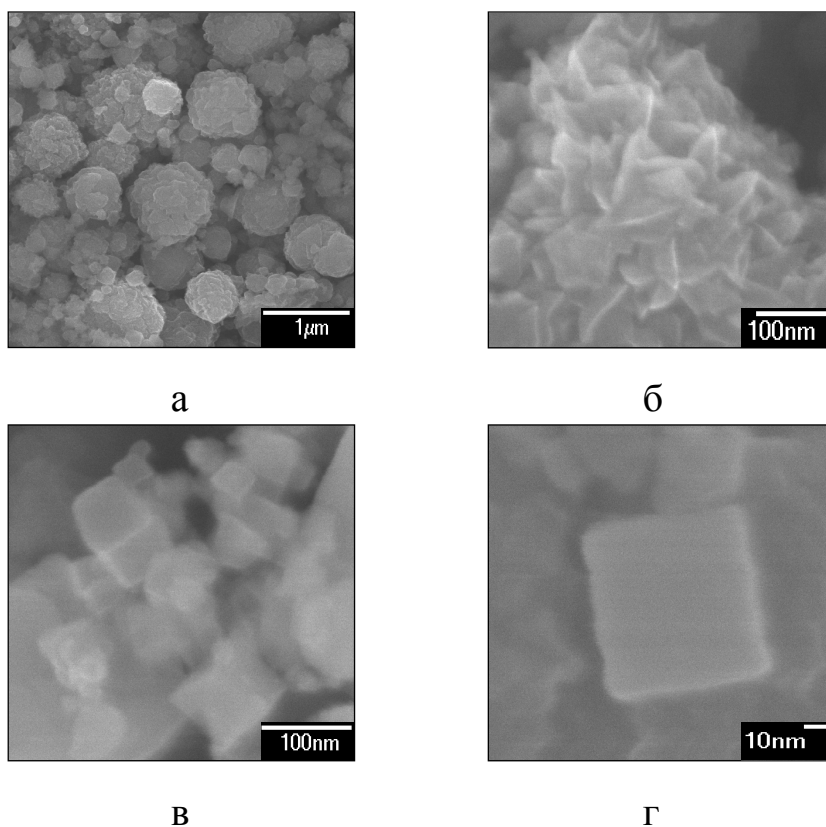


Рисунок 6 – Микрофотографии нанопорошка карбида кремния SiC (2) – РЭМ:

а – в состоянии поставки после рафинирования; б – морфологическая картина агломерата; в – ансамбль наночастиц; г – наночастица кубической формы

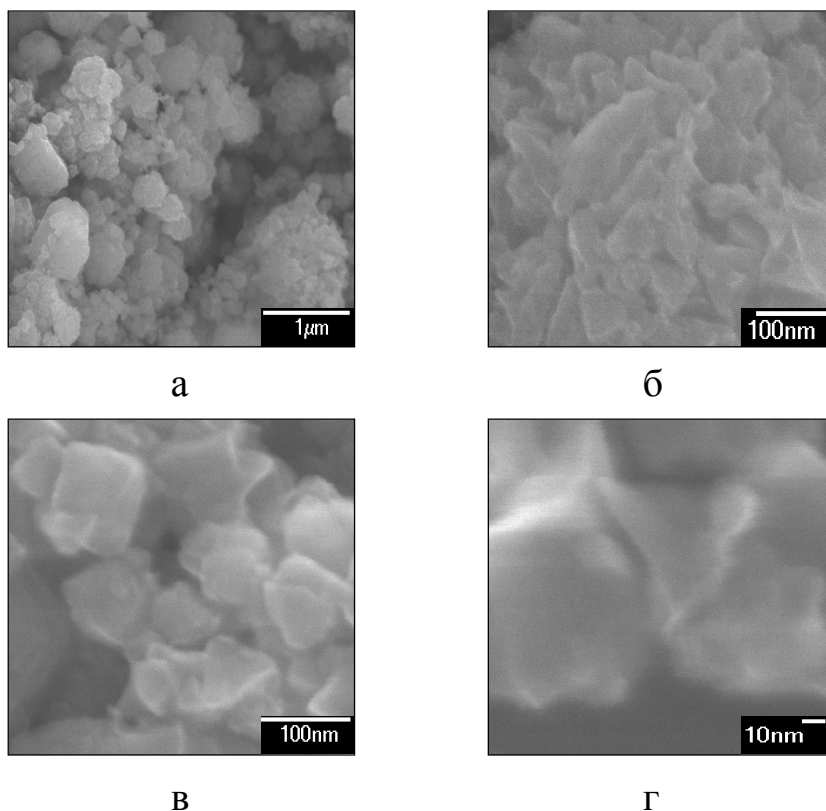


Рисунок 7 – Микрофотографии нанопорошка карбида кремния SiC (4) – РЭМ:

а – в состоянии поставки после рафинирования; б – морфологическая картина агломерата; в – ансамбль наночастиц; г – наночастица октаэдрической формы

Изучение микрофотографий показывает, что оба нанопорошка после рафинирования в состоянии поставки представлены агрегатами шарообразной формы различных размеров, изменяющихся в пределах от 0,1 до 1 мкм. При этом отдельные агломераты имеют сложную морфологическую картину и сформированы наночастицами различной огранки преимущественного размера от 50 до 70 нм, хотя отмечается присутствие менее и более крупных наночастиц. Изучение ансамбля и отдельных наночастиц показывает, что порошки карбида кремния представлены ограненными частицами в форме куба с различным развитием притупляющих граней октаэдра, либо октаэдра с различным развитием притупляющих граней куба, т.е. наблюдается тенденция к округлению ребер и вершин, формированию выпуклых граней. Это подтверждает высказанное в [6] положение о нестабильности в исследуемой области размеров менее 70 нм четкой огранки, характерной для массивных кристаллов. Ограненная форма частиц карбида кремния свидетельствует об образовании их по механизму

“пар-кристалл”. Близость размеров частиц, определенных различными методами (см. таблицу) (БЭТ, рентгенографическим, турбидиметрическим, электронно-микроскопическим), позволяет предположить их монокристаллическое состояние.

Таблица – Сопоставление размеров частиц нанопорошков карбида кремния, определенных различными методами

Технологический вариант синтеза	Период кристаллической решетки, нм	Размер частиц, нм			
		БЭТ	Рентген.	ТМ*	ЭМ**
$\text{SiC}_{0,85}\text{N}_{0,05}(2)$	0,4356	53-58	55-59	54-57	63
$\text{SiC}_{0,85}\text{N}_{0,05}(4)$	0,4356	58-61	57-62	60-63	64

Примечание: * Турбидиметрический, ** Электронно-микроскопический (РЭМ) по результатам обследования отдельных наночастиц (рисунки 6 г, 7 г).

Сравнение исследуемых материалов с соответствующими зарубежными аналогами, производимыми фирмами Tokyo Tekko Co. (рисунок 5 д) и Hefei Kaier Nanotechnology & Development Ltd. Co. (рисунок 8), показывает, что они имеют сопоставимый уровень дисперсности.

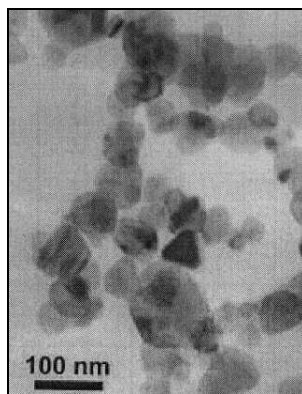


Рисунок 8 – Микрофотография нанопорошка карбида кремния, введенного в обращение фирмой Hefei Kaier Nanotechnology & Development Ltd. Co.

Учитывая, что карбиду кремния в процессе плазменного синтеза, как правило, сопутствует пиролитический углерод, образующийся при разложении углеводорода-восстановителя и карбидизатора, особый научный и прикладной интерес представляет его электронно-

микроскопическое исследование. Ранее авторами было установлено, что несвязанный в карбид углерод характеризуется рентгеноаморфной структурой, развитой газонасыщенной поверхностью, достигающей 80000-120000 м²/кг, и формой частиц, близкой к сферической (рисунок 9). Исследование методом РЭМ дает следующие результаты (рисунок 10). Можно видеть, что отличительной особенностью нанопорошка пиролизического углерода является его способность образовывать "микроагрегаты" размером до 100-150 нм, включающие до 6-10 частиц размером до 30-40 нм.

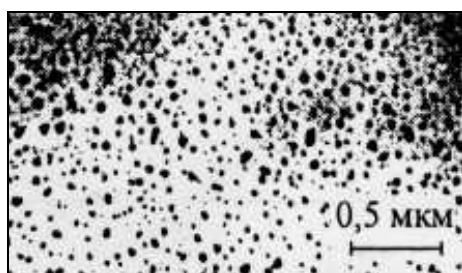


Рисунок 9 – Микрофотография (ПЭМ) несвязанного в карбид углерода

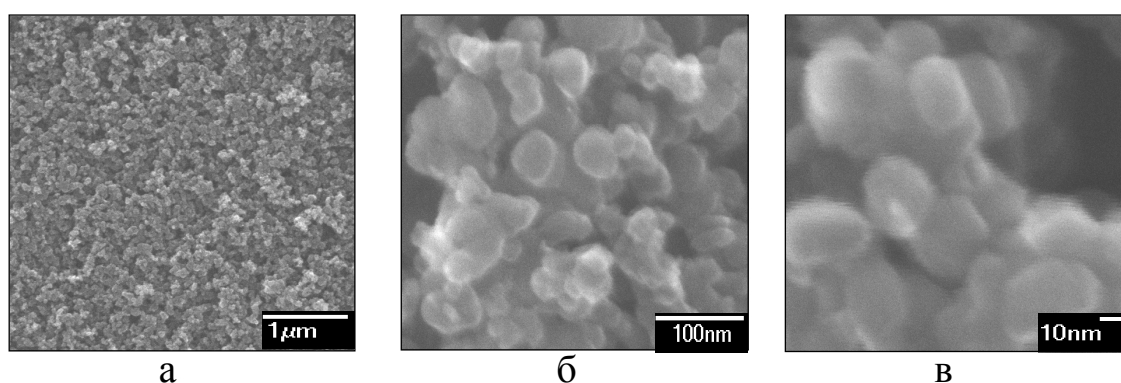


Рисунок 10 – Микрофотографии (РЭМ) пиролизического углерода:
а – "микроагрегаты"; б – ансамбль части и "микроагрегаты";
в – отдельные частицы

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Рыжонков Д.И. Ультрадисперсные системы : получение, свойства, применение : учеб. пособие / Д.И. Рыжонков, В.В. Левина, Э.Л. Дзидзигури. – М. : МИСиС, 2003. – 182 с.
2. Брандон Д. Микроструктура материалов. Методы исследования и контроля / Д. Брандон, У. Каплан. – М. : Техносфера, 2006. – 384 с.
3. Кларк Э.Р. Микроскопические методы исследования материалов / Э.Р. Кларк, К.Н. Эберхард. – М. : Техносфера, 2007. – 376 с.
4. Штанский Д.В. Возможности просвечивающей микроскопии высокого разрешения для изучения наноматериалов / Д.В. Штанский // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. – 2004. – Т. 70. – № 10. С. 31-38.
5. Научно-исследовательский центр коллективного пользования "Материаловедение и металлургия". – М. : МИСиС, 2006. – 32 с.
6. Морохов И.Д. Ультрадисперсные металлические среды / И.Д. Морохов, Л.И. Трусов, С.П. Чижик. – М. : Атомиздат, 1977. – 229 с.
7. Ultrafine Powder Produced by Plasma Vaporization / Tokio Tekko Co. – Tokio : Tokio Tekko Co., 1998. – P. 1-2.
8. Nano-SiC Ceramic Powders [Электронный ресурс] / Hefei Kaier Nanotechnology & Development Ltd. Co. – Электрон. дан. – Hefei : Hefei Kaier Nanotechnology & Development Ltd. Co., [200-]. – Режим доступа : <http://www.hfkiln.com>, свободный. – Загл. с экрана. – Яз. англ.

УДК 669.046 : 558.28

В.В. Руднева, Г.В. Галевский, И.В. Ноздрин*

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

*НПФ «Полимет», г. Белово

ПРИМЕНЕНИЕ НАНОКАРБИДА КРЕМНИЯ В ТЕХНОЛОГИИ КОНСТРУКЦИОННОЙ КЕРАМИКИ

Исследована возможность применения нанокарбида кремния в технологии конструкционной керамики. Установлена технологическая и экономическая целесообразность использования его в процессах твердофазного спекания заготовок и изделий простой конфигурации с целью импортозамещения безразмольного порошка карбида кремния печного синтеза фирмы H. Starck Co. марок А-10 и В-10.

Opportunity of application silicon nanocarbide at technology of construction ceramics is researched.

Для технологии конструкционной керамики предлагаются нанокарбид кремния, полученный по технологическим вариантам SiC (1) карбидизацией микропорошка кремния метаном и SiC (2) модифицированием микропорошка карбида в плазменном потоке азота с последующим химическим обогащением, и нитридокарбидная наноконпозиция $Si_3N_4 - SiC - Y_2O_3$, полученная плазменным модифицированием микропорошковой смеси требуемого состава и подвергнутая химическому обогащению, введенные в обращение в соответствии с нормативно-технической документацией [1-4].

Нанокарбид кремния по основным характеристикам (уровню дисперсности, фазовому и химическому составам) не уступает карбидокремниевым порошкам конструкционного назначения зарубежных фирм (таблица). Технологическим преимуществом вводимого в обращение материала является возможность поставки его в виде композиции заданного состава, содержащей активизирующие процесс спекания добавки (реакционноспособные бор и углерод). При опробовании и применении нанокарбида кремния, проведенных совместно с НПФ

Таблица – Химический и фазовый составы, режимы ТФС и физико-механические свойства карбидокремниевых керамических материалов

Характеристики порошков карбида кремния, условия подготовки и режимы ТФС	Торговая марка, изготовитель			
	ТУ 40-АЖПТ-002-2006 ЦПТ СибГИУ SiC (1)	ТУ 40-АЖПТ-003-2006 ЦПТ СибГИУ SiC (2)	А-10 Н. Starck. Co.	В-10 Н. Starck. Co.
Фазовый состав	β -SiC	β -SiC	α -SiC	β -SiC
Химический состав, % масс.				
SiC	90,16	90,00	97,0	95,0
C _{своб.}	2,70	2,69	1,0	1,9
B _{своб.}	2,52	2,63	–	–
SiO ₂	4,51	4,60	1,88	3,02
Si _{своб.}	0,04	0,03	0,1	0,04
Al	0,04	0,04	0,01	0,02
Fe	0,03	0,02	0,01	0,02
Соотношение SiO ₂ : С в шихте, моль/моль (стехиометрическое "на карбид" 1 : 3)	1 : 3,01	1 : 2,98	1 : 2,69	1 : 3,17
Удельная поверхность, м ² /кг	38000	37000	11000	15000
Средний размер частиц, нм	67	66	700	600
Термообработка шихты T = 1073 К, P = 100 Па, τ = 1 ч	+	+	+	+
Пластифицирование шихты 5 %-ным раствором ПВС	+	+	+	+
Холодное прессование заготовок в стальной разборной прессформе P = 50 МПа	+	+	+	+
Относительная плотность до спекания	0,63	0,62	0,64	0,61
Твердофазное спекание в аргоне T = 2273 К, P = 0,1 МПа, τ = 2 ч	+	+	+	+
Относительная плотность спекленных образцов	0,95	0,96	0,86	0,87
$\sigma_{изг.}^{20^\circ C}$, МПа	340	380	220	250

"Полимет", в процессах твердофазного спекания заготовок и изделий простой конфигурации с целью импортозамещения безразмольного порошка карбида кремния печного синтеза фирмы Н. Starck. Co. марок

А-10 и В-10, подтверждены его технологические преимущества и получены следующие результаты (таблица). Плотность и пористость образцов оценивали методом гидростатического взвешивания по ГОСТ 18098-83. Испытания на механическую прочность при изгибе проводили на образцах размером 5 x 5 x 40 мм при температуре 20 °С на испытательной машине 1246 Р – 2/2300 – 1. Использование нанокарбида кремния позволяет исключить при подготовке шихты введение в неё органических соединений и их карбонизацию для получения равномерно распределенного реакционноспособного углерода и восстановления пленки кремнезема на карбидных наночастицах, перемешивание на валках, что упрощает и удешевляет технологию и позволяет реализовать её по следующему промышленно приемлемому варианту: термообработка порошка в вакууме при 1073 К, введение пластификатора, смешивание и прессование при давлении 50 МПа, обжиг в течении 2-х часов в аргоне при давлении 0,1 МПа при температуре 2273 К. Соблюдение технологии обеспечивает относительную плотность после формования 0,62-0,63, после спекания 0,95-0,96 и стабильную усадку 29 %, что при изготовлении изделий простой геометрической формы позволяет отказаться от механической обработки.

При введении в обращение нанокарбида кремния экономическая эффективность импортозамещения карбида кремния фирмы Н. Starck Co. составляет 3,0 тыс. рублей на 1 кг.

С целью импортозамещения безразмольных порошков карбида кремния с удельной поверхностью 15000 м²/кг и нитрида кремния с удельной поверхностью 21000 м²/кг, получаемых печным синтезом и поставляемых фирмой Н. Starck. Co., упрощения и удешевления подготовки высококачественной шихты с равномерным распределением добавок к компактированию, предлагается нитридокарбидная наноконпозиция следующего химического состава, % масс.: Si₃N₄ 45,90-49,00; SiC 38,90-40,00; Y₂O₃ 5,40-5,90; свободный углерод 1,20-1,50. Наноконпозиция имеет удельную поверхность 36000-38000 м²/кг. Нитридокарбидная наноконпозиция может быть рекомендована к использованию в технологическом процессе горячего изостатического прессования керамических изделий защиты биологических объектов из композиционного материала ВНИ-8 (Si₃N₄ – 40 SiC – 6 Y₂O₃ – 3AlN), разработанного Всероссийским институтом легких сплавов [5]. В работе [5] отмечается значительное повышение уровня механических свойств, особенно вязкости разрушения (K_{IC} до 7...8 МПа·м^{1/2}), обусловленное подавлением наночастицами карбида кремния рекристаллизации зерен β-Si₃N₄.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. ТУ 40 – АЖПТ – 002 – 2006. Нанокарбид кремния конструкционного назначения. Введ. 2006 – 02 – 09. – Новокузнецк : СибГИУ.
2. ТП – ЦНТ – 04 – 2006. Технологический процесс плазмометаллургического производства нанокарбида кремния конструкционного назначения. Введ. 2006 – 03 – 07. – Новокузнецк : СибГИУ.
3. ТУ 40 – АЖПТ – 004 – 2006. Нитридокарбидная наноконпозиция конструкционного назначения. Введ. 2006 – 03 – 08. – Новокузнецк : СибГИУ.
4. ТП – ЦНТ – 06 – 2006. Технологический процесс плазмометаллургического производства (модифицирования) нитридокарбидной наноконпозиции конструкционного назначения. Введ. 2006 – 02 – 08. – Новокузнецк : СибГИУ.
5. Жуков М.Ф. Плазмохимический синтез ультрадисперсных порошков и их применение для модифицирования металлов и сплавов / М.Ф. Жуков [и др.]. – Новосибирск : Наука, Сибирская издательская фирма РАН, 1995. – 344 с.

ФИЗИКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ

УДК 621.78:669.018

Т.Н. Осколкова

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк

О ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКЕ КАРБИДОВОЛЬФРАМОВЫХ ТВЁРДЫХ СПЛАВОВ (ОБЗОР)

В статье описаны виды термических обработок, применяемых к твёрдым WC - Co сплавам разными исследователями, и результаты этих обработок

The article describes kinds of heat treatment which are applied to WC – Co hard alloys by different scientists. The results of the heat treatment are also described

Вопрос о целесообразности термической обработки порошковых твёрдых сплавов в настоящее время остаётся ещё дискуссионным, и этой проблеме уделяется много внимания в отечественной и зарубежной литературе.

На возможность термической обработки сплавов указывает изменение с ростом температуры растворимости карбида вольфрама в кобальте в твёрдом состоянии и наличие аллотропического превращения кобальтовой фазы [1-3].

В монографии [4] показана возможность термической обработки сплавов WC - Co в связи с установленным явлением старения в твёрдых сплавах.

Принципиальная возможность термической обработки твёрдых сплавов следует из работ [5,6], в которых отмечена ограниченная растворимость вольфрама и углерода в кобальте в твёрдом состоянии. Согласно работам [7-9] при быстром охлаждении после спекания карбидовольфрамовых твёрдых сплавов концентрация растворённого вольфрама в кобальте возрастает, а при медленном – падает. Так, при быстром охлаждении образцов сплава с 10% Co, спечённого в науглероживающей среде, в Co-фазе остаётся 3 - 4% WC. При медленном охлаждении концентрация растворённых вольфрама и углерода в кобальте уменьшается до 1%. Однако Джонсон [10] считает, что при медленном охлаждении в связующей фазе твёрдых сплавов может остаться от 2 до 11% вольфрама, так как скорость диффузии вольфрама

в такой матрице очень низка, и поэтому можно полагать, что связующая фаза даже медленно охлаждённых твёрдых сплавов представляет собой пересыщенный твёрдый раствор вольфрама и углерода в кобальте. Исследованиями, проведёнными в ФГУП ВНИИТС, установлено, что после закалки твёрдого сплава Co-фаза не изменяет своей первоначальной ГЦК-модификации, хотя имеется существенное увеличение периода решётки кобальта, которое может быть следствием дополнительного растворения в нём вольфрама и углерода, а также повышения напряжений в связующей фазе. Увеличение концентрации вольфрама в кобальтовой фазе при быстром охлаждении сплава WC-8% (масс.) Co выявили в работе [11], однако, закономерных изменений механических свойств от скорости охлаждения установить авторам не удалось. Закалка твёрдых сплавов с 10 и 22,5 % Co (масс.) с температуры спекания в масло повысила прочность при изгибе на 15%, ударную вязкость – на 10-20% по сравнению с обычными условиями охлаждения после спекания [8]. Эти повышения авторы связывают с ростом содержания W в Co и более однородной по величине d_{WC} структурой сплавов. Скорость охлаждения при закалке в воду, охлаждении с печью или на воздухе существенно не изменила механические характеристики, однако, объяснения этому факту в работах [8, 12] не дано.

Последующее старение после закалки может вызвать распад твёрдого Co-раствора [13,14]. По росту твёрдости, коэрцитивной силе и снижению удельного электросопротивления авторами было предсказано выделение мелкодисперсной фазы WC. Предположения о распаде твёрдого раствора подтверждаются изменением периода решётки твёрдого раствора на основе кобальта, который уменьшался в процессе старения.

Для крупнозернистых сплавов (≈ 4 мкм) показано, что при быстром охлаждении $\sigma_{изг}$ возрастает, а ударная вязкость остаётся в тех же пределах, что и для медленного охлаждения. Это, вероятно, объясняется тем, что для крупнозернистых сплавов, обладающих относительно крупными включениями кобальтовой фазы, фиксация относительно высокого содержания вольфрама при закалке способствовала повышению её твёрдости и оказалась полезной для сплава в целом [11].

Таким образом, на основании анализа результатов экспериментов по определению влияния скорости охлаждения после спекания и режимов термической обработки твёрдых сплавов, можно заключить, что закалка вызывает дополнительное растворение вольфрама и угле-

рода в кобальте, а также рост напряжений в карбидной фазе, происходит изменение величины и знака макронапряжений II рода в поверхностном слое образца (напряжения растяжения изменяются на напряжения сжатия). Отпуск (старение) приводит к распаду твёрдого раствора и снижению напряжений в карбидной фазе.

По мнению И.Н. Чапоровой и Е.А. Щетилиной межфазная и контактная поверхность, относительная доля контактной поверхности, величина и форма зёрен карбида вольфрама у термообработанных сплавов существенно не изменяется и не могут влиять на уровень свойств сплава, что не совпадает с мнением М.Г. Лошака [6]. Согласно работам [15,16] испытания на усталость являются наиболее чувствительными к изменению параметров структуры, поэтому наблюдается существенное различие между характеристиками усталости твёрдого сплава до и после термической обработки. Так, долговечность сплавов, закалённых в масле, повышается в 2 - 6 раз по сравнению с долговечностью сплавов в исходном состоянии после спекания, поскольку использование термообработанного твёрдого сплава в различных условиях эксплуатации способствует сокращению его расхода на единицу продукции, улучшению ряда других технико-экономических показателей производства.

При разработке технологии изготовления штыревых шарошечных долот и буровых коронок авторами [17] установлено, что закалка твёрдого сплава от температуры пайки в расплаве селитры приводит к повышению прочности и вязкости твёрдого сплава. Однако стремление совместить в одном технологическом цикле пайку и закалку стального корпуса привело к тому, что температура закалки твёрдого сплава была снижена и эффект упрочнения твёрдого сплава уменьшился. Тем не менее, по мнению М.Г. Лошака [16], повторный нагрев под пайку твёрдого сплава при изготовлении паяемых изделий не снижает те высокие механические характеристики, которые были достигнуты в результате закалки спечённых сплавов.

Учитывая незначительные изменения в сплаве при медленном охлаждении от температуры пайки до 850 °С, применение закалки от температур выше 1000 °С в качестве упрочняющего процесса, предшествующего пайке, может быть использовано при изготовлении горного инструмента. Действительно, в работах сотрудников Института сверхтвёрдых материалов НАН Украины [6, 18] показано и практикой производства твёрдых сплавов подтверждено, что закалка окончательно спечённых сплавов приводит к существенному повышению прочностных характеристик буровых сплавов. Такие измене-

ния механических характеристик обусловлены дополнительным растворением вольфрама и углерода в кобальте, а также уменьшением степени связанности карбидных зёрен, определённой с помощью оптического микроскопа при увеличении 2000. По расчётным данным Герленда [19] установлено, что твёрдые сплавы, в структуре которых зёрна карбида вольфрама полностью разделены связкой, в 2-7 раз прочнее сплавов с карбидным каркасом. Особенно значительно влияние термообработки при температурах в области фазовых переходов [6]. В вольфрамокобальтовых твёрдых сплавах это могут быть области вблизи линий ликвидус и солидус диаграммы состояния системы WC-Co [1].

Таким образом, по мнению М.Г. Лошака закалка твёрдосплавных пластин перед пайкой приводит, как правило, к увеличению стойкости бурового инструмента. Это позволяет существенно улучшить технико-экономические показатели бурения, сэкономить дефицитные инструментальные материалы.

В настоящее время данные об изменении механических характеристик твёрдых сплавов после закалки противоречивы [17, 20-22].

В.И. Третьяков [4], обобщив материал по термической обработке сплавов WC-Co, считает нецелесообразным её проведение в промышленных масштабах по экономическим соображениям [11].

В МГУ им М.В. Ломоносова разработан способ упрочнения изделий из карбидосодержащих сплавов путём их термообработки [23]. При этом режимы термообработки выбирают из условий $T_{сп.} < T_{обр.} < T_p$, $t_{min} < t_{обр.} < t_p$, где $T_{обр.}$ - температура термообработки; $T_{сп.}$ - температура спекания изделия в присутствии жидкой фазы; $t_{обр.}$ - продолжительность термообработки; t_{min} - минимальное время нагрева, необходимое для образования при температуре обработки слоя жидкой фазы толщиной 3 мкм в приповерхностном слое изделия, определяемое расчётным или опытным путём; T_p , t_p - температура и продолжительность термообработки, при сочетании которых возникают искажения формы изделия. Данное изобретение позволяет увеличить степень упрочнения и стойкость к воздействию ударных нагрузок.

В Институте сверхтвёрдых материалов НАН Украины разработан способ термоциклической обработки карбидовольфрамовых твёрдых сплавов, влияющий на их структуру и свойства [24]. Особый интерес у авторов вызвал вопрос изучения влияния температуры на структуру и свойства твёрдых сплавов при переходе линии солидус, так как при этом в сплавах в наибольшей степени проявляются процессы растворения-осаждения при появлении и исчезновении жидкой

фазы. Термоциклическую обработку спечённых образцов проводили в электрической вакуумной печи в температурном интервале 1250-1350 °С, вблизи температуры линии солидус карбидовольфрамовых заэвтектических сплавов (1300 ± 20 °С) [4]. Количество циклов перехода через линию солидус – 30. Столь узкий температурный интервал авторы выбрали для того, чтобы за время циклирования температуры размер зёрен карбида вольфрама в сплавах изменился незначительно, так как только в этом случае можно было выявить влияние фактора растворения и осаждения зёрен карбида вольфрама на свойства сплавов. При большем температурном интервале цикла могло существенно вырасти зерно карбида вольфрама. Выдержка при температуре 1250 и 1350 °С отсутствовала, продолжительность цикла зависела от времени выхода рабочей камеры печи на температуру 1350 °С и от времени её остывания до температуры 1250 °С. Продолжительность нагрева рабочей камеры печи и остывания была одинаковой и составила 3 мин, продолжительность всего цикла – 6 мин.

Показана возможность повышения пластических характеристик (при сохранении прочности) окончательно спечённых твёрдых сплавов марок ВК6, ВК15 и ВК20 с помощью термоциклической обработки [24]. Установлено, что повышение уровня пластических характеристик указанных сплавов обеспечивается за счёт изменения их структурного состояния. В частности, в структуре среднезернистого сплава ВК6 со средним значением размера зерна карбида вольфрама 1,9 - 2,4 мкм наблюдается тенденция к его уменьшению после термоциклирования. Размеры зёрен сплавов марок ВК15 и ВК 20 после термоциклирования имеют тенденцию к увеличению, но изменение размеров зерна незначительно. После спекания зёрна карбида вольфрама в большинстве случаев расположены в сплавах по отношению друг к другу под острыми углами (от 10 до 80 °), а после термоциклирования количество острых двугранных углов между зёрнами WC уменьшается в 1,5-2,0 раза, что может быть связано, по мнению авторов, с осаждением WC при остывании сплава до температур 1350-1250 °С преимущественно в острых двугранных углах, за счёт чего углы притупляются. В сплаве марки ВК15 условный размер толщины кобальтовой фазы имеет тенденцию к увеличению от $1,3 \pm 0,1$ мкм при спекании до $1,5 \pm 0,1$ мкм после термоциклирования. В сплаве марки ВК 20 значение среднего условного размера толщины кобальтовой фазы увеличивается от $1,5 \pm 0,1$ мкм при спекании сплава до $1,8 \pm 0,1$ мкм после термоциклирования (увеличение составляет 20%).

Термоциклическую обработку проводили и авторы работы [25]

на стадии производства инструмента различного назначения, изготовленного из сплавов группы ВК. С помощью термоциклирования удалось сформировать нанокристаллическую структуру в кобальтовой связке и наполнителя и получить уникальное сочетание свойств сплава ВК-8: твёрдость 89-91 HRA, $\sigma_{изг.} = 1600-1700$ МПа, плотность 14500-14900 кг/м³. В патенте [26] описано использование термоциклической обработки для твёрдых сплавов после нанесения на него ионно-плазменного покрытия с целью увеличения прочности сцепления с подложкой. Термическая обработка включает нагрев поверхности твёрдого сплава токами высокой частоты до температуры 1050-1100 °С в течение 30-40 секунд и охлаждение в среде аргона до температуры 400-450 °С. Цикл нагрев-охлаждение повторяют пять раз. В результате термоциклической обработки повышается прочность на изгиб твёрдого сплава, а также прочность сцепления покрытия с основой.

К числу эффективных способов объёмного упрочнения и повышения ресурса породоразрушающего инструмента относится термообработка материала композиционных матриц. К настоящему времени в практике буровых работ применяется метод криогенной обработки инструмента путём быстрого охлаждения его в среде жидкого азота при температуре -196 °С, впервые предложенный сотрудниками Томского политехнического института С.Я. Рябчиковым, С.С. Сулакшиным и К.И. Борисовым [27]. Исследованию механизма упрочнения при криогенной обработке к настоящему времени уделено достаточно много внимания. На основе результатов, полученных с использованием различных методов исследований, в научной литературе установилось мнение, что после криогенной обработки в твёрдом сплаве происходят значительные изменения в текстуре, структуре и характере распределения микролокальных полей и участков напряжений. Установлено, что применение криогенной обработки заметно повышает ресурс буровых коронок и долот, позволяет увеличить механическую скорость бурения [28].

ВЫВОДЫ

Основные работы за рубежом и у нас в стране по вопросу повышения срока службы твёрдых сплавов направлены на изменение условий их спекания, химического состава, структуры как во всём объёме, так и поверхностного слоя, однако, в настоящее время нет однозначного ответа в целесообразности проведения термической обработки карбидовольфрамовых твёрдых сплавов. По мнению многих

авторов работоспособность этих материалов всё же можно увеличить путём проведения различных видов термической обработки, которые обеспечат улучшение структуры и эксплуатационные свойства.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бабич М.М. Неоднородность твёрдых сплавов по содержанию углерода и её устранение / М.М. Бабич.- К.: Наукова Думка, 1975.- 175с.

2. Edwards R. The solid solubilities of some stable carbides in cobalt, nickel and iron at 1250 °C / R. Edwards, T. Raine // Plansee-Seminar "De re metallica".- Wein.- 1953.- S. 232-243.

3. Rautala P. Tungsten-cobalt-carbon system / P. Rautala, J.T. Norton // J. Met.- 1952.- 4, № 10.- P. 1045-1050.

4. Третьяков В.И. Основы металловедения и технологии производства спечённых твёрдых сплавов / В.И. Третьяков. - М.: Металлургия, 1976.-528с.

5. Чопорова И.Н. О влиянии состава металлокерамических твёрдых сплавов WC-Co и WC-Ni / И.Н. Чопорова [и др.] // Твёрдые сплавы.- 1962.- №2.- С. 90-104.

6. Лошак М.Г. Прочность и долговечность твёрдых сплавов / М.Г. Лошак. - К.: Наукова Думка, 1984.- 328с.

7. Чопорова И.Н. Влияние скоростей охлаждения после спекания на свойства сплавов WC-Co (Ni) / И.Н. Чопорова, Е.А. Щетилина // Твёрдые сплавы.- 1962.- №4.- С. 237-248.

8. Муха И.М. Влияние скоростей охлаждения на качество твёрдых сплавов / И.М. Муха, Л.Г. Глоба // Порошковая металлургия.- 1971.- №5.- С. 91-94.

9. Креймер Г.С. О влиянии термообработки и скорости охлаждения в процессе спекания на свойства твёрдых сплавов карбид вольфрама-кобальт / Г.С. Креймер, О.С. Сафонова // Твёрдые сплавы.- М.: Металлургия, 1964.- С. 152-160.

10. Jonsson H. Composition and microstructure of binder phases of slowly cooled WC-Co cemented carbides / H. Jonsson // Planseeber. Pulvermet.- 1973.- 23.- P. 187-208.

11. Панов В.С. Технология и свойства спечённых твёрдых сплавов и изделий из них / В.С. Панов, А.М. Чувиллин, В.А. Фальковский. - М.: МИСиС, 2004.- 464с.

12. Rudiger O. L'apport des recherches fondamentales an develop-

rement des metaux durs / O. Rudiger, H.E. Exner // Mater. Technic.- 1975.- P. 122-143.

13. Ковальский А.Е. Старение сплавов WC-Co / А.Е. Ковальский, Л.К. Пивоваров // Твёрдые сплавы.- 1962.- №4.- С.268-274.

14. Jonsson H. Studies of the binder phases in WC-Co cemented carbides heat-treated at 650 °C / H. Jonsson // Powder met. - 1972.- 15, № 29. P. 1-10.

15. Лошак М.Г. Упрочнение твёрдых сплавов / М.Г. Лошак, Л.И. Александрова. – К.: Наукова Думка, 1977.- 147с.

16. Лошак М.Г. Технологические аспекты термообработки твёрдых сплавов в спечённом состоянии / М.Г. Лошак, Л.И. Александрова // Порошковая металлургия.- 2006.- № 9/10.- С. 115-127.

17. Яновский И.И. Исследование влияния термической обработки на качество твёрдого сплава / И.И. Яновский, Э.М. Патрикеева // Материалы Всесоюзного научно-технического совещания по проблемам повышения стойкости бурового инструмента: сборник докладов.- Новокузнецк.- 1975.- С. 25-26.

18. Бондаренко В.П. Влияние методов упрочнения на эксплуатационную долговечность твёрдосплавных матриц типа тороид / В.П. Бондаренко [и др.] // Сверхтвёрдые материалы.- 1988.- № 2.- С.21-24.

19. Gurland J. // Trans. Met. Sos. AIME.- 1959.- 215, №7. - P. 601-608.

20. Михайлова П.К. Изменение структуры твёрдых сплавов при нагревании / П.К. Михайлова // Металловедение и обработка металлов.- 1957.- № 7.- С. 45-48.

21. Триандафилиди И.И. Повышение прочности сплава ВК15 вибрационной и термовибрационной обработками / И.И. Триандафилиди, В.И. Кармалюк // Физ.-хим. механика материалов.- 1974.- № 2.- С. 117-118.

22. Щетилина Е.А. Влияние термической обработки на свойства сплава ВК11В / Е.А. Щетилина, О.И. Сереброва, К.Ф. Кузнецова // Материалы по металлосведению и технологии изготовления металло-керамических твёрдых сплавов, тугоплавких металлов и соединений на их основе: сборник докладов.- М.: ЦНИИцветмет, 1963.- Ч.2.- С. 44-53.

23. Патент РФ 2181643, МПК. В 22 F 3/24. / Коршунов А.Б. [и др.] НИИ мех. МГУ им. М.В. Ломоносова // № 2000109375/02; Заявл. 17.04.2000; Опубл. 27.04.2002.

24. Александрова Л.И. Влияние термоциклической обработки карбидовольфрамowych твёрдых сплавов на их структуру и свойства /

Л.И. Александрова, В.П. Бондаренко, Т.В. Наюк, Н.А. Юрчук // Сверхтвёрдые материалы.-2006.-№ 2.- С.3-11.

25. Чеховой А.Н. Квазиаморфный металлокерамический инструмент нового поколения / А.Н. Чеховой, Т.И. Прокопова, В.М. Бычков // Конструкции из композиционных материалов.-1999.- № 3.- С.49-53.

26. Патент РФ 2299927, МПК. С 2 С 14/02. / Богодухов С., Гарипов В.С., Попов А.В., Шеин Е.А. ГОУ ВПО «Оренбургский государственный университет» // № 2005135760 /02; Заявл. 17.11.2005; Оpubл. 27.05.2007.

27. Рябчиков С.Я. Повышение износостойкости породоразрушающего инструмента путём обработки его жидким азотом / С.Я. Рябчиков, С.С. Сулакшин, К.И. Борисов // Техника и технология геолого-разведочных работ (ВИЭМС).- 1981.- Вып.11.- С. 1-6.

28. Рябчиков С.Я. Повышение износостойкости породоразрушающего инструмента различными физическими способами / С.Я. Рябчиков // Техника и технология геолого-разведочных работ: Обзор информ. М.: МГП «Геоинформмарк».- 1993.- Вып.1.- 36с.

УДК 669.04:539.388

С.В. Коновалов, Р.А. Филиппьев, О.А. Столбоушкина,
В.И. Данилов*, Л.Б. Зуев*

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный
университет» г. Новокузнецк

*Институт физики прочности и материаловедения СО РАН
г. Томск

ВЛИЯНИЕ СЛАБЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПОТЕНЦИАЛОВ НА МИКРОТВЕРДОСТЬ МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ

Экспериментально исследовано влияние слабых электрических потенциалов на микротвердость ряда металлов и сплавов. Произведено сравнение влияния собственно электрического потенциала, подаваемого на образец, и потенциала, возникающего из-за контактной разности потенциалов при присоединении металлов с иной работой выхода электрона. Обнаружена качественная эквивалентность этих двух типов электрического воздействия.

Influence of electric potentials on microhardness of some metals and alloys is experimentally investigated. Comparison of influence of actually electric potential submitted on the sample, and the potential arising because of a contact potential difference at connection of metals with other work of an output электрона is made. Qualitative equivalence of these two types of electric influence is found out.

Известно, что различными внешними энергетическими воздействиями (магнитное [1] и электрическое [2, 3] поля, токовая обработка [4], низкоэнергетические электронные пучки [5], облучение фотонами [6]) можно «управлять» кинетикой многих видов пластического течения, например, скоростью ползучести. Ранее в нашей работе [3] было исследовано влияние электрического потенциала на скорость ползучести алюминия. При этом произведено сравнение влияния собственно электрического потенциала, подаваемого на образец, и потенциала, возникающего из-за контактной разности потенциалов при присоединении семи различных металлов с различной работой выхода электрона. Обнаружена качественная эквивалентность этих двух типов

электрического воздействия. Установлено, что зависимость относительного изменения скорости ползучести алюминия от потенциала является четной, наиболее резкие изменения скорости происходят в области значений потенциалов $0 \dots \pm 0,4$ В, а при последующем увеличении модуля потенциала кривая выходит на насыщение.

В качестве возможной причины влияния потенциала на скорость ползучести в [3] выдвинуто изменение плотности поверхностной энергии испытываемого металла за счет заряда на его поверхности, то есть, одно из проявлений электрокапиллярного эффекта [7, 8].

Согласно утверждению авторов [9] наибольшие изменения механических свойств материалов при низкоэнергетических внешних воздействиях сосредоточены в тонких приповерхностных слоях, поэтому они наиболее сильно должны сказываться на микротвердости. Толщина модифицированных слоев здесь сравнима или даже меньше глубин отпечатков индентора микротвердомера. Последнее в случае тонких фольг может быть дополнительным источником ошибок.

Характер влияния электрических потенциалов на микротвердость металлов и сплавов является предметом исследования в представленной работе. Отметим, что в настоящей работе, также, как и в [3], использовано два способа воздействия на исследуемые образцы – с помощью электрического потенциала, подаваемого на образцы, и потенциала, возникающего из-за контактной разности потенциалов при присоединении различных металлов с другой электронной плотностью. Однако варьируемым параметром во втором способе была не контактная разность потенциалов, а масса присоединяемого металла. Такая постановка задачи интересна с позиций установления критической минимальной массы подсоединяемого металла, приводящей к существенному изменению микротвердости.

Так же как и при проведении испытаний на ползучесть [3] исследуемый образец был изолирован от измерительного устройства (микротвердомеры ПМТ-3М и AFFRI DM-8) электроизоляционным материалом и к нему подводился электрический потенциал, значения которого варьировались от -1 до +1 В при одной серии экспериментов и от -5 до +5 В – при другой. Электрический контакт осуществлялся медным проводом сечением 0,1 мм в течение всех экспериментов. Все измерения проводились на воздухе при комнатной температуре. Длительность нагружения составляла во всех опытах 20 сек. Каждая точка на представленных ниже зависимостях получена по результатам усреднения и статистической обработки не менее чем 30 измерений. Для исключения ошибок при проведении измерений все эксперимен-

ты проводились одним оператором, а в начале и конце измерений настройка микротвердомера проверялась по эталонному образцу. Подробная методика измерений методом микротвердости описана в [10].

Результаты, полученные с помощью первого способа воздействия, показаны на рисунках 1 и 2, с помощью второго – на рисунке 3. На данных рисунках $\Delta H/H = (H_{эл} - H)/H$ – относительное изменение микротвердости, где $H_{эл}$ – микротвердость образца при воздействии на образец, а H – микротвердость образца без него. Как следует из представленных рисунков приращения микротвердости существенно превышают погрешность, а систематический характер зависимости от потенциала служит дополнительным свидетельством реальности наблюдаемого эффекта.

На рисунке 1 представлены зависимости относительного изменения микротвердости образцов из Fe-3%Si (кривая 1) и Al (кривые 2 и 3) от электрического потенциала. Видно, что влияние электрического потенциала также как и при испытаниях на ползучесть [3], имеет симметричный характер относительно оси ординат. Однако, внешнее воздействие для исследуемых материалов приводит к разному эффекту – если увеличение потенциала, подведенного к Al образцу уменьшает его микротвердость, то эффект действия потенциала на Fe-3%Si образец противоположен – микротвердость увеличивается.

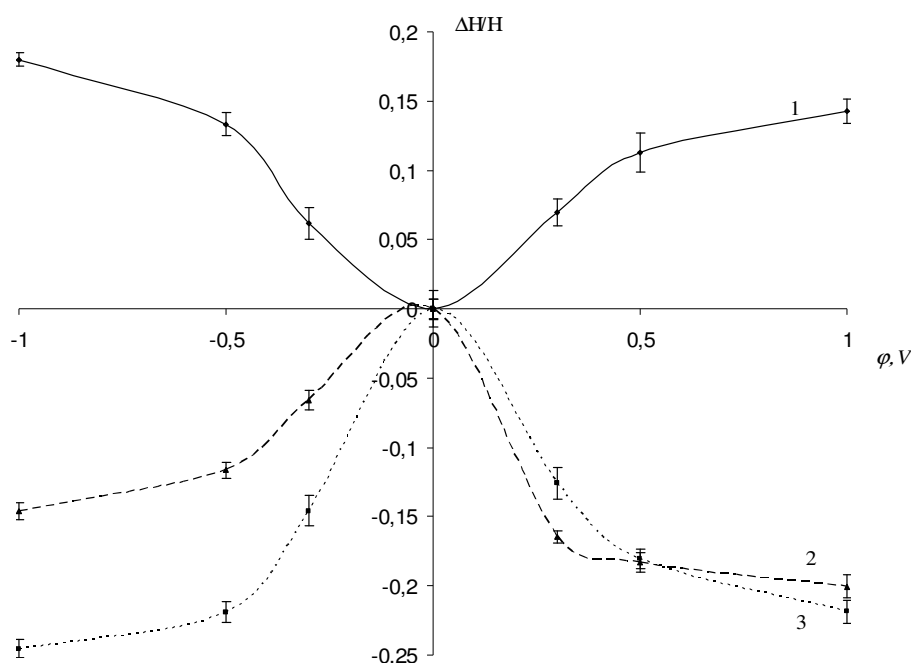


Рисунок 1 – Зависимость относительного изменения микротвердости от электрического потенциала при индентировании образца из Fe-3%Si (нагрузка на индентор 50гр (1)), Al (нагрузка на индентор 10гр (2) и 20гр (3))

Ранее в [3] было показано, что при приближении потенциала к значению ± 1 В рост относительного изменения скорости ползучести замедляется. Об этом свидетельствуют и результаты настоящих исследований микротвердости, представленных на рисунке 1. Однако вопрос поведения микротвердости при дальнейшем увеличении потенциала оставался до конца не ясным. В связи с этим в настоящей работе проведены измерения в расширенном интервале изменений потенциала -5 до +5 В. Данная часть исследований проведена с образцами Fe-3%Si (рис.2). Установлено, что действительно дальнейшее увеличение (по модулю) электрического потенциала ведет к значительному замедлению изменения микротвердости и достижению максимально возможного значения.

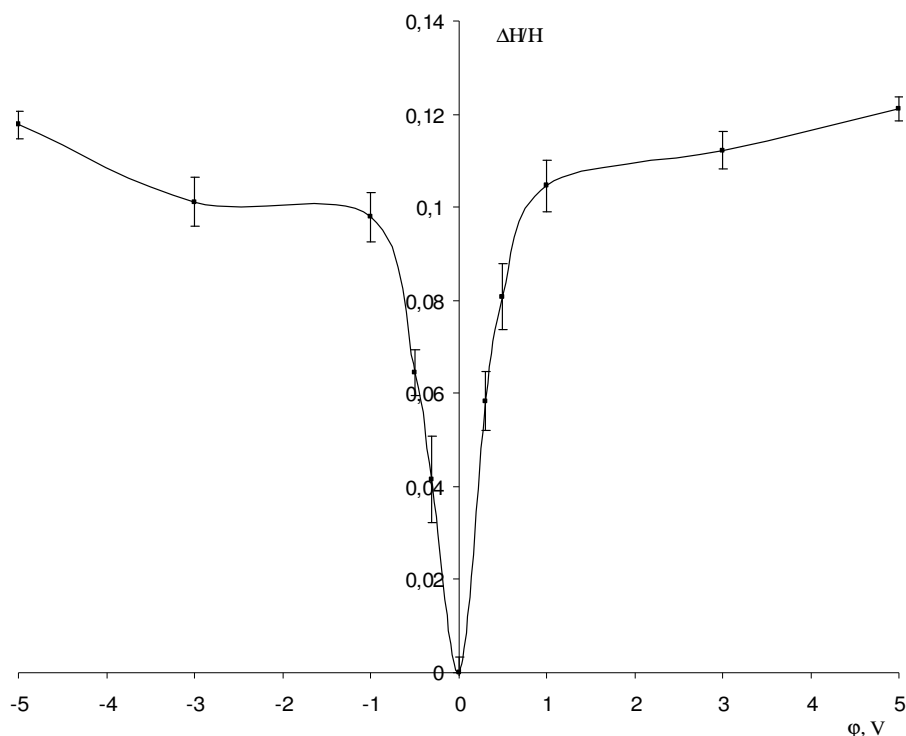


Рисунок 2 – Зависимость относительного изменения микротвердости образца из Fe-3%Si от электрического потенциала (нагрузка на индентор 100гр)

В [3] отмечено, что существует качественная эквивалентность электрического воздействия на исследуемый металл и воздействия металлов с отличной работой выхода. Однако, из сравнительного анализа зависимостей относительного изменения скорости ползучести от контактной разности потенциалов, создаваемых при подключении металлов и относительного изменения скорости ползучести от потенциалов следует, что в области малых потенциалов (до $\pm 0,3$ В) кривые существенно отличаются. А именно в области значений $\pm 0,25$ В во

втором случае кривая имеет минимум. В связи с этим интересно было проанализировать изменение микротвердости в данной области. Для этого был проведен ряд измерений микротвердости при $\varphi = \pm 0,3$ В. Как видно из рисунков 1 и 2 данная точка укладывается в общую зависимость, т.е. экстремума в этом случае не наблюдается.

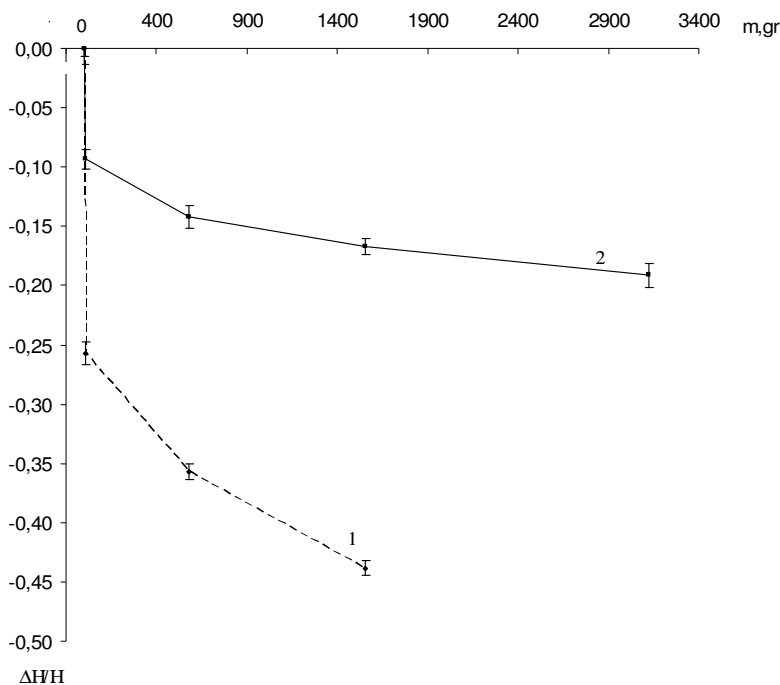


Рисунок 3 – Зависимость относительного изменения микротвердости образца из Al от массы подключаемого к нему Zr. Нагрузка на индентор 10гр (1) и 20гр (2)

Результаты, описывающие изменение микротвердости в результате второго способа воздействия, представлены на рисунках 3 - 4. Отметим, что к образцу из Al подключались пластины из Zr (рис.3) и Sn, к образцу из Fe-3%Si - пластины из Zr (рис.4), образцу из Zr - пластины из Al, соответственно. Установлено, что существенный эффект изменения микротвердости (уменьшение на 25%) наблюдается даже при сравнительно малой массе подключаемого металла. Однако установленный эффект неоднозначен – если влияние Zr на Al приводит к уменьшению микротвердости, то влияние Sn на тот же образец из Al противоположно – происходит увеличение микротвердости. Установлено изменение микротвердости образца из Zr при подключении к нему металлических пластин из Al, причем установлено повышение значения микротвердости Zr.

Отметим, что при отключении электрического потенциала и контактирующего металла от образца микротвердость восстанавливается до исходных значений. Подобное восстановление микротвердо-

сти до исходного уровня наблюдали авторы [6, 11] при исследовании влияния облучения светом на микротвердость. В [11] это объяснено релаксацией структуры со временем к исходному состоянию, поскольку микротвердость является чувствительным структурным параметром.

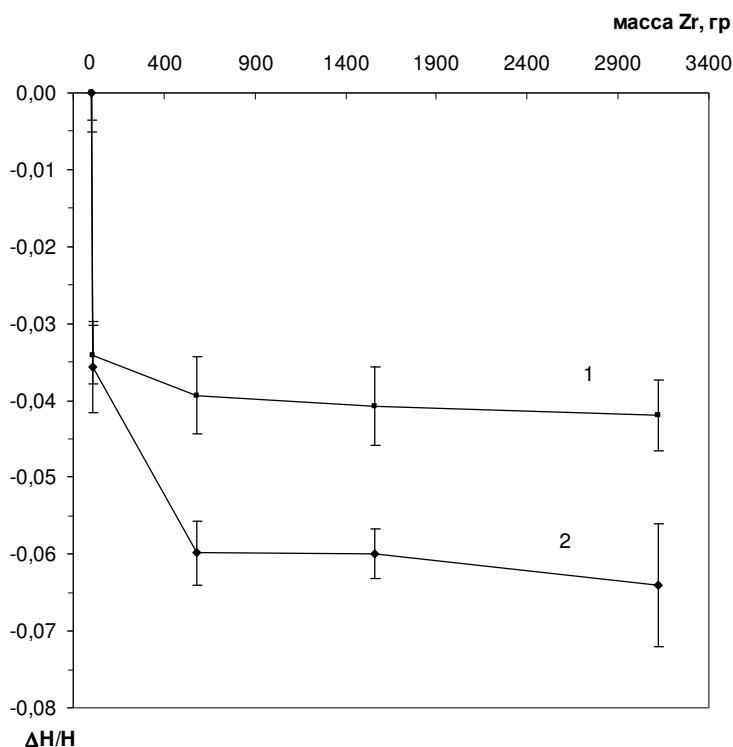


Рисунок 4 – Зависимость относительного изменения микротвердости образца из Fe-3%Si от массы подключаемого к нему Zr. Нагрузка на индентор 50гр (1) и 100гр (2)

Одним из объяснений установленных закономерностей влияния подключаемой массы на микротвердость, так же, как и в работе [3], посвященной анализу изменения скорости ползучести Al при подключении к нему металлов с другой электронной плотностью, является то, что между образцом и подключаемым к нему металлом возникает контактная разность потенциалов. Напомним, что она определяется по формуле $\Delta\varphi = \frac{A_{Me} - A}{e}$, где A_{Me} – работа выхода воздействующего металла Me , A – работа выхода образца, e – абсолютное значение заряда электрона.

Выполнен сравнительный анализ данных по изменению микротвердости, представленной на рисунках 3 – 4, и значений контактной разности потенциала взаимодействующих металлов. Видно, что в случае, когда $\Delta\varphi > 0$, как это возникает при подключении Sn ($A=4,38\text{эВ}$) к Al ($A=4,25\text{эВ}$) и Al к Zr ($A=3,9\text{эВ}$), микротвердость увеличивается (значения по работе выхода взяты из [12]). В обратном

случае, как это возникает при подключении Zr к Fe-3%Si и Zr к Al, - микротвердость уменьшается. Однако, отмеченная закономерность несколько противоречит установленной на рис. 1 и 2 и описанной в [3] независимости микротвердости и скорости ползучести от знака потенциала, по-видимому, процессы, контролирующие эти изменения разные и их нельзя интерпретировать с одних позиций.

По-видимому, воздействие электрического потенциала и подключение металлов на материал выражается в возбуждении электронной подсистемы металла. Происходит локальное нарушение равновесия атомов вследствие электростатических (кулоновских) сил. В первую очередь это приводит к изменению периодичности электронной плотности, что изменяет электростатический потенциал на поверхности металла. Подтверждением этого может служить установленное авторами [11] изменение потенциала на поверхности образцов при облучении фотонами. В нашем случае потенциал и подключения других металлов могут приводить к нарушению энергетического баланса в системе.

Установленное изменение микротвердости возможно связано с перераспределением локальной плотности поверхностных слоев металла, подвергаемых индентированию, что может находить отражение в сдвиге дислокационных петель в сторону стоков (поверхность, границы зерен и т.д.) и, по-видимому, является движущей силой диффузии атомов к поверхности. По-видимому, объяснение действия электрического потенциала подобно объяснению, данному авторами [11], исследовавшими действие потока фотонов на микротвердость. А именно, потенциал будет влиять на интенсивность передвижения петель дислокаций. Движущиеся петли дислокаций могут сталкиваться друг с другом. Если петли имеют различную ориентацию, то при столкновении они образуют „сидячие“ петли дислокаций, которые являются стопорами для других, сталкивающихся с ними петель, что приводит к невозможности их дальнейшего передвижения. Т.е. эффект изменения микротвердости при подключении потенциала связан с его действием на дефекты типа дислокаций, границ зерен и т.д.

Разумеется, приведенные объяснения носят предварительный характер, так как эффект нуждается в более детальном объяснении. Можно предположить, что эффект носит достаточно общий характер и присущ твердым телам с высокой степенью структурного несовер-

В заключение отметим, что изменение микротвердости уже само по себе может оказаться полезным для многих технических приложений. А главное – оно сигнализирует об изменении и других свойств металла. Если это так, то мы получаем новый способ модификации его

свойств.

Авторы статьи выражают благодарность д.ф.-м.н., профессору В.Е. Громову за обсуждение результатов работы и критические замечания.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Головин Ю.И., Иванов В.М., Иванов В.П. и др. Магнитное поле в вершине трещины, обтекаемой током // Дефектоскопия. 1983. - №1. – С. 43-45.
2. Клыпин А.А. Структура и свойства сплавов при воздействии электрического поля // МиТОМ. – 1979. - № 3. – С. 12-15.
3. Коновалов С.В., Данилов В.И., Зуев Л.Б. и др. О влиянии электрического потенциала на скорость ползучести алюминия // Физика твердого тела. – 2007. – Т. 49. – Вып. 8. – С. 1389-1391.
4. Соснин О.В., Коваленко В.В., Иванов Ю.Ф. и др. Структурно-фазовые превращения в аустенитной стали, подвергнутой электростимулированным усталостным испытаниям // Тяжелое машиностроение. – 2003. - №2. – С. 25-29.
5. Целлермаер И.Б., Иванов Ю.Ф., Ротштейн В.П. и др. Электронно-пучковая модификация структурно-фазовых состояний перлитной стали // Физика и химия обработки материалов. – 2007. - №1. – С. 23-29.
6. Тетельбаум Д.И., Трофимов А.А., Азов А.Ю. и др. Дальнодействующее влияние слабого фотонного облучения (с длиной волны 0.95 нм) на механические свойства металлов // Письма в ЖТФ. – 1998. – Т.24. - № 23. – С. 9-13.
7. Лихтман В.И., Щукин Е.Д., Ребиндер П.А. Физико-химическая механика металлов. М.: Изд-во АН СССР, 1962. 303 с.
8. Гохштейн А.Я. Поверхностное натяжение твердых тел и адсорбция. - М.: Наука, 1976. – 400 с.
9. Тетельбаум Д.И., Азов А.Ю. О применении метода микротвердости для исследования эффекта дальнего действия в твердых телах // Вестник Нижегородского Университета им.Н.И. Лобачевского. Серия Физика твердого тела. - 2001. - №2. - С.120-130.
10. Харитонов Л.Г. Определение микротвердости. М.: Металлургия, 1967. - 47с.
11. Колотов А.А., Гильмутдинов Ф.З., Баянкин В.Я. О влиянии потока фотонов на свойства фольги Ni–Cu // Письма в ЖТФ. – 2004. - Т.30. - Вып.16. – С.7-12.
12. Таблицы физических величин. Справочник. Под.ред. акад. И.К. Кикоина. М.: Атомиздат, 1976. - 1008 с.

УДК 660.046:621.186.3

А.В. Патанин, В.И. Петров, В.А. Петрова, А.А. Меденков,
В.М. Федотов

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

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТОДА ИЗМЕРЕНИЯ ЗАТУХАНИЯ СКОРОСТИ УЛЬТРАЗВУКОВЫХ ВОЛН ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ СТЕПЕНИ ПОВРЕЖДЕННОСТИ МЕТАЛЛА ПАРОПРОВОДОВ В УСЛОВИЯХ ЛАБОРАТОРИИ МЕТАЛЛОВ ТЭС

В статье рассмотрены особенности использования метода измерения затухания скорости ультразвуковых волн для исследования степени поврежденности металла паропроводов.

In the article the features of use of a method of a measurement of damping of a velocity of ultrasonic waves for a research of a degree defects of metal pipeline are considered.

Тепловая циклическая нагрузка оказывает значительное влияние на структуру материала и, следовательно, на твердость. Влияние этой нагрузки нельзя недооценивать, так как возрастание количества циклов и температурного разбега в процессе эксплуатации паропровода может привести к аварийной ситуации

При уменьшении колебаний в течение расчетного времени эксплуатации температурного интервала и числа циклов, соответственно, можно достичь превышения расчетного ресурса и, следовательно необходимо четко технологические режимы.

Измерения проводились с использованием прибора ИСП-11. В этом приборе реализован метод автоциркуляции импульсов. Суть этого метода заключается в том, что прошедший по образцу ультразвуковой импульс преобразуется в приёмном преобразователе в электрический сигнал, формирующий следующий вводимый в образец импульс. Частота импульсов автоциркуляции зависит от времени пробега импульсом расстояния между пьезопреобразователями и, следовательно, при постоянном расстоянии между преобразователями, от скорости распространения ультразвука в образце. Главными ультразвуковыми волнами ИСП-11 являются волны Рэлея (поверхно-

стные волны)

Особенностью ИСП-11 является относительность его показаний. То есть, для проведения эксперимента, необходимы серии измерений с одним изменяющимся параметром. Например, необходимо выявить зависимость между относительным изменением скорости ультразвука в образце и временем эксплуатации (эта зависимость позволяет предугадать момент разрушения трубы, а значит вовремя провести ремонтные работы и предотвратить аварию), тогда нужно взять образцы с одинаковой шероховатостью, вырезанные из аналогичных частей паропроводов, но которые были в эксплуатации различное время. Если необходимо изучить изменения в различных частях паропровода, вырезают образцы из различных областей паропровода, но с одинаковым временем эксплуатации. Значения, выдаваемые аппаратом, зависят от температуры окружающей среды, свойств контактной жидкости и свойств преобразователя, поэтому результаты опытов могут быть нестабильными. По графикам, построенным на основе значений, которые получены по показаниям прибора, можно определить, когда материал оказывается в области предразрушения.

Процессы ползучести, карбидный распад твёрдого раствора, изменяя тонкое строение стали, влияют на морфологию структурных составляющих перлитных сталей. Поэтому с помощью металлографических исследований можно оценивать степень изменений, происходящих в металле при ползучести. Однако подобные изменения также можно обнаруживать с помощью ультразвуковых волн. В экспериментах использовались образцы стали 12Х1МФ, вырезанные из паропроводов с различным сроком службы, но условия эксплуатации, которых одинаковы.

Химический состав исследуемой стали приведён в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав стали 12Х1МФ

Марка стали	СОДЕРЖАНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ, %							
	С	Si	Mn	Cu	Mo	V	S не более	P не более
12Х1МФ	0,10	0,17	0,40	0,80	0,25	0,15	0,025	0,025
	0,15	0,37	0,70	1,10	0,35	0,30		

Данные результатов эксперимента представлены в таблице 2 и на рисунке 1.

Таблица 2 – Результаты эксперимента

Время эксплуатации, ч	$\Delta V/V * 100\%$
28 000	1,182794
62 000	1,697063
80 000	1,715531
93 000	1,903181

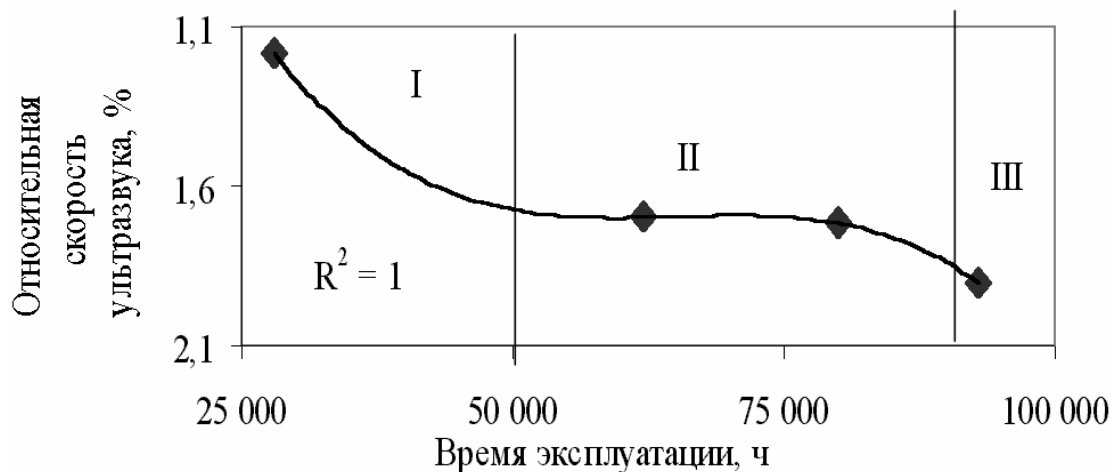


Рисунок 1 – Зависимость относительной скорости ультразвука от времени эксплуатации

R^2 на рисунке является коэффициентом аппроксимации. Первоначальный спад скорости ультразвукового импульса соответствует области прирабочных отказов (область I). Конец этого этапа говорит о переходе к стадии нормальной эксплуатации (область II).

Резкое увеличение темпа спада скорости распространения ультразвукового импульса указывает на переход в область разрушения и предупреждает об опасности дальнейшей эксплуатации (область III).

Основными структурными составляющими перлитных сталей являются феррит, перлит, сорбит отпуска. Стабильность перечисленных структурных составляющих различна и зависит от температурно-силовых условий эксплуатации. В равных температурно-силовых условиях термическая стабильность зёрен с продуктами распада аустенита изменяется в следующем порядке в сторону возрастания стабильности, перлит переотпуска, перлит нормализации, равноосный фрагментированный сорбит отпуска, игольчатый сорбит отпуска. Минимальной термической стабильностью обладает перлит, образовавшийся в стали при переотпуске. В процессе эксплуатации происходят следующие изменения.

В исходном состоянии после термической обработки зёрна

структурно-свободного феррита неоднородны по содержанию углерода и количеству карбидных частиц. Дальнейшее выделение карбидов в процессе ползучести также идёт неравномерно. В областях с повышенной плотностью карбидов в силу их тормозящего действия наблюдается повышенная плотность дислокации, что способствует более интенсивному выделению карбидов.

В результате исходная неравномерность в плотности распределения карбидных частиц сохраняется. Это выявляется по травимости ферритных зёрен: феррит, образовавшийся при более высоких температурах, остаётся более светлым и после длительной эксплуатации, чем феррит, образовавшийся при более низких температурах. Данные процессы характеризуются первоначальным спадом (на рисунке 1 стадия I).

На второй стадии ползучести в ферритных зёрнах начинается процесс образования субграниц, декорированных дисперсными карбидами, который продолжается на третьей стадии. Выделение дисперсных карбидов и формирование субграниц вызывает повышение твёрдости феррита. Такое развитие характерно для стадии нормальной эксплуатации.

По мере развития ползучести в феррите происходит рост карбидных частиц, на границах зёрен образуются скопления крупных карбидов, вокруг которых появляются зоны, свободные от дисперсных карбидных частиц. В теле ферритных зёрен формируются зародыши рекристаллизации. Зёрна сорбита отпуска стали 12Х1МФ представляют собой смесь продуктов распада аустенита в различных температурных интервалах (от нижней части области перлитного превращения до нижней части бейнитной области). Чем выше температура распада аустенита, тем меньше стабильность образовавшейся структуры в условиях ползучести. Такие изменения характерны для стадии предразрушения.

Однако в трубопроводах имеются участки, которые наиболее подвержены разрушению, например, гибы паропроводов. Рассмотрим результаты, полученные на различных участках. Покажем, каким образом производятся расчёты по полученным данным эксперимента. Для каждого паропровода с различным временем эксплуатации исследовалось 8 участков для каждого участка проведено восемь замеров. Данные приведены в таблицах 3 – 8. Результаты расчёта относительной скорости ультразвука указаны в Таблице 8. Расчёт относительной скорости производится с помощью измерения прибором обреза, состав и структура которого соответствует начальной структу-

ре паропровода.

Из таблицы 9 видно, что участки паропровода 4 со временем эксплуатации 62 000 часов, 1, 2 и 3 со временем эксплуатации 80 000 ч приближаются к стадии состояния предразрушения. Это означает, что на этих участках более интенсивно действуют процессы, способствующие развитию дефектов и ведущие к разрушению трубы в этом месте. Следовательно, эти участки требуют к себе особого внимания, чтобы предупредить аварийные ситуации, и заменить их при проведении очередных ремонтов.

Таблица 3 – Результаты исследования участков паропровода со временем эксплуатации 24 000 ч

Номер измерения	Результаты измерений по участкам трубопровода			
	Участок 1	Участок 2	Участок 3	Участок 4
1	36449	36515	36528	36548
2	36448	36516	36527	36547
3	36447	36517	36528	36546
4	36450	36516	36527	36549
5	36448	36515	36528	36547
6	36449	36515	36527	36548
7	36448	36516	36526	36548
8	36449	36515	36529	36547
Среднее значение частоты	36448,50	36515,63	36527,50	36547,50

Таблица 4 – Результаты исследования участков паропровода со временем эксплуатации 28 000 ч

№ Опыта	Результаты измерений по длине образца			
	Участок 1	Участок 2	Участок 3	Участок 4
1	36531	36533	36535	36535
2	36530	36535	36536	36536
3	36531	36536	36535	36538
4	36530	36535	36536	36533
5	36531	36535	36537	36536
6	36532	36533	36534	36535
7	36530	36536	36535	36536
8	36531	36533	36535	36535
Среднее значение частоты	36530,75	36534,5	36535,38	36535,5

Таблица 5 – Результаты исследования участков паропровода со временем эксплуатации 62 000

№ Опыта	Результаты измерений по длине образца			
	Участок 1	Участок 2	Участок 3	Участок 4
1	36205	36209	36201	36521
2	36206	36208	36200	36522
3	36205	36209	36199	36523
4	36207	36208	36198	36522
5	36206	36208	36199	36524
6	36207	36209	36201	36523
7	36205	36207	36198	36522
8	36207	36210	36200	36524
Среднее значение частоты	36206	36208,5	36199,5	36522,63

Таблица 6 – Результаты исследования участков паропровода со временем эксплуатации 80 000

№ Опыта	Результаты измерений по длине образца			
	Участок 1	Участок 2	Участок 3	Участок 4
1	36185	36172	36444	36507
2	36184	36171	36415	36502
3	36186	36162	36421	36505
4	36185	36158	36400	36500
5	36183	36160	36415	36503
6	36185	36159	36430	36506
7	36182	36165	36443	36507
8	36184	36163	36432	36504
Среднее значение частоты	36184,25	36163,75	36425	36504,25

Рассмотрены результаты экспериментов, направленных на оценку точности эксперимента при использовании прибора ИСП-11. В результате экспериментов было выявлено, что наиболее точные и близкие друг к другу данные получены, если пьезоэлектрический преобразователь находится на образце в течение 300 ± 10 с. Температура окружающей среды $+20^\circ\text{C}$.

Далее, исследовалось влияние времени наработки на точность измерений. Результаты приведены в таблице 9 и на рисунке 2.

Таблица 7 – Результаты исследования участков паропровода со временем эксплуатации 93 000 ч

№ Опыта	Результаты измерений по длине образца			
	Участок 1	Участок 2	Участок 3	Участок 4
1	36193	36211	36206	36368
2	36191	36210	36203	36367
3	36192	36209	36204	36365
4	36193	36211	36202	36362
5	36190	36212	36205	36364
6	36194	36211	36203	36365
7	36192	36209	36206	36367
8	36194	36210	36204	36362
Среднее значение частоты	36192,38	36210,38	36204,13	36365

Таблица 8 – Результаты исследований участков

Время эксплуатации, ч	Результаты измерений на участках			
	1	2	3	4
24 000	0,029756	0,037964	0,022738	0,087899
28 000	0,192202	0,529434	0,240947	0,545003
62 000	0,233422	0,102935	0,044285	0,959354
80 000	0,953034	0,924988	0,945851	0,283699
93 000	1,106437	1,219646	0,215979	0,133894

Таблица 9 – Результаты эксперимента по сходимости измерений

Время эксплуатации, ч	$\Delta V/V*100\%$	$\Delta V/V*100\%$	РВ
28 000	1,182794	1,191056	0,9915
62 000	1,697063	1,791968	
80 000	1,715531	1,970708	
93 000	1,903181	2,005943	

При измененных условиях эксперимента характер зависимости изменяется незначительно. Из рисунка 2 видно, что результаты экспериментов, проводимых в отличающихся условиях, расположены достаточно близко друг к другу.

Для полученных данных был рассчитан коэффициент ранговой корреляции Спилмера. Он оказался равным $r_v=0,9915$. Этот коэффициент говорит о том, что значения, полученные в результате эксперимента, близки друг к другу, а, следовательно, измерения проводи-

лись с достаточной точностью.

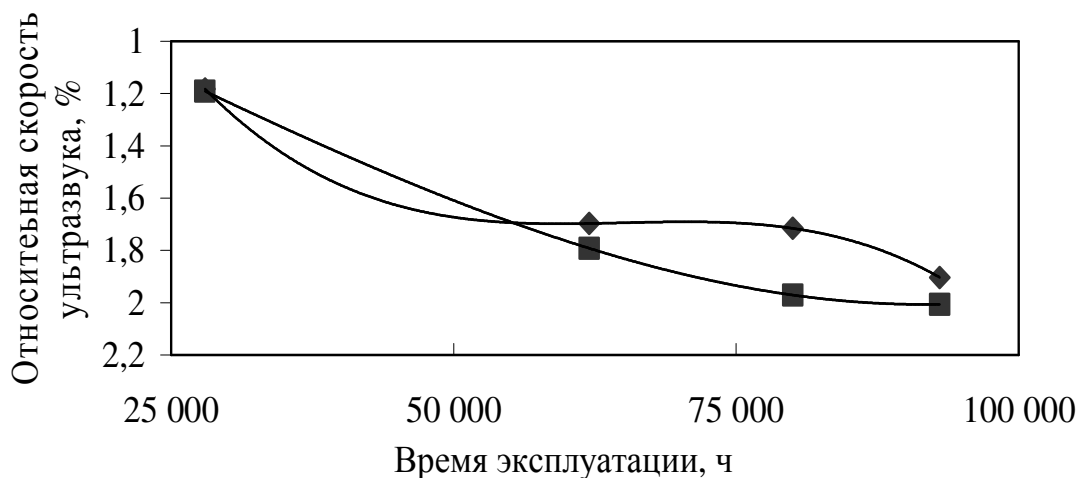


Рисунок 2 – Расчёт сходимости результатов эксперимента

Таким образом, в работе показано, что рассмотренная методика определения остаточного ресурса паропроводов позволяет получить достоверную информацию о состоянии металла изделия, и, следовательно, позволяет выявлять стадию предразрушения до аварии.

В настоящее время все разрабатываемые акустико-эмиссионные системы ориентированы на возможность работы с компьютером. При этом значительно расширяются возможности обработки получаемой информации, позволяющей не только определять местоположение развивающихся дефектов, но и прогнозировать ресурс работоспособности контролируемого изделия.

УДК 660.046:621.186.3

В.И. Петров, В.А. Петрова, А.А. Меденков, А.В. Патанин

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

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА АКУСТИЧЕСКОЙ ЭМИССИИ (АЭ) ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОВРЕЖДЕННОСТИ МЕТАЛЛА ПАРОПРОВОДОВ ТЭС В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ

Приведена методика и результаты исследований применения АЭ в качестве метода неразрушающего контроля при определении дефектности металла паропроводов в лабораторных условиях.

The technique and outcomes of researches of application of AE is adduced as a method of the nondestructive control at determination of presence of defects of metal pipeline under laboratory conditions.

Полученные в работах [1,2] результаты позволили сформулировать требования к регистрирующей аппаратуре, предназначенной для контроля материалов методом акустической эмиссии:

- прибор должен обладать максимальной чувствительностью, приведенной ко входу, обеспечивающей регистрацию сигналов АЭ малой амплитуды (движение скоплений дислокаций);

- значительным динамическим диапазоном, поскольку наряду с сигналами малой амплитуды осуществляется регистрация сигналов с большой амплитудой (скачок трещины);

- так как амплитуда является информативным параметром, необходимо наличие амплитудной селекции - минимальное количество компараторов - три;

- поскольку исследование АЭ на реальных объектах связано с отстройкой от промышленных шумов, необходимы фильтры (заграждающие или полосовые);

- сигналы акустической эмиссии излучаются в широком спектре частот, поэтому полоса пропускания прибора должна быть максимальной при минимуме неравномерности амплитудно-частотной характеристики усилительного и преобразующего тракта;

- учитывая полученные результаты по частотному спектру излу-

чения, возникает необходимость в качестве нового параметра сигналов АЭ использовать частотную селекцию, то есть предусмотреть перестройку прибора в нужном частотном диапазоне;

- так как исследуемые объекты имеют конечные размеры, при подрастании дефектов излучаемые волны претерпевают множественные отражения, то наряду с полезной информацией регистрируются отраженные сигналы, следовательно, необходимо учитывать эти эффекты;

- при использовании прибора с большим диапазоном регистрации частот необходимо применение преобразователя с амплитудно-частотной характеристикой, близкой к линейной в рабочем диапазоне частот.

Для отработки методики АЭ-контроля использовались образцы стали 12Х1МФ, вырезанные из паропроводов как в исходном состоянии с различной структурой, так и паропроводов, отработавших различный срок. Использовались образцы диаметром 42 мм и толщиной стенки 6 мм. Длина образца составляла 40мм. Образцы испытывали на сплющивание согласно ГОСТ 8695-75. К образцу точечной сваркой крепили волновод, изготовленный из стали Х18Н10Т, другой конец волновода заканчивался площадкой для крепления пьезопреобразователя.

Для регистрации сигналов акустической эмиссии использовались две системы. Первая – анализатор спектра СА -100 параллельного типа с диапазоном рабочих частот 0,02 -2,02 МГц. В этом случае применялись широкополосные преобразователи, выполненные на основе керамики ПКР. Вторая система представляла собой широкополосный с блоком фильтров прибор с полосой пропускания 0,1 – 2,0 МГц. Данный регистратор АЭ оборудован комплектами датчик - предварительный усилитель, выполненными по резонансной схеме на различных частотах.

Испытания осуществлялись на бездефектных образцах, в состоянии поставки, для определения оптимального частотного диапазона регистрации сигналов акустической эмиссии при отстройке от шумов нагружающего устройства. В дальнейшем проводили эксперименты с образцами, имеющими различные дефекты: поры, раковины наружные и внутренние трещины и т.д. Параллельно осуществляли запись нагрузка-время и визуальный контроль наружной поверхности образцов.

Изменение чувствительности, анализатора, приведенной ко входу, приводит к уменьшению сигналов АЭ на низких частотах и, не-

значительно, на верхних. Типичные кривые нагрузки от времени, а также зависимости суммарной АЭ по трем уровням дискриминации по амплитуде, представлены на рисунке 1.

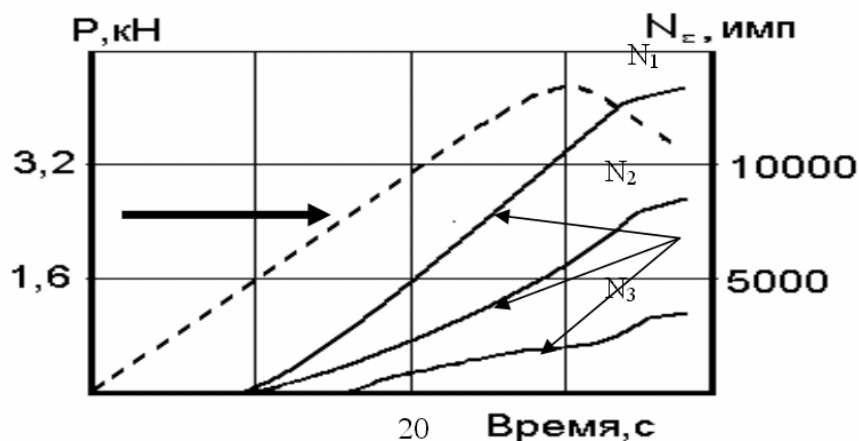


Рисунок 1 – Зависимости прилагаемой нагрузки и сигналов АЭ для трех уровней дискриминации от времени при использовании широкополосного прибора

Аналогичные результаты приведены на рисунке 2, где представлены амплитудно-частотные характеристики сигналов акустической эмиссии в зависимости от частоты регистрации бездефектного образца (а) и образца с внутренней трещиной (б).

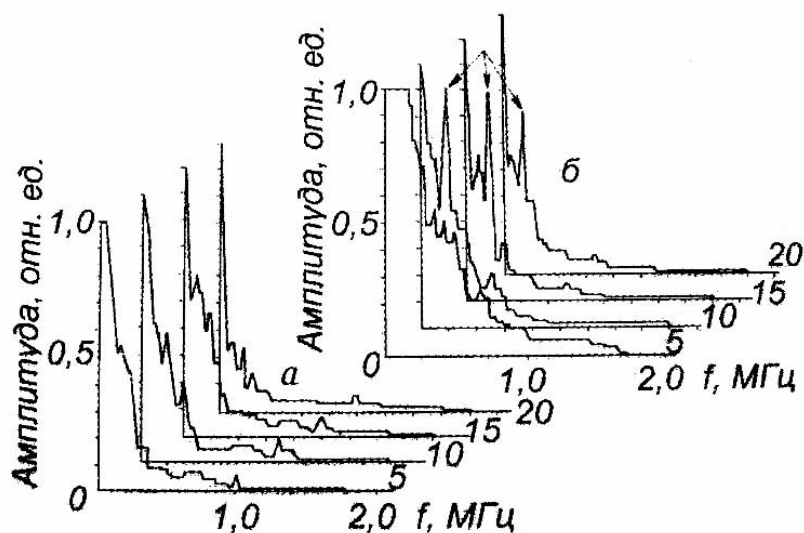


Рисунок 2 – Амплитудно-частотные характеристики сигналов акустической эмиссии при испытаниях бездефектных образцов (а) и образцов с трещинами (б, указаны стрелками)

Испытания образцов без дефектов и образцов с раковинами и

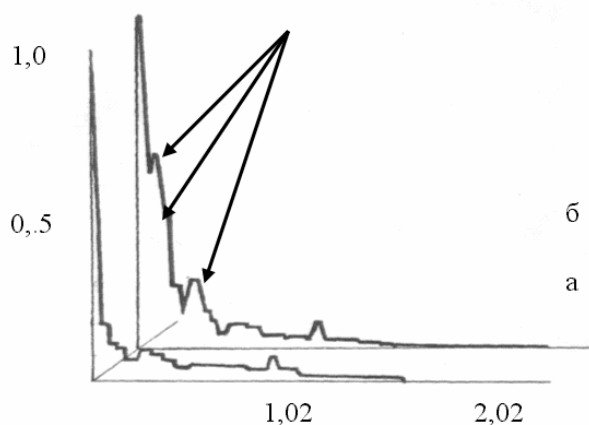
трещинами технологического происхождения также приводят к подобным результатам; рисунки 2 (а, б), где стрелками показаны частоты, ответственные за развитие трещин. В этом случае испытывались образцы размерами 42×40×6 мм на сплющивание, изготовленные из металла пароперегревателей как в состоянии поставки, так и после различных сроков эксплуатации.

Время нагружения для всех образцов было одинаковым и регулировалось скоростью повышения нагрузки с пульта испытательной машины. На рисунке 3 стрелками показаны частоты сигналов акустической эмиссии, вызванные развивающейся макротрещиной.

После определения оптимального частотного диапазона регистрации сигналов АЭ производилась настройка системы датчик-предварительный усилитель основного прибора, с которым проводились дальнейшие испытания. На рисунке 4 приведен график изменения активности сигналов акустической эмиссии от времени нагружения.

Повышение активности АЭ на начальном этапе объясняется наличием окалины на испытываемых образцах и ее отслаиванием. Однако следует отметить, что количество сигналов акустической эмиссии и скорость их нарастания на начальном этапе практически в два раза меньше, чем на этапе предразрушения.

Амплитуда, отн. ед.



Частота регистрации, МГц

Рисунок 3 – Амплитудно-частотные характеристики сигналов АЭ при деформировании бездефектного образца (а) и образца с раковиной (б, стрелками указано повышение амплитуды на различных частотах) при чувствительности, приведенной ко входу, 20 мкВ

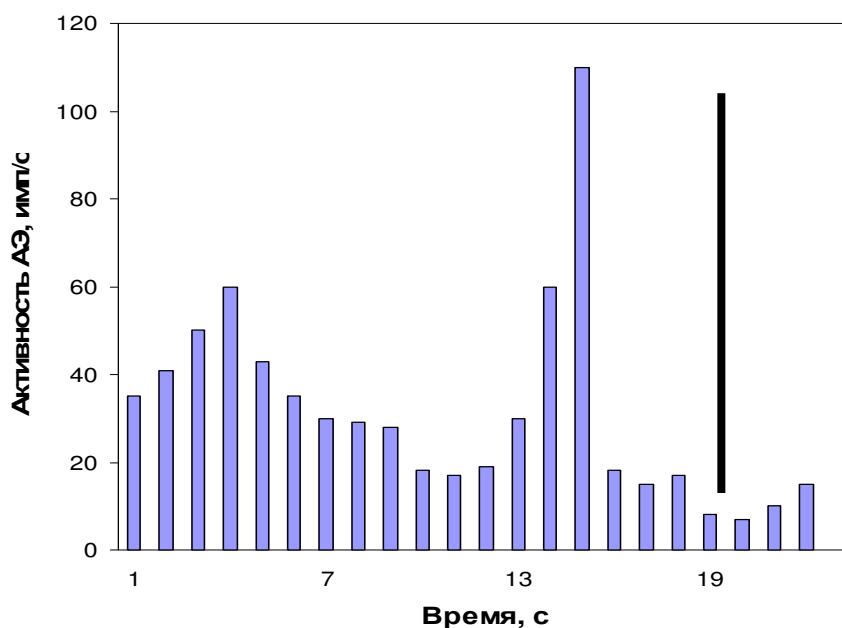


Рисунок 4 – Изменение активности сигналов АЭ со временем нагружения при испытании образца с внутренней трещиной. Линией показано время появления наружной трещины при визуальном контроле

Очевидно, что за резкое увеличение АЭ ответственна развивающаяся трещина. Для подтверждения этого был испытан ряд аналогичных образцов график для одного из которых приведен на рисунке 5. Следует отметить, что зависимости 4 и 5 практически идентичны, поэтому после достижения пика активности сигналов АЭ нагружение прекращалось и проводился металлографический анализ.

При примерно одинаковой глубине внутренних трещин (образцы вырезались из одного паропровода по три на один эксперимент) в первом случае трещина вышла на поверхность, длина раскрытого участка составляла 10-12 мм, в других случаях раскрытия не происходило. Замеры производились на измерительном микроскопе и показали хорошее соответствие по данному количеству исследованных образцов. При начальных размерах внутренних трещин 0,10-0,12 мм и толщине стенки 6 мм при нагружении трещины проходили расстояния 5,2-5,35 мм до снятия нагрузки. Особо следует отметить, что по сигналам АЭ четко выявляется этап предразрушения образцов с эксплуатационными дефектами.

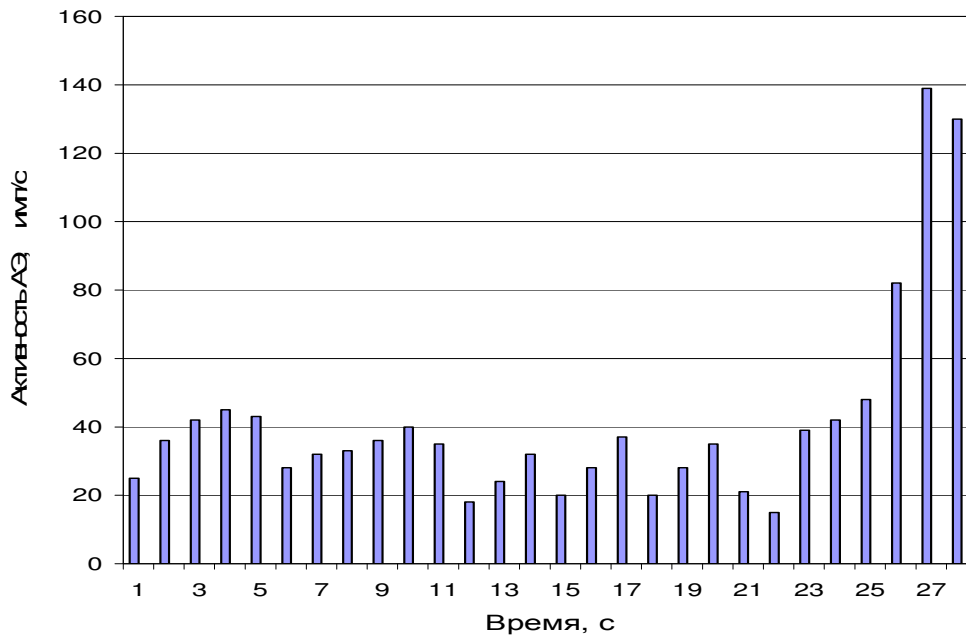


Рисунок 5 – Изменение активности сигналов акустической эмиссии во время нагружения при испытаниях образцов с внутренними трещинами для металлографического контроля

Таким образом, предварительно определен частотный диапазон сигналов акустической эмиссии от развивающихся дефектов при контроле приборами резонансного типа, что позволяет их дальнейшее использование на работающем теплоэнергетическом оборудовании.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Петров В.И. Исследование некоторых закономерностей акустической эмиссии при деформировании материалов / В.И. Петров, В.В. Казаков, Н.А Чельшев // Известия вузов. Черная металлургия.- 1986.- №2. - С. 151-152.
2. Казаков В.В. Исследование процессов деформирования материалов с записью сигналов акустической эмиссии / В.В. Казаков, В.И. Петров, Н.А Чельшев // Известия вузов. Черная металлургия.- 1985.- №12. - С. 132-133.

**ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И ЭКОЛОГИЯ
НА ПРЕДПРИЯТИЯХ**

УДК 330.133.2 : 336.132.1

С.Г. Галевский

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

ОЦЕНКА СТОИМОСТИ БИЗНЕСА В РОССИИ

В данной работе рассмотрена эволюция оценки стоимости бизнеса в России. Особое внимание уделено также современному состоянию российского рынка оценки стоимости и перспективам дальнейшего его развития.

At this article evolution of business evaluation in Russia is considered. Also ontemporaneity state Russian market of business evaluation and its prospects special attention is paid.

К началу XX века, с развитием экономической мысли, в мире сформировалась система теоретико-методологических основ – норм и нормативов формирования и измерения стоимости. Нормы формирования стоимости основываются на качественных характеристиках – полезности и ограниченности, а нормативное значение стоимости – на количественных показателях, т. е. на денежном эквиваленте. В связи с этим при современном рыночно-стоимостном понимании экономики стоимость выступает как денежное выражение полезности объекта обмена [1].

В XX веке, в связи с развитием фондовых рынков и других механизмов перераспределения собственности, существенно вырос оборот не только товаров и услуг, но и прав, в том числе прав собственности. Таким образом, бизнес, как целиком, так и отдельные его доли, стал предметом активной купли-продажи. Соответственно, возросла потребность в оценке его стоимости, и в тридцатых годах XX века оценка стоимости бизнеса сформировалась (прежде всего, в США) как самостоятельная дисциплина. Основываясь на теории предельной полезности Альфреда Маршалла, были разработаны методологические подходы и конкретные методы оценки, дальнейшее развитие и совершенствование которых продолжается и по сей день.

Следует отметить, что в России оценка стоимости бизнеса (предприятия) имела место еще до 1917 года, в Российской Империи. Однако после прихода к власти большевиков, национализации и пе-

перехода к плановой экономике, исчезла потребность в данной операции, и весь советский период оценка стоимости в современном ее понимании в нашей стране не осуществлялась. Вместе с тем, во второй половине XX века на западе основной целью финансового менеджмента была признана максимизация благосостояния собственников, конкретное выражение находящая в увеличении стоимости принадлежащего им бизнеса. Таким образом, оценка стоимости из разового, дискретного действия превратилась в непрерывный процесс, а сама стоимость – в целевой стратегический показатель и инструмент мотивации персонала. Появилось новое, одно из наиболее перспективных на данный момент направлений финансовой науки – Value-Based Management, т.е. стоимостно-ориентированный менеджмент, или менеджмент, ориентированный (нацеленный) на создание стоимости. В основу этой концепции были положены базовые принципы стоимостной оценки стоимости акций, сформулированные в работах Ф. Модильяни и М. Миллера, а также практические аспекты применения их теории, разработанные А. Раппапортом, Д. Стерном и другими авторами. Также возникла потребность в соответствующем инструментарии финансового анализа, позволяющем прогнозировать и оперативно отслеживать влияние управленческих решений на стоимость фирмы, разработка которого существенно обогатила уже существующие методики оценки.

В Российской Федерации, при переходе от плановой, социалистической экономики к рыночной, капиталистической, перед хозяйствующими субъектами также встал вопрос об оценке стоимости бизнеса. Первоначально потребность в оценке стоимости была обусловлена, в основном, законодательством Российской Федерации и активно протекающими процессами приватизации государственных предприятий. Вызвано это было тем, что, в соответствии со статьей 8 федерального закона «Об оценочной деятельности в Российской Федерации», «Проведение оценки объектов оценки является обязательным в случае вовлечения в сделку объектов оценки, принадлежащих полностью или частично Российской Федерации, субъектам Российской Федерации либо муниципальным образованиям» [2]. Таким образом, основными заказчиками на первоначальном этапе становления рыночных отношений выступали представители государственных и муниципальных предприятий и органов власти.

Осознание необходимости квалифицированной оценки стоимости бизнеса собственниками и руководителями частных фирм происходило постепенно и в начале было вызвано разрешением в соответ-

ствии со статьей 6 того же федерального закона использовать результаты оценки в бухгалтерском учете. Соответственно, в оценке бизнеса видели узкоспециализированный инструмент налоговой оптимизации и использовали ее, в первую очередь, для уменьшения стоимости находящегося на балансе предприятия имущества и, следовательно, снижения налогооблагаемой базы по налогу на имущество предприятия. Однако затем пришло осознание важности стоимости бизнеса как стратегического показателя и понимание его многофункциональности. По свидетельству Ильи Давыдова, директора фирмы «Оценка и экспертиза собственности», «Сначала большинство руководителей видели в оценке только инструмент снижения налогооблагаемой базы по налогу на имущество. Это и было главной просьбой, адресованной ко всем оценщикам, как только было разрешено привлекать экспертов к бухгалтерской переоценке. Затем руководители начали смотреть на оценку шире. Некоторых к этому подвигли размышления, что уменьшение налога на имущество может сопровождаться увеличением налога на прибыль. А, следовательно, нужно решить, какой вариант больше устраивает. Очень часто именно это заставляло задуматься о долгосрочных целях предприятия» [3].

По мере становления в Российской Федерации рыночных отношений ситуации, в которых необходимо проведение оценки, стали возникать значительно чаще. В первую очередь бурный рост рынка недвижимости вызвал спрос на оценку ее рыночной стоимости. Затем развитие кредитных, страховых и арендных отношений, купля-продажа промышленной недвижимости, а также машин и оборудования, разработка бизнес-планов инвестиционных проектов, банкротства, слияния и разделения предприятий, аукционы и конкурсы по продаже пакетов акций и многие другие ситуации, возникающие в хозяйственной практике, способствовали и продолжают способствовать повышению потребности в достоверной оценке стоимости.

При этом уровень развития фондового рынка в России относительно невысок, что исключает возможность использования результатов торгов по акциям компаний для оценки их стоимости. Во-первых, список фирм, прошедших процедуру листинга на российских торговых площадках, крайне невелик, значительна доля закрытых предприятий. Во-вторых, даже акции котируемых компаний характеризуются низкой ликвидностью, объем торгов по ним невелик и, таким образом, справедливая стоимость фирмы в большинстве случаев значительно отличается от ее рыночной капитализации. Более того, представляется, что дальнейшее развитие фондового рынка Россий-

ской Федерации только увеличит потребность в квалифицированной оценке стоимости бизнеса. Во-первых, данное развитие вызовет рост как количества, так и совокупного объема размещений ценных бумаг, в том числе и IPO, при которых неизбежно возникает необходимость в оценке стоимости фирмы. Во-вторых, рост объема торгов и числа фирм, акции которых котируются на торговых площадках, обусловит потребность в регулярной оценке участниками торгов их справедливой стоимости как важнейшего показателя инвестиционной привлекательности при проведении спекулятивных операций и осуществлении портфельных инвестиций.

В данных условиях неизбежно увеличение спроса на услуги по оценке стоимости бизнеса. Однако следует отметить, что рынок этого вида услуг в России пока что находится на начальной стадии развития. Участники рынка оценок сходятся во мнении, что он только начинает развиваться. Так, Роман Немчинов, директор департамента купли-продажи бизнеса ГК «Система», отмечает, что лишь 15% сделок оцениваются третьими лицами: «Все остальные продаются или без оценки, либо она производится в компании самостоятельно» [4]. Вместе с тем, прогнозы развития рынка оценки достаточно оптимистичны – уже сейчас данный рынок растет примерно на 20-25% в год, а некоторые участники отмечают, что за последний год количество запросов увеличилось в три-четыре раза.

Все это указывает на необходимость изучения и дальнейшего развития уже разработанных методик оценки стоимости бизнеса, совершенствования самой методологии и стандартов оценки, адаптации их для применения в условиях российской экономики.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Евтух А.Т. Система знаний о стоимости // Экономический анализ: теория и практика. – 2005. – №10. – С. 15-23.
2. Федеральный Закон РФ «Об оценочной деятельности в Российской Федерации» от 29 июля 1998 г. № 135-ФЗ [Электронный ресурс] – Режим доступа: [<http://www.akdi.ru/GD/proekt/069870GD.SHTML>] – Загл. с экрана.
3. Верстина Н., Еленева Ю. Как управлять стоимостью [Электронный ресурс] – Режим доступа: [<http://www.riersi.ru/Articles/011.htm>] – Загл. с экрана.
4. Басманова Т. Аудиторы на рынке оценки бизнеса // Аудит. – 2007. – №8. – С. 11-13.

УДК 658.338.45

В.А. Быстров*, Т.В. Баскакова

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

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

ОРГАНИЗАЦИЯ ТРУДА НА РАБОЧЕМ МЕСТЕ ВЧЕРА И СЕГОДНЯ

В статье рассмотрены различные вопросы, связанные с организацией труда на рабочем месте.

In the article the various problems connected to organization of a transactions on a working place are considered.

Система понятий, связанных с трудом и его организацией, являясь одним из ключевых элементов в эпоху Советского Союза, до логического завершения так и не была доведена. В настоящее время проблема состоит в том, что старый фундамент организации труда оказался разрушенным, а новый, общепринятый, отражающий современные реалии страны с развивающейся рыночной экономикой, находится в стадии становления и в полной виде еще не создан. Как считает один из ведущих специалистов в области организации труда В. Москвин [1], в недавнем прошлом система понятий, связанных с трудом и его организацией, являясь одним из ключевых элементов господствовавшей в нашей стране коммунистической идеологии, представляла собой запутанную совокупность представлений, многие из которых, выйдя из политэкономии социализма, фактически не имели под собой реальной жизненной основы, как, например, система экономических законов. Прошло время, и вместе с той идеологией ушли из жизни многие понятия и представления. Вместо некоторых из них возникли новые понятия и закономерности, места других еще вакантны и ожидают своих исследователей. Вместе с тем в нашей стране предпринимаются попытки проанализировать труд в условиях рыночной экономики и сформировать адекватную существующей реальности систему понятий, на которой можно строить современную организацию труда [2].

Актуальность исследуемой проблемы, по мнению авторов, заключается в развитии и совершенствовании методов организации

труда, а также в том, что совершенствование методов организации труда оказывает огромное влияние на результаты производственной деятельности. Главной задачей любой современной компании является получение максимальной прибыли, поэтому они не могут не обращать внимания на организацию труда как фактора повышения эффективности производства.

В мировой практике существуют два пути, которые по своей сути друг друга исключают, т. е. скомбинировать из них какой-либо третий путь одновременного применения нельзя.

Первый путь – комплексное совершенствование организации труда, включая и его оплату, внедрение научной организации труда. Следуя по этому пути, улучшают условия труда, оснащают рабочие места прогрессивными техническими средствами, совершенствуют подбор и обучение кадров, для оптимизации технологического процесса внедряют элементы нормирования, вводят прогрессивные формы разделения и кооперации труда, внедряют тщательно разработанные должностные инструкции и внутрифирменные стандарты, регламентирующие трудовые процессы [3].

Второй путь – сокращение затрат труда – означает снижение его оплаты. Он существенно проще в исполнении и не требует от менеджеров высокой квалификации в области организации труда или менеджмента качества, отчего многим предпринимателям представляется привлекательным или единственно возможным. Вступив на этот путь, менеджеры и финансисты стремятся заменить используемый труд более дешевым, но возникает проблема – более дешевый труд в условиях рынка труда всегда менее качественный. Об этой проблеме не знает лишь тот, кто не хочет ее знать.

В современной России, как и в стране, из которой она появилась, доминирует так называемый репрессивный менеджмент. Ему не свойственна не только гуманизация труда, но даже стремление к созданию в компаниях благоприятного социально-психологического климата. Вполне очевидно, что во внутренней среде компаний в этих условиях идет непрерывная «подковерная» борьба групповых интересов. При этом внешне она может почти не проявляться. В этой борьбе у всех свои интересы: у владельцев или акционеров, у высшего менеджмента, у среднего управленческого персонала, у менеджеров низшего звена и, наконец, у рядовых наемных работников. За что борются эти группы при репрессивном менеджменте? За власть в компании и деньги: каждая группа пытается получить из дохода компании возможно большую долю. Возникает следующая закономерность: чем

больше недоволен подобный менеджер своим положением, тем больше он заинтересован в ближайших материальных выгодах, получаемых от работы компании, и тем меньше он думает о ее перспективах. Если в этих условиях появляется шанс резко увеличить доходы компании за счет минимизации затрат труда, то многих руководителей, не собирающихся здесь долго работать, такое вполне устраивает. Таким образом, прирост собственных доходов они получают сегодня, а будущие проблемы с недостаточно высокой организацией труда они оставляют на будущее владельцам компании.

Возникает вопрос: уйдем ли мы в России от репрессивного менеджмента и займет ли у нас достойное место гуманизация труда? Ведь есть уже немало развитых стран, где репрессивный менеджмент не доминирует и с ним ведется целенаправленная борьба, например, с помощью внедрения международных стандартов ИСО 9000. Да, это факт, но в тех странах, как правило, давно устоялись демократические традиции. А поскольку в менеджменте в каждой стране доминируют менталитет и традиции нации, то от себя в своей стране нам сегодня уйти некуда.

Рассмотрим следующую цепочку вполне логичных утверждений. Хотим лучше жить – надо лучше работать, хотим лучше работать – надо создать для этого соответствующие условия. Хотим создать такие условия – надо научиться тому, что и как нужно создавать. Хотим этому научиться – нужно иметь желание учиться. Если эта цепочка верна, то для того чтобы лучше жить, нам в России сегодня, возможно, как раз желания как следует учиться и не хватает больше всего? Имеется в виду не стремление к получению различных дипломов, которое есть, а искреннее стремление узнать и понять: как, зачем и почему нам надо лучше работать и гуманизировать труд нации и что для этого нужно сделать. Причем под желанием учиться следует понимать не только стремление молодежи к образованию, но также и стремление властной элиты к созданию в стране условий для действительно качественного образования. Ни для кого не секрет, что образование нации – это один из важнейших базовых факторов ее конкурентоспособности.

Можно также утверждать, что практическое решение в компании задачи оптимизации затрат труда и переход на позиции внедрения научной организации труда является конкурентным преимуществом высокого порядка, которое нелегко приобрести, но если оно есть, то эффективно помогает в достижении главной цели компании в разрезе всех ее трех основных составляющих. Если это делается грамотно и эффективно, то через некоторое время компания может приобрести

конкурентное преимущество высшего порядка, достигнув наивысшей конкурентоспособности в своем сегменте мирового рынка. Но это возможно лишь в перспективе, в результате серьезной и целенаправленной работы. Эффективно двигаться к этой цели компания может лишь после достижения высокого уровня эффективности деятельности, например в результате внедрения TQM.

Таким образом, можно вполне обоснованно полагать, что ближе к середине XXI века в выигрыше в смысле экономического развития окажутся компании, не опирающиеся на конкурентные преимущества низкого порядка, а создавшие и развившие собственные конкурентные преимущества высокого порядка. Среди этих преимуществ заметная роль будет принадлежать научной организации труда, которая к тому времени пополнится новым адекватным времени содержанием. Альтернативы ей в будущем все равно нет. Что же касается оптимизации затрат труда, то в будущем у всех сильнейших мировых компаний эта задача будет решаться примерно на одинаковом, но высоком уровне, интегрирующем лучшие накопленные к тому времени достижения науки и практики.

Сложность этой сферы деятельности в сочетании с противоречиями интересов, объективно существующими между владельцами труда и капитала, делают ее недостаточно благодатным полем для интенсивных научных исследований. В нашей стране многими учеными предпринимаются попытки проанализировать труд в условиях рыночной экономики и сформировать адекватную существующей реальности систему понятий, на которой можно строить современную организацию труда. Данная работа направлена на решение проблем, связанных с организацией труда, так как четкое представление о сущности, содержании, формах и функциях организации труда на современном предприятии, в учреждении необходимо каждому специалисту и руководителю любого ранга.

Анализ и оценка экономической эффективности мероприятий по совершенствованию организации и нормирования труда необходима для выбора наиболее перспективных направлений и расчета их ожидаемого результата, сопоставления различных вариантов и выбора оптимального среди них.

Изучая практику восточных компаний, можно обнаружить множество знакомых, хотя и существенно переработанных, а самое главное незаслуженно забытых у нас подходов к управлению, активно использовавшихся в СССР. Это виды социалистического производственного соревнования, рационализаторство, движение за эффектив-

ность и качество, дух коллективизма, уважение к человеку труда, НОТ, бригадный подряд, щекинский метод. Схожие элементы из нашего советского прошлого оказываются с успехом и широко применяются в условиях рыночной экономики, причем в основном на востоке. Многие из этих инструментов активно возвращаются к жизни в новом качестве.

Например, принцип «5С» организации рабочего места заимствован у японской системы организации производства и применим к организации производства в любой стране, и включает ряд мероприятий по устранению потерь, порождающих ошибки, дефекты и травмы на рабочем месте. Ниже представлены составляющие «5С»:

1) сортируй (убери ненужное) – рассортируй предметы или информацию и оставь лишь то, что нужно, избавившись от ненужного;

2) соблюдай порядок (упорядочи) – «У всего свое место, и все на своих местах»;

3) содержи в чистоте – процесс уборки часто является формой проверки, которая позволяет выявить отклонения и факторы, которые могут вызвать аварию и нанести ущерб качеству продукции или оборудованию;

4) стандартизуй – разрабатывай системы и процедуры для поддержания и отслеживания первых трех составляющих;

5) совершенствуй – постоянно поддерживай рабочее место в порядке, реализуй непрерывный процесс совершенствования.

В массовом производстве без «5С» многие потери с годами растут, скрывая проблемы и превращаясь в привычный, но нерациональный образ действия при производстве продукции. «5С» в совокупности обеспечивают непрерывный процесс совершенствования условий труда.

Условием выполнения программы «5С» на должном уровне являются регулярные, например, ежемесячные проверки. Они проводятся руководителями, которые используют для такой проверки стандартный документ и нередко отмечают лучшую команду символической наградой. Суть принципа организации рабочего места по «5С» не в применении пяти его составляющих для сортировки и маркировки материалов и инструментов, поддержании чистоты и порядка с целью выявления потерь. Визуальный контроль хорошо спланированной системы производства отличается от поддержания в чистоте и порядке массового производства. Системы производства используют «5С», чтобы обеспечить стабильность времени производственного такта (цикла). Кроме того, «5С» – это инструмент выявления проблем,

который при умелом использовании может стать частью визуального контроля продуманной системы бережливого производства.

Описанный выше принцип организации рабочего места «5С» был предложен рабочей группой Дирекции литейного производства ОАО «РУСАЛ–Новокуз-нецк», в составе которой приняли участие в исследовании авторы статьи.

Рассмотрим процедуру оценки рабочих мест по организационно-экономическим показателям :

1) оценка рабочих мест по выполнению плана производства осуществляется для рабочих мест, назначением которых является производство основной продукции.

Нормой по данному показателю являются плановые объемы производства продукции (V_p) за год до проведения оценки рабочего места.

Фактическое значение — фактический объем выпуска продукции (V_f) за аналогичный период.

Оценка рабочего места (литье мелкой чушки у миксера) по выполнению плана производства – оптимально, так как фактический объем производства превышает плановый.

2) оценка рабочих мест по занятости работников производительным трудом осуществляется по формуле:

$$K_z = \frac{T_{прф}}{T_{прп}} = \frac{(T_{см} - T_{олн} - T_{вп})}{(T_{см} - T_{олн})}, \quad (1)$$

где $T_{прп}$ – плановое время производительного труда в течение рабочей смены;

$T_{прф}$ – фактическое время производительного труда в течение рабочей смены;

$T_{см}$ – время рабочей смены;

$T_{олн}$ – нормативное время на отдых и личные надобности;

$T_{вп}$ – время внутрисменных простоев.

Оценка показателя: $0,9 < K_z < 1,00$ – оптимально; $0,76 < K_z < 0,9$ – удовлетворительно; $K_z < 0,75$ – неудовлетворительно [п 6,72].

$$K_z = \frac{(480 - 52 - 32)}{(480 - 52)} = \frac{396}{428} = 0,925$$

Оценка рабочего места по занятости работников производительным трудом – оптимально.

3) оценка рабочих мест по рациональности планировки рабочего места.

Для оценки рациональности планировки рабочего места применяется экспертная оценка.

Метод экспертной оценки – опрос компетентных лиц, результатом которого являются экспертные оценки.

Экспертная оценка планировки рабочего места была проведена специалистами РГ ДЛП. Ими были выставлены следующие оценки:

- рациональность размещения оборудования – оптимально;
- обеспечение минимума перемещений работника в рабочей зоне и за ее пределами – удовлетворительно;
- рациональность размещения и хранения на рабочем месте материалов, заготовок, инструмента – неудовлетворительно.

Оценка показателя: оптимально, удовлетворительно, неудовлетворительно.

Общая оценка – удовлетворительно.

4) оценка рабочих мест по уровню организационной оснащённости.

Нормативный перечень организационной оснастки рабочего места, утверждённый в ходе проектирования, сравнивается с организационной оснасткой, имеющейся в наличии на оцениваемом рабочем месте.

Оценка показателя:

- а) фактическая организационная оснащённость рабочего места соответствует нормативу — удовлетворительно;
- б) фактическая организационная оснащённость рабочего места не соответствует нормативу – неудовлетворительно.

Организационная оснастка рабочего места соответствует нормативному перечню. Однако ее состояние требует улучшения. Оценка – удовлетворительно.

5) оценка рабочих мест по качеству регламентации на рабочем месте.

Нормативным значением данного показателя является наличие следующей документации на рабочем месте:

- 1) рабочая инструкция;
- 2) технологическая инструкция на данное рабочее место;
- 3) технолого-нормировочная карта.

Оценка показателя:

- а) регламентация труда на рабочем месте соответствует нормативному уровню — удовлетворительно;
- б) регламентация труда на рабочем месте не соответствует нормативному уровню — удовлетворительно.

Средств визуализации на рассматриваемом рабочем месте недостаточно для абсолютно безопасного труда. Имеющаяся докумен-

тация находится в соответствии с нормативным перечнем. Оценка – удовлетворительно.

Результаты оценки рабочих мест занесены в соответствующую форму, которая представлена в виде таблицы 1.

Таблица 1 - Результаты оценки рабочего места

Результаты оценки рабочего места № _____			
ЛО-1			
Структурное подразделение			
Показатель оценки	Значение показателя		Оценка показателя
	норма	факт	
1	2	3	4
1. Технологическая оснащенность рабочего места (экспертная оценка)	Удовл.	Удовл.	+
2. Выполнение плана производства	Удовл.	Оптим.	+
3. Занятость работников производительным трудом	$0,9 < K_3 < 1,00$	0,925	+
4. Планировка рабочего места	Оптим.	Удовл.	-
5. Организационная оснащенность рабочего места (экспертная оценка)	Оптим.	Удовл.	-
6. Регламентации труда на рабочем месте	Удовл.	Удовл.	+

Общая оценка рабочего места литейщика мелкой чушки у миксера – удовлетворительно, то есть подлежит рационализации.

Из данных результатов оценки рабочего места можно сделать вывод о проблемных местах, требующих улучшения. Таковыми являются рациональная планировка рабочего места (рациональность размещения оборудования, обеспечение минимума перемещений работника в рабочей зоне и за ее пределами, рациональность размещения и хранения на рабочем месте материалов, заготовок, инструмента) и организационная оснащенность, оцененная методом экспертных оценок.

Итогом данного эксперимента явилось изменение некоторых технико-экономических показателей работы литейного отделения №1 (далее ЛО–1). В сравнении с теми же значениями этих показателей за аналогичный период предыдущего года произошло увеличение

значений показателей, за исключением затрат на производство одной тонны товарного алюминия, в данном отчетном периоде (таблица 2).

Таблица 2 – Сравнительная таблица технико-экономических показателей работы ОАО «РУСАЛ – Новокузнецк» за периоды 01.04.2006 г.- 01.06.2006 г. и 01.04.2007 г.- 01.06.2007г.

№ п/п	Наименование показателя	Ед. изм.	Значение показателя за период 2006 г.	Значение показателя за период 2007 г.	Изменение значения показателя
1	Фактический объем производства по заводу, в т.ч.	т	52393,342	53019,574	+626,232
1.1	Чушка мелкая	т	26902,400	27298,122	+395,722
1.2	Т-образная чушка	т	18178,107	18310,610	+132,503
1.3	Штанга	т	1,000	1,320	+0,320
1.4	Слитки цилиндрические	т	1656,042	1701,210	+45,168
1.5	Сплавы	т	5655,792	5708,311	+52,519
2	Плановый объем производства	т	52376,667	52400	+23,333
3	Фактический объем производства ЛО-1	т	17176,5	17808,12	+631,62
4	Численность работников, в т.ч.	чел	1006	1006	-
4.1	Численность работников ЛО-1, в т.ч занятых:	чел	105	105	-
	- подготовкой расплава;	чел	24	24	-
	- литьем мелкой чушки;	чел	15	15	-
	-приемкой и укладкой.	чел	15	15	-
5	Количество операций на рабочем месте (литье мелкой чушки)	шт.	11	11	-
6	Количество операций в ЛО - 1	шт.	36	36	-

Продолжение таблицы 2

7	Количество стадий производственного процесса	шт.	3	3	-
8	Продолжительность смены	мин	480	480	-
9	Время на отдых и личные надобности	мин	52	52	-
10	Время внутрисменных простоев (задержка ковшей из электролизного цеха)	мин	32	28	-4
11	Затраты на производство 1 т товарной продукции (мелкая чушка), в т.ч.	руб./т.	17390,4425	17198,221	-192,2215
12	Затраты на легирующие и инструменты, закупаемые со стороны	руб./т.	1649,541	1599,534	-49,98

С учетом того, что все условия производства остались прежними, за исключением внедрения на экспериментальный срок принципа организации рабочего места «5С», можно предположить, что данное снижение затрат связано с более рациональным использованием легирующих материалов и сохранностью инструмента в соответствии с принципом «5С», что исключило необходимость приобретения дополнительного инструмента и легирующих материалов. Это, в свою очередь, привело к снижению затрат на производство 1 т. товарного алюминия.

В связи с произошедшими за рассматриваемый период времени изменениями уровня организации труда на рабочих местах ЛЮ-1 ОАО «РУСАЛ–Новокузнецк» было проведено повторное исследование изучаемой проблемы опросными методами: анкетирование работников и экспресс-опрос по методике Г. Русалиновой.

Данное исследование проводилось с целью оценки влияния вве-

денного на экспериментальный период времени принципа организации рабочих мест «5С» не только на количественные показатели работы ЛО-1, но и с целью оценки социального эффекта данного эксперимента. Было задано 23 вопроса:

1. Насколько Вы удовлетворены работой в целом?
2. Насколько Вы удовлетворены условиями труда?
3. Насколько Вы удовлетворены организацией труда?
4. Насколько Вы удовлетворены работой оборудования?
5. Насколько Вы удовлетворены своей специальностью?
6. Насколько Вы удовлетворены разделением и кооперацией труда в Вашей бригаде?
7. Насколько Вы удовлетворены возможностью повышения квалификации?
8. Насколько Вы удовлетворены размером заработной платы?
9. Насколько Вы удовлетворены дисциплиной труда?
10. Насколько Вы удовлетворены установленными нормами выработки, нормами времени и обслуживания?
11. Насколько Вы удовлетворены приемами и методами труда?
12. Насколько Вы удовлетворены организацией своего рабочего места?
13. Насколько Вы удовлетворены расположением рабочих мест в Вашем цехе?
14. Насколько Вы удовлетворены комфортностью и удобством на своем рабочем месте?
15. Насколько Вы удовлетворены общественной жизнью?
16. Насколько Вы удовлетворены компоновкой элементов оснащения рабочего места?
17. Насколько Вы удовлетворены расположением оснастки на Вашем рабочем месте?
18. Насколько Вы удовлетворены системой питания на заводе?
19. Насколько Вы удовлетворены обеспечением бесперебойным обслуживанием и всем необходимым Вашего рабочего места?
20. Насколько Вы удовлетворены количеством документации на рабочем месте, необходимой для обеспечения эффективной работы?
21. Насколько Вы удовлетворены наличием технических и средств индивидуальной защиты, необходимых для безопасной работы?
22. Насколько Вы удовлетворены удобством своей рабочей позы и трудовых движений?
23. Насколько Вы удовлетворены санитарно-бытовыми условиями?



Рисунок 1 – Сравнение уровней удовлетворенности за периоды согласно опроса рабочих

Согласно результатам опроса работники считают внедрение принципа организации рабочего места «5С» как эффективный и способствующий совершенствованию уровня организации труда (Рисунок 1). Поэтому их отношение к эксперименту положительное, в связи с чем, были высказаны пожелания его перевода на постоянную основу в рамках не только ЛО-1, но и на всем предприятии. Увеличение удовлетворенности трудом в последующем может привести к увеличению производительности труда, увеличению объема производства. Следствием увеличения удовлетворенности трудом может являться снижение утомляемости работника на рабочем месте, а следовательно, и снижение травматизма на производстве.

Очевиден вывод: внедрение принципа организации рабочих мест «5С» является не только экономически целесообразным, но и несет положительный социальный эффект, который в перспективе принесет материальную прибыль.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Москвин В.С. Основы организации труда в компании //Инвестиции в России. № 2. 2006. – С. 18-22.
2. Слезингер Г. Э. Труд в условиях рыночной экономики: Учеб. пособие. – М.: Инфра-М, 1996. – 336 с.
3. Москвин В.М. Сущность оптимизации затрат труда в бизнесе. // Инвестиции в России. № 9. 2005. - С. 8-12.

УДК 338.246.8

Л.В. Думова

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

К ВОПРОСУ О ФОРМИРОВАНИИ СОЦИАЛЬНОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТИ ЭКОНОМИЧЕСКИХ СУБЪЕКТОВ В РОССИИ

В статье исследуется проблема, касающаяся сущности и процесса формирования социальной ответственности в практике деятельности хозяйствующих субъектов России. Рассмотрена мировая практика применения различных показателей социальной ответственности при составлении корпоративной социальной отчетности. Для этого проанализированы стандарты составления социальной отчетности. На основе указанного анализа даны некоторые практические рекомендации.

In the article the problem concerning an essence and process of formation of the social responsibility in practice of activity of the managing subjects of Russia is investigated. The world practice of application of various indexes of the social responsibility is considered at drawing up of the corporate social reporting. For this purpose the standards of drawing up of the social reporting are analysed. Because of of indicated analysis some practical recommendations are given.

Современные рыночные условия и экономическая среда, сложившаяся в России, обуславливают возрастание роли хозяйствующих субъектов в общественных отношениях. В силу этого все чаще стало использоваться понятие корпоративной социальной ответственности. В широком смысле это относится ко всем хозяйствующим субъектам.

Понятие социальной ответственности экономических субъектов вызвано к жизни объективными процессами, которые пока недостаточно исследованы в научной литературе.

В связи с этим особое значение приобретает концепция корпоративной социальной ответственности (КСО).

В макроэкономических масштабах экономического развития

бизнесу отводится основное место. По некоторым данным, лишь две-сти ведущих мировых корпораций осуществляют свыше четверти всех мировых хозяйственных операций, при этом они обеспечивают занятость менее 1% рабочей силы.

Поэтому все больше внимания со стороны общественности и государства уделяется тому, какое влияние оказывают корпорации на общество.

Понятие корпоративной социальной ответственности возникло в середине 19в. в США и Канаде в сфере корпоративного управления. В то время оно охватывало вопросы социального обеспечения собственного персонала и оказания помощи местным органам власти на профессиональной и спонсорской основе.

Дальнейшее развитие КСО получило в Европе на Лиссабонском европейском саммите в 2000г. Позже Европейская комиссия опубликовала «Зеленую книгу о КСО» (2001г.). При этом понятие КСО было расширено. КСО – это концепция интеграции заботы о социальном и экологическом развитии в бизнес-операциях компаний во взаимодействии со своими акционерами и внешней средой.

КСО как политика и концепция стратегического развития компаний включает в себя взаимосвязанные направления деятельности:

- формирование и укрепление имиджа и деловой репутации;
- корпоративное развитие с участием высшего менеджмента, персонала и общественных организаций;
- экологическая политика и использование природных ресурсов;
- управление развитием персонала;
- здоровье, безопасность и охрана труда, соблюдение прав человека;
- взаимодействие с органами власти и общественными организациями для решения социальных проблем;
- социальные аспекты взаимодействия с поставщиками и покупателями своей продукции и услуг;
- PR-обеспечение перечисленных направлений.

Значение вышеперечисленной деятельности особо возрастает в связи с усугубляющимися глобальными проблемами – загрязнение окружающей среды, глобальное изменение климата, военные конфликты, распространение болезней, социальное неравенство, корпоративные скандалы и банкротства – растет значение корпоративной социальной ответственности.

В мировой практике принципы КСО перестали быть абстракт-

ными. КСО представляет собой сегмент рынка ценных бумаг, где его участники, взаимодействуя между собой, должны осознавать и собственную выгоду от соблюдения этих принципов.

Социально ответственный инвестор – это инвестор, получающий не только доход, но и возможность сделать вклад в сохранение планеты чистой, здоровой и безопасной сегодня и в будущем.

Таким образом, КСО в мире становится фактором, формирующим репутацию и влияющим на капитализацию компании. Компании с мировым именем уделяют большое внимание отчетам об устойчивом развитии, в которых описывается, как они заботятся о сотрудниках, местном сообществе, об окружающей среде и т.д.

При этом особо остро стоит вопрос о требованиях по раскрытию информации о КСО и правовому регулированию этого процесса.

Особо остро, по нашему мнению, встает вопрос о составлении корпоративной социальной отчетности и ее стандартизации. Именно этой проблеме посвящено много публикаций, которые основаны на анализе международных стандартов.

В настоящее время в международной практике ведения социальной отчетности компаний наибольшее распространение получили следующие стандарты: «Директивы глобальной отчетности» (GRI, Global Reporting Initiative) и «Ответственность 1000» (AccountAbility 1000, AA1000).

Данные системы стандартов для хозяйствующих субъектов многих стран являются основополагающими при составлении социальной отчетности.

Стандарт AA1000 обеспечивает качественное ведение социального и этического бухгалтерского учета, ревизии и отчетности. Этот документ определяет подходы как к постановке учета социальной ответственности, так и к обеспечению интересов стейкхолдеров (лиц, заинтересованных в социальных инициативах предпринимателей). Стандарт AA1000 используется при проектировании политики корпоративной ответственности, а также проведении диалога между всеми заинтересованными лицами, в ревизии и проверке общественных отчетов, в профессиональном обучении кадров и проведении исследований в социальной сфере и т. д.

В настоящее время большое распространение получил стандарт GRI, основной целью которого является согласование корпоративной социальной отчетности и бухгалтерской финансовой отчетности. Это модель социальной ответственности бизнеса, нацеленная на комплексный подход к оценке деятельности компании с экономических,

социальных и экологических позиций.

Сопоставимость достигается за счет применения единых руководящих принципов составления корпоративной социальной отчетности, разработанных на базе Международного экологического стандарта ISO 1400118.

Согласно директиве GRI социальная отчетность должна содержать следующую информацию:

1. Заявление руководства организации, описывающее ключевые элементы отчета.

2. Краткие сведения об организации.

3. Резюме руководства и ключевые параметры отчетности.

4. Стратегию организации по вопросам развития экономической, экологической и социальной деятельности.

5. Учетную политику организации и характеристику системы управления.

6. Собственно отчет, раскрывающий экономические, экологические и социальные итоги работы организации.

Согласно GRI информация представляется в динамике за несколько отчетных периодов. В случае если более ранняя версия GRI не сопоставима с последующими, компания сама определяет критерии сбора необходимых сведений для достижения преемственности отчетов в области экономической, экологической и социальной деятельности. Компания обязана также обеспечить связь между отчетностью ее устойчивого развития и общей финансовой отчетностью, что не представляет особых трудностей, поскольку основной чертой стандарта GRI является то, что разработанный его директивами социальный отчет компании создается на основе тех же принципов, что и обычная общая финансовая отчетность. Кроме того, GRI предлагает методики постепенного перехода на стандарты социальной отчетности.

Следует заметить, что GRI является именно стандартом отчетности, в то время как стандарт AA1000 является стандартом организации социального учета, позволяющим как собирать информацию о социальных проектах компании, так и определять слабые места в развитии социальной ответственности компании.

Таким образом, успешное развитие КСО во многом зависит не только от спроса инвесторов и активности участников рынка, но и от того, насколько государство осознает важность идей социально ответственного инвестирования и реализует их на практике.

Вопрос о правовом регулировании корпоративной социальной

ответственности решается в каждой стране по-своему.

В России этот процесс находится в начальной стадии. Вопрос о КСО начал подниматься в 2003-04гг., когда начали проводить первые дискуссии на эту тему. В 2007 году на Парламентских слушаниях по инициативе Комитета по экономической политике, предпринимательству и собственности был поднят вопрос о законодательном обеспечении корпоративной социальной ответственности. Были выделены основные проблемы внедрения КСО в практику деятельности хозяйствующих субъектов России.

По итогам проведенного заседания были выдвинуты рекомендации, содержащие предложения Министерству экономического развития и торговли РФ, Министерству промышленности и энергетики РФ, Министерству здравоохранения и социального развития РФ.

Исходя из того, что общемировые стандарты социальной отчетности являют собой отлаженную систему постановки и ведения социальной отчетности, на наш взгляд России следует идти не по пути создания национальных правил и стандартов раскрытия сведений о корпоративной социальной ответственности, а по пути углубления и имеющихся стандартов и их адаптации к российским условиям.

В пользу данной точки зрения говорит и то, что мировые стандарты унифицированы и понятным всему миру (как развитым, так и развивающимся странам).

Отдельные показатели результативности – социальные, экономические, экологические, политические – необходимо расширять и адаптировать. Но основу должны составлять именно международно признанные стандарты КСО.

А пока процесс выработки единой государственной политики в области КСО находится в разработке и окончательное решение о форме и содержании социальной отчетности не принято, ряд крупных российских организаций готовит социальную отчетность с применением мировых стандартов в этой области.

Среди них ГК «Норильский никель», ОАО «ЛУКОЙЛ», ФК «УРАЛСИБ», компания РУСАЛ, ОАО «Северсталь», АФК «Система», группа СУАЛ, ОАО «ММК», АКБ «Росбанк» и Тольяттинский «ФИА-БАНК», ОАО «РКС».

Но, в условиях сформировавшейся сознательной закрытости российских компаний и перехода от простых социальных отчетов к отчетам по КСО, этот процесс находится на начальном этапе.

Лишь компания «БАТ-Россия» отчитывается в этой области в соответствии с AA1000 и показателями результативности GRI.

Но в России интерес к КСО возрастает. Это связано как с политическими причинами, так и с возможностью повышения устойчивости бизнеса путем тесного взаимодействия с властью всех уровней и обществом. Власть поддерживает эту деятельность, справедливо полагая, что прогрессивная часть российского бизнеса поможет решить хотя бы часть острейших социальных проблем.

То есть, развитие КСО должно сыграть положительную роль в расширении международного сотрудничества РФ.

При этом вопрос о социальной ответственности органов власти РФ является актуальной проблемой. При активной поддержке практики добровольного и эффективного объединения ресурсов государства и бизнеса для решения отдельных социальных и экологических проблем, отчетность и законодательная ответственность бизнеса и власти не должны смешиваться, а тем более перекладываться друг на друга.

Современное состояние России требует активного внедрения КСО как современной формы социального партнерства и поддержки наиболее нуждающихся групп населения.

В обществе должна быть создана атмосфера высокой требовательности и ответственности бизнеса к собственному персоналу и нуждам страны. Одновременно власть должна сама подавать примеры роста своей социальной ответственности, предусмотренной российской Конституцией и законодательством. Следует разработать единое понимание понятий социальной ответственности бизнеса и социальной ответственности власти, а также социальной благотворительности.

КСО крупного и среднего бизнеса следует осуществлять с использованием комплексного подхода в соответствии с международными стандартами по устойчивому развитию по трем группам показателей: экономика, экологическая политика и социальная политика. При этом под экономикой компаний понимаются капитальные вложения и мероприятия внедрения современных технологий, улучшающих потребительские свойства и социальную значимость производимых товаров и услуг, а также финансовые затраты на специальное оборудование по развитию экологии производства и его безопасности. Экологическая политика подразумевает вложения и мероприятия компаний, направленные на снижение негативного воздействия производства на окружающую среду, а также благотворительные цели экологического характера местного и общенационального масштаба. Социальная политика включает вложения и мероприятия компаний

по социальному развитию собственного персонала, а также благотворительные проекты местного и федерального значения.

Отчетность по КСО в комплексе следует рассматривать как форму стратегического менеджмента и корпоративной культуры, инструмент капитализации и развития деловой репутации российских компаний.

Отчетность по КСО и устойчивому развитию должна внедряться на принципах добровольности, государственной сознательности и социальной ориентированности бизнеса. При этом государственные органы власти должны активно поддерживать КСО, развивать социальное партнерство и проводить регулярные встречи для выработки рекомендаций для бизнеса. Властным структурам следует активно поддерживать КСО как комплексную систему, стимулирующую социальные инвестиции бизнеса.

УДК 628.5

И.В. Ноздрин

НПФ «Полимет», г. Белово

АНАЛИЗ СОСТАВА И КОЛИЧЕСТВА ЦИНКСОДЕРЖАЩИХ ШЛАМОВ ООО «СИБВОЛОКНО» И ООО «КРАСНОЯРСКИЕ ВОЛОКНА»

В статье представлены результаты исследований состава и количества цинксодержащих шламов очистки сточных вод предприятий по производству вискозного волокна Красноярского Края. Предложены способы извлечения цинка из отходов.

In the article the outcomes of researches of a structure and quantity zinc offered of clearing of waste water of the enterprises on production filament of Krasnoyarsk region are shown. The ways of extraction of zinc from scraps are offered.

Использование нетрадиционных видов сырья (шлаки, шламы, пыли газоочисток и др.) для получения металлического цинка всегда вызывало повышенный интерес [1,2]. В нашей стране относительный застой в области разработки процессов вовлечения отходов производства в технологический оборот в 90-х годах прошлого века сменился активным внедрением переработки таких материалов в настоящее время. Это вызвано, в первую очередь, желанием переработчиков уменьшить сырьевую зависимость от поставщиков сырья. Экономическая привлекательность переработки отходов, несмотря на возросшую стоимость цинка, не является пока главной причиной интереса к ним, так как объемы цинксодержащих отходов в России пока не оценены. Кроме того, технологические процессы на отечественных цинковых заводах требуют модернизации для работы с таким сырьем.

Решение вопросов утилизации цинксодержащих отходов позволяет снизить существенное экологически-неблагоприятное воздействие таких материалов на окружающую среду, так как количество накопленных отходов исчисляется миллионами тонн и размещены они, как правило, под открытым небом. Однако существующая законодательная база в области охраны окружающей среды пока не стимулирует отечественные предприятия активно работать в этом на-

правлении. Тем не менее, с каждым годом растут объемы переработки отходов и вторичных материалов. Доля альтернативного цинковому концентрату сырья, например на ОАО «Челябинский цинковый завод» (ОАО «ЧЦЗ»), в настоящее время составляет около 25% и постоянно увеличивается. С введением в строй комплекса 5 вельцпечи эта величина может возрасти до 40%, что соответствует лучшим мировым показателям.

Для разработки стратегии развития процессов переработке нетрадиционного цинкового сырья требуется объективно оценить количественные запасы и виды таких материалов, рассмотреть возможность переработки их по традиционным схемам, определить эффективность альтернативных технологических процессов. Целью настоящей работы является определение объемов и характеристики шламов, полученных при производстве вискозного волокна на ОАО «Красноярские волокна» и ОАО «Сибволокно», доступного для переработки на отечественных цинковых заводах. Исследования проводились в рамках программы «Сырье», финансируемой Челябинским цинковым заводом.

Характеристика шламов ООО «Сибволокно».

ООО «Сибволокно» расположено в г.Зеленогорске Красноярского Края. Данное предприятие проектировалось и строилось с 1970 г. В ноябре 1980 г. была запущена 1-я очередь производства. Максимальная производительность предприятия достигала 60 т вискозного волокна в сутки. С 2004г. предприятие не работает, оборудование на 70% демонтировано, что делает невозможным возобновление производства. Основной продукцией предприятия являлось высокомодульное вискозное волокно, что предъявляло более высокие требования к качеству исходных материалов, чем для производства кордной нити, а технология имела ряд особенностей. Для стабилизации волокна использовались растворы с более высоким содержанием сульфата цинка. Средний расход в перерасчете на цинк составлял 42 кг на тонну волокна. Отработанные растворы нейтрализовались известковым молочком с осаждением цинка в виде кальциевых гидрокарбонатов. Кроме того, в технологии утилизации и очистки сливных растворов использовалась биологическая очистка сточных вод, что привело к отсутствию в отходах предприятия свободного углерода – остатков вискозного волокна.

Цинксодержащие шламы из цеха очистки сточных вод по

шламопроводу поступали в 2 шламонакопителя, расположенные на расстоянии 1,2 км от территории предприятия. По данным технического отчета за время работы предприятия с 1981 г. по 2004 г. в шламонакопители было подано 1760000 м³ сточных вод с содержанием цинка 14-15 г/л, при влажности 90% и удельном весе 1,28 г/л, что соответствует общему содержанию цинка в шламонакопителе около 25000 тонн по цинку. В справке, подписанной директором предприятия по производству в мае 2005г., приводится цифра около 20000 тонн.

В 1991 г было выполнено детальное обследование шламонакопителей, с целью строительства установки по их брикетированию. При этом было установлено, что шлак имеет следующий состав, %: цинк – 22,6; сера – 8,85; кремнезем – 5,37; оксид кальция – 7,16; оксид магния – 1,23. Расхождение в данных по содержанию цинка в пробах шлама находится в пределах 18÷27%. Были рассчитаны эксплуатационные запасы, которые при влажности шлама 80-95% составили 540-550 тыс.м³ (насыпной вес 1,4 г/см³) или 95 тыс.т сухого шлама, в котором содержится 21555 тонн цинка. В процессе брикетирования планировалось использовать в качестве разрыхляющего реагента полукокс. Шлак предусматривалось выгребным устройством вытаскивать на поверхность, сушить в естественных условиях до влажности 40-50% и далее брикетировать с последующим подсушиванием при t<100°.

В 2004-2005г.г. с поверхности шламоборника был отобран ряд проб (с обезвоженной части) и проанализирован инженерным центром ОАО «ЧЦЗ». Результаты исследований приведены в таблице. Анализы показали, что содержание цинка в шламе находится в пределах 15-38%. По всей видимости, содержание цинка в осадках шламоборника колеблется от 15 до 40%. Это подтверждается результатами исследований, проводимых в рамках работ по утилизации отходов производства в 1991 г. Следует отметить, что все пробы не содержат остатков вискозного волокна.

Анализ данных техотчета, объёма шламонакопителей, химанализа шламов, показывает, что достоверно можно считать, что в шламах ОАО «Сибволокно» накоплено не менее 25 тыс. т цинка, а процентное содержание цинка в шламах в среднем составляет 23%.

Материалы, схожие по химическому составу и морфологии с анализируемыми шламами, весьма успешно перерабатываются без предварительной обработки в стандартном технологическом процессе отечественных цинковых заводов, путем карботермического восста-

новления во вращающихся трубчатых печах - вельцевания. Учитывая большую удаленность и, соответственно, высокую стоимость транспортных затрат по доставке шламов на цинковые заводы целесообразно предварительно подсушивать материал либо подвергать его прокатке.

Характеристика шламов ООО «Красноярские волокна».

ООО «Красноярские волокна» расположен в черте города Красноярска. Деятельность предприятия начата в 1950 году. Генеральным проектировщиком предприятия является Государственный институт по проектированию предприятий искусственных волокон (ГИПРО-ИВ), разработчиком технологического процесса - Всесоюзный научно-исследовательский институт искусственных волокон (ВНИИВ). Процесс получения вискозных нитей заключается в превращении исходного сырья - целлюлозы в вязкий раствор (вискозу) с последующим выделением из него в осадительной ванне регенерированной целлюлозы в виде тонких непрерывных нитей. Для выделения регенерированной целлюлозы и стабилизации волокон использовали раствор сульфата цинка. Расход сульфата цинка в зависимости от вида производимой нити составлял 17-36 грамм на килограмм нити. Максимальное производство нити достигало 85 тонн в сутки.

Промышленные сточные воды от производств, загрязненные химическими продуктами, объединены в системы кислой и щелочной канализации и проходили химическую и механическую очистку на двух площадках водоочистных сооружений. Нейтрализация растворов производилась известковым раствором. Биологической очистки сточных вод не производилось, поэтому в стоках присутствовали остатки вискозных волокон. После очистки и обработки стоки в виде шламов подавались в трехсекционный шламонакопитель, расположенный в 6 км от производственной площадки завода. С начала эксплуатации уложено хвостов 86429 т.

В шламонакопителях ООО «Красноярские волокна» по данным отчета института «Сибгипробиосинтез» количество цинка оценено в 7000 т в виде цинк-кальцийсодержащих шламов (содержание цинка 15,8-16,5%). По данным технического отчета завода расчетное содержание цинка составляет 8642,9 т., что удовлетворительно коррелирует с данными работы института «Сибгипробиосинтез».

В 2005г и 2007г пробы из шламонакопителей были проанализированы в химической лаборатории ОАО «ЧЦЗ». Результаты анализов

приведены в таблице. Анализ показал наличие в отобранных образцах 8 -14 % цинка. Такое, относительно низкое, содержание цинка обусловлено, по всей видимости, тем, что сточные воды с вискозного производства разбавлялись сточными водами всего предприятия. Данное обстоятельство исключает возможность поставки таких шламов на цинковые заводы без предварительного обогащения или переработки. В связи с этим вопрос утилизации цинка в шламах ООО «Красноярские волокна» остается открытым на сегодняшний день и требует дополнительных исследований.

ВЫВОДЫ

1. Проведены исследования состава и расчеты количества шламов от очистки сточных вод ООО «Сибволокно»(г.Зеленогорск) и ООО «Красноярские волокна»(г.Красноярск). Установлено, что накопленное количество цинка в отходах составляет около 25000 т и 9000 т соответственно. Основная

2. Содержание цинка в шламах ООО «Сибволокно» составляет 15-40%, что позволяет достаточно просто организовать их переработку по существующей технологии на действующих цинковых заводах.

3. Содержание цинка в шламах ООО «Красноярские волокна» составляет 8 – 14 %. При решении вопросов переработки этого материала следует дополнительно изучить возможность обогащения этого материала на месте.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Снурников А.П. Комплексное использование сырья в цветной металлургии. / А.П. Снурников. – М.: Металлургия, 1977. – 272 с.

2. Козлов П.А. Вельц-процесс. / П.А.Козлов. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2002. – 176 с.

УДК 658.26 : 72 : 69 (07)

Ю.К. Осипов, О.В. Матехина

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

НЕТРАДИЦИОННЫЕ ВОЗОБНОВЛЯЕМЫЕ ИСТОЧНИКИ ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЯ ЗДАНИЙ

В статье приводятся сведения о возможности использования в архитектурно-строительном проектировании энергоактивных систем с использованием нетрадиционных возобновляемых источников энергоснабжения. Нетрадиционные возобновляемые источники энергоснабжения зданий существенно повысят экологическую безопасность региона

Показана необходимость внесения в учебные планы строительных специальностей курсов «Типология специальных энергоактивных гражданских зданий» и «Особенности архитектурно-строительного проектирования энергоэкономичных зданий».

In the article the informations about possibility of using in architectural - building designing of systems with use of non-traditional renewed sources of power supply are resulted. The non-traditional renewed sources of power supply of buildings essentially will increase ecological safety of region.

Проблема повышения тепловой активности зданий и экономии топливно-энергетических ресурсов в гражданских зданиях является весьма актуальной, как в России, так и за рубежом, но сложной для реализации. К ее решению привлекаются специалисты различных профилей и областей деятельности. Особую значимость приобретает проектирование энергоэкономичных зданий с использованием как эффективных конструктивных, так и архитектурных решений. Для разработки проектов требуются специалисты, знающие основные проблемы энергосбережения и умеющие их решать не только стандартными методами тепловой защиты зданий, но и современными способами, предполагающими использование нетрадиционных источников энергии.

Известно, что около 40 % всего добываемого в стране топлива

расходуется на теплоснабжение зданий, при этом уровень расхода энергии в новых зданиях увеличивается, так же как и рост себестоимости добычи, выработки и транспортировки традиционного природного топлива (угля, нефти, газа), запасы которого постепенно истощаются во всем мире.

Энергосбережение в зданиях при решении практических задач сокращения общего расхода невозобновляемых энергоресурсов реализуется путем применения эффективных теплоизоляционных, энергоэкономичных конструкций наружных стен и существенного увеличения тепловой защиты эксплуатируемого фонда. Здание, как энергетическая система, формирует тепловой и воздушный режим помещений. При этом системы отопления и вентиляции, наряду с наружными ограждениями, играют решающую роль. Оптимизация теплового и воздушного режимов имеет цель как экономии топливно-энергетических ресурсов, так и обеспечение требуемых санитарно-гигиенических условий, что в немалой степени зависит от эффективной работы систем вентиляции как и от загрязнения атмосферы. Поэтому предпочтение следует отдавать таким нетрадиционным возобновляемым источникам энергии, как солнечная, ветровая, геотермальная и энергия биомассы.

В нашей стране получает все более широкое распространение использование первичных природных (солнце, ветер) и вторичных источников энергии для обеспечения энергоснабжения жилых и общественных зданий: систем горячего водоснабжения и охлаждения зданий, освещения, вентиляции, кондиционирования воздуха и др.

К *первичным* природным нетрадиционным источникам энергии относятся солнечная радиация, энергия ветра, теплота воздуха, вод (в том числе подземных термальных), геотермальная (грунта земли). *Вторичными* источниками энергии могут служить биомасса естественных и перерабатываемых отходов (теплота сжигаемого мусора, бытовых отходов и производства, в том числе сельскохозяйственного), сбрасываемое тепло электро- и атомных станций, промышленного и сельскохозяйственного производства.

В настоящее время наибольшее практическое использование по сравнению с другими нетрадиционными источниками получает солнечная энергия. Солнечная энергия для обогрева зданий использовалась еще в Древней Греции и Риме. А в наши дни работы по применению солнечной энергии для отопления, горячего водоснабжения и кондиционирования воздуха жилых и общественных зданий ведутся во многих странах мира. Использование энергии Солнца в нашей

стране осуществляется преимущественно путем создания установок горячего водоснабжения жилых и общественных зданий. Системы солнечного отопления и охлаждения действуют на экспериментальных объектах.

Энергия Солнца используется во всем мире как один из важнейших источников экономии ископаемых топливных ресурсов, в России и за рубежом (в США, Канаде, Швеции, Финляндии и др.) в последние годы построены десятки типовых и экспериментальных жилых и общественных зданий с утилизацией солнечного тепла. Опыт эксплуатации показывает возможность широкого их внедрения на территории нашей страны, в том числе в районах, расположенных выше 56° с. ш.

Аккумулируемая солнечная энергия, помимо обеспечения различных видов энергообеспечения, дает также возможность баланса требуемой комфортной температуры в помещениях зданий. Однако следует иметь в виду, что сохранение комфортного баланса энергии в помещениях обеспечивается при тщательном контроле устройства систем отопления и естественной вентиляции, а также элементов соединений, ликвидации «мостиков холода» в конструктивных элементах, соответствующем выборе строительных материалов и т.п.

Различают пассивное и активное использование солнечной энергии.

Активное использование солнечной энергии: применение технических устройств для ее преобразования, например, солнечных коллекторов, трубопроводов, циркуляционных насосов и т.д.

Пассивное использование солнечной энергии: использование различных частей здания для накопления тепла, например, стен, потолков и т.д. Коэффициент полезного действия такой системы зависит от различных факторов:

- климатические условия – средняя месячная температура, продолжительность солнечного освещения;
- способ использования солнечной энергии: непосредственное использование или косвенное;
- возможность накапливания тепла строительным материалом и его способность к поглощению тепла поверхностью.

Применяются различные технологии:

- использование солнечного тепла служит для подогрева воды;
- преобразование солнечной энергии в электрическую при помощи солнечных батарей и фотоэлектрических генераторов постоянного тока.

Специалисты отмечают, что внедрение гелиосистем, а также ветроагрегатов наиболее эффективно в малоэтажной застройке, особенно в сельской местности, где теплоснабжение в основном децентрализованное и отказ от недостаточно эффективных традиционных источников теплоты позволяет получить максимальную экономию топлива. Это особенно важно при социальном переустройстве сельских поселков и увеличении потребности в энергоснабжении.

Большой эффект для энергоснабжения гражданских зданий в использовании возобновляемых природных энергоисточников дает применение интегральных систем теплоснабжения, сочетающих энергию, полученную от использования солнца, ветра, биомассы а в ряде случаев энергии геотермальной и гидротермальной.

Примером комплексного использования нетрадиционных возобновляемых источников за рубежом является энергетически автономное здание одного из подразделений Олденбургского университета. Энергетические потребности полностью удовлетворяются в этом случае применением комплекса преобразующих источников – интегральных энергоактивных систем. Солнечные коллекторы вместе с резервуаром-аккумулятором получают солнечную энергию для отопления, кондиционирования и бытового горячего водоснабжения; солнечное излучение превращается в электроэнергию на основе применения кремниевых ячеек в методе фотоэлектрического генератора; энергия ветра превращается посредством энергопреобразователя в электрическую энергию; биомасса преобразуется в спирт или газ для приведения в действие двигателя электрогенератора.

Рассмотрим основные особенности архитектурно-строительного проектирования гражданских жилых и общественных зданий с применением новых нетрадиционных возобновляемых источников энергии.

Возобновляемый источник энергии – ветер во взаимодействии со зданием является производной от солнечной энергии; перемещение воздушной массы в приземном слое имеет кинетическую и; тепловую энергии. Наибольшие ветроэнергетические возможности имеются в районах Нижнего Поволжья, Дона, юга Западной Сибири и ряда других регионов.

При расчете ветрового потока следует учитывать, что наибольшая мощность ветра имеется в осенний и зимний периоды, когда потенциал солнечной энергии убывает. Площадь сечения воздушного потока соответственно той или иной скорости ветра определяет количество получаемой энергии.

При выборе месторасположения ветроэнергетической установки учитывают преобладающее направление и силу ветра в данном регионе. Выбор площадки для ветроэнергетической установки осуществляется с учетом возможности использования развитой скорости ветрового потока, поэтому учет топографических особенностей местности приобретает решающее значение; площадка должна быть ровной, без препятствий – деревьев, скал, холмов с крутыми склонами и др. При этом следует иметь в виду, что скорость ветра для ветроагрегатов должна составлять не менее 3 м/с на уровне до 1,5 м от земли, а на высоте около 10 м – на 15...20% более.

Использование энергии ветра для оптимизации энергетического баланса зданий не имеет непосредственного отношения к архитектурно-строительному проектированию; задача ограничивается размещением в окрестностях здания или на его конструкциях распространенных ветродвигателей одноцелевого назначения. Элементы ветроустановки могут быть функционально совмещены с элементами энергетических систем, рассчитанных на другие возобновляемые источники, например на солнечную энергию.

Проектирование ветроактивного здания должно обеспечивать форму части здания, удобную для размещения двигателя ветроэнергоустановки, а здание должно использоваться в качестве опоры для его крепления. Целесообразно конструирование ветроэнергоактивных зданий с солнцезащитным экраном, трансформированным в концентратор и диффузор ветрового потока. Форма здания должна обеспечивать улавливание ветра и концентрированную подачу воздушных потоков к элементам ветроколес, например возможно лепестковое расположение секций зданий с образованием концентратора, в узкой части которого размещается ветроприемное устройство.

В качестве ветроэнергоактивных конструкций могут быть использованы покрытия, стены (верхней части здания), защитные элементы светопроемов, конструкции экранов и надстроек. Эти элементы трансформируют в форму ветроколес, ветротурбин; используют тенденции создания аэродинамической формы элементов (поворотные створки защиты светопроемов, вентиляционных шахт преимущественно верхнего света и др.).

Исходя из энергетических потребностей здания, выбирают лишь часть здания для превращения ее в ветроэнергоактивную. Этой части здания придают аэродинамическую форму (вертикальный цилиндр и т. п.), вокруг которого на одной оси размещают ветротурбину.

Биогаз является конечным продуктом конверсии солнечной

энергии. Он относится к вторичным источникам тепловой энергии, являясь производной от первичных природных источников энергии. Наряду с биогазом, выделяемым при метановом сбраживании отходов животноводческих ферм, к источникам тепловой биоэнергии относятся этанол, получаемый на основе переработки продуктов растениеводства, а также теплота сжигаемых отходов, теплота, выделяющаяся при компостировании навоза, и др.

Утилизация энергии биогаза осуществляется в строительных энергетических комплексах, предназначенных для производства и обеспечения зданий газообразным топливом – биогазом. Комплекс включает в свой состав блок реакторов (метантенки), снабженных функциональными блоками (загрузки биомассы, перемешивания, отвода газа и др.), а также газгольдеры (отдельные или блоки). Метантенки для сбора и хранения метана проектируют наземными или заглубленными в грунт разнообразной формы и объема – цилиндрические, кубические и т.п.

Биоэнергетические комплексы получают широкое применение в агропромышленных комплексах, животноводческих зданиях, предприятиях по переработке сельхозпродукции и других с утилизацией отходов сельскохозяйственного производства в промышленных предприятиях. В качестве биомассы могут быть использованы отходы сельскохозяйственного производства, мусор строительный и бытовой.

Эффективно использование биокомплексов в жилых микрорайонах, туристских комплексах, домах отдыха, общественных зданиях и др., в системе поселков. Блоки теплых вод ТЭЦ, а также зона обогрева отведенными горячими газами из системы дымоудаления котельных, геотермальной энергией и другими отходами производства могут размещаться в проточном бассейне системы метантенков.

Энергетическая экономичность биоэнергетических комплексов обеспечивается осуществлением комплексного их использования совместно с солнечной, ветровой, гидро- или геотермальной энергией.

Таким образом, использование восстанавливаемых источников энергоснабжения жилых, общественных и промышленных зданий и сооружений в значительной степени помогает снизить затраты на эксплуатацию, а также способствует сохранению природных ресурсов, восстановлению нарушенной экологической среды. Проектирование и возведение зданий, использующих нетрадиционные источники энергоснабжения, существенно улучшит экологическую обстановку в стране и в регионе. Однако, для осуществления этих задач необходима подготовка специалистов, хорошо ориентирующихся в этой

области.

Сибирский климат значительно более суров по сравнению с Европой, Канадой и США. Зимние температуры требуют повышенной теплозащиты, летние жаркие месяцы изобилуют солнечным теплом, которое необходимо аккумулировать для использования в зимнее время, весной и осенью дневной энергии должно хватать на обогрев и освещение в вечернее и ночное время. Отечественный и зарубежный опыт строительства энергоэффективных зданий должен быть адаптирован для суровых сибирских условий, а также должны быть разработаны собственные решения.

Обществом осознана необходимость реализации экономико-хозяйственной деятельности только в экологически целесообразном объеме. Рассчитана природоохранная составляющая экономической деятельности человечества. Определено, что для стабилизации природной среды в экологию необходимо вкладывать не менее 3 % национального дохода, а при 5 % можно значительно улучшить природные условия.

На кафедре архитектуры и строительных материалов СибГИУ в рамках архитектурно-конструктивного курсового и дипломного проектирования студентов выполняются разработки с использованием ресурсосберегающих технологий. В текущем учебном году готовятся к защите дипломные проекты экологического коттеджного поселка в пригороде Новокузнецка «Лапин лог 2». Работа ведется с привязкой к конкретной территории, в составе проектов используются индивидуальные жилые дома с системами автономного энергоснабжения за счет солнечной энергии, планируется общественный центр, включающий учебный комплекс по пропаганде экологических систем жизнеобеспечения, в состав проектов включен цех по вермикультивированию бытовых отходов.

В настоящее время необходимо готовить специалистов-проектировщиков, хорошо ориентирующихся в проектных решениях экологических, энергоэффективных зданий, для чего в учебные планы специалистов направления «Строительство» необходимо введение дисциплин, отражающих современные тенденции защиты и сохранения природных ресурсов, каковыми могли бы стать «Типология специальных энергоактивных гражданских зданий» и «Особенности архитектурно-строительного проектирования энергоэкономичных зданий»

УДК 669.71

М.Я. Минцис, Г.В. Галевский

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

СНИЖЕНИЕ ЭМИССИИ ПАУ ИЗ САМООБЖИГАЮЩИХСЯ АНОДОВ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ

Проанализированы источники эмиссии ПАУ с поверхности анодов Содерберга алюминиевых электролизеров и предложены меры по их минимизации.

Sources of issue PAH from a surface of anodes Soderberg are analyzed, and measures of their minimization are offered.

В алюминиевой промышленности основным источником эмиссии смолистых веществ, в которых содержатся различные ПАУ, является каменноугольный пек, используемый в качестве связующего вещества при производстве анодной массы, из которой формируется анод Содерберга. Каменноугольный пек, используемый в производстве анодной массы (ГОСТ 10200-83), содержит 53-62 % летучих (смолистых) веществ которые представляют собой сложную смесь органических соединений, значительную долю которых составляют ПАУ.

Контролирующие органы США выделили 129 наиболее опасных соединений [1], а 16 из них являются наиболее токсичными, способными воздействовать на хромосомный аппарат клетки, а также их индекс генотоксичности (ИКИ). Существуют несколько способов определения токсичности ПАУ, но в большинстве методик токсичность конкретного вида ПАУ сравнивают с токсичностью бенз(а)пирена (БаП), значение которой принято за единицу [1].

Из-за чрезвычайно малых концентраций ПАУ в атмосферном воздухе, для определения содержания каждого вида ПАУ необходима уникальная аналитическая аппаратура, которой отечественные алюминиевые заводы не располагают. Поэтому регулярный мониторинг этих выбросов не проводится, а периодический контроль ограничивается разовыми замерами суммарного количества ПАУ в атмосфере, который проводят специализированные организации.

Значительная часть смолистых соединений выделяется через

аэрационные фонари электролизных корпусов, и попадает в окружающее пространство без очистки и, несмотря на низкую концентрацию ПАУ в фонарных газах, их вклад в суммарные выбросы является доминирующим [1].

Снижение эмиссии ПАУ может быть обеспечено лишь в том случае, если отчетные данные о выбросах, на основе которых разрабатываются меры по снижению выбросов ПАУ, адекватно отражают действительное состояние дела. Анализ же действующей методики по определению выбросов [3] показал, что она нуждается в совершенствовании, так как расчеты, проведенные на ее основе, дают заниженные результаты, далекие от фактического состояния дела.

В соответствии с этой Методикой у электролизеров с самообжигающимися анодами с верхним токоподводом в процессе электролиза смолистые вещества, образующиеся при коксовании анодной массы, выделяются в атмосферу корпуса электролиза при перестановке анодных штырей и под колокольный газосборник. Таким образом, Методика не учитывает выбросы смолистых веществ с поверхности анода в период между перестановками штырей, с чем согласиться нельзя по следующим причинам.

Температура плавления, по крайней мере, шести из 16 наиболее токсичных ПАУ, ниже температуры поверхности анода, которая составляет около 150-160 °С, поднимаясь в летнее время значительно выше.

Еще в 1959 г. М.И. Аливойводич [4] установил, что при температуре 100 °С, выход смолистых соединений с поверхности анода БТ достигает 10 г/м²·ч, а при повышении температуры до 190 °С их количество увеличивается в 12 раз.

Проведенные авторами лабораторные исследования [5] показали, что при содержании связующего в массе около 25 % при температуре 100 °С выход летучих веществ составляет 1,32–2,48 кг/т АІ, а при температуре 190 °С эмиссия возрастает до 14,7–45,7 кг/т АІ.

В работе М. Сорлье [6], в частности, показано, что с увеличением температуры поверхности анода Содерберга со 140 до 185 °С скорость эмиссии общих ПАУ, в том числе и БаП возрастает в 10 раз. Таким образом, общая эмиссия смолистых веществ с поверхности анода достигает до 50 % от их содержания в анодной массе, то есть 40-50 кг/т АІ.

Работы по снижению выбросов ПАУ в окружающую среду заводами и специализированными НИИ ведутся постоянно. К настоящему времени предложено несколько способов [2] снижения выбро-

сов ПАУ: применение алюминиевых ребер для увеличения отвода тепла от анода, использование сухой анодной массы, применение пека с более высокой температурой размягчения, увеличение высоты анодного кожуха, создание коллоидного анода и пр. Каждое из предлагаемых мероприятий в той или иной мере может обеспечить снижение эмиссии ПАУ, а некоторые из них нашли применение в производстве. Однако заметного снижения эмиссии ПАУ не произошло и предложенные меры этого обеспечить не могут.

Радикальное снижение эмиссии ПАУ может быть обеспечено только заменой анодов Содерберга на обожженные аноды, но затраты на эту модернизацию в масштабах отрасли составляют десятки миллиардов долларов, и поэтому такая модернизация становится более чем проблематичной.

Наиболее реально уменьшить эмиссию ПАУ можно путем снижения температуры поверхности анода до 100-110 °С, что сократит расход массы и повысит качество анода.

В ряде отраслей цветной металлургии широко используется метод испарительного охлаждения, при котором теплообменным агентом является вода. Действительно, вода обладает самой большой скрытой теплотой испарения – при атмосферном давлении и при температуре 100 °С она составляет 2256,25 кДж/кг. У всех остальных веществ и химических элементов скрытая теплота испарения практически на порядок меньше.

Поэтому достаточно реальным представляется способ охлаждения поверхностного слоя анода Содерберга путем нанесения на его поверхность мелкодисперсных капель воды (водяного тумана), которая, для своего испарения отнимет тепло у анода и снизит температуру его поверхности. Для количественной оценки предлагаемого способа охлаждения определим удельную потребность воды.

Плотность анодной массы при температуре 200 °С равна около $d_{ам} = 1,5 \text{ г/см}^3$ ($1,5 \text{ т/м}^3$) [7]. Объем ($V, \text{ м}^3$) слоя массы площадью 1 м^2 и толщиной 5 см (0,05 м) составит $0,05 \text{ м}^3$, а его масса (вес) ($P_{ам}$) равна:

$$P_{ам} = 1,5 \cdot 0,05 = 0,075 \text{ т} = 75 \text{ кг}$$

При температуре поверхности массы $T = 150 \text{ °С}$ и удельной теплоемкости $C_{ам} = 1,8 \text{ кДж/кг} \cdot \text{°С}$, теплосодержание этого количества массы $Q_{ам}$ (кДж), составит:

$$Q_{ам} = 75 \cdot 1,8 \cdot 150 = 20250 \text{ кДж}$$

Для снижения температуры этого слоя анода до 100 °С необходимо отнять у этого объема треть накопленного тепла, то есть 6750 кДж. Для нагрева до 100 °С и испарения 1 кг воды необходимо затратить около 2672 кДж. Следовательно, для снижения температуры 75 кг поверхности анода на 50 °С достаточно испарить только $6750/2672 = 2,53$ кг воды. Такое количество воды достаточно для снижения температуры 1 м² поверхности анода до 100 °С. Однако при отборе тепла в верхний слой анода будет поступать тепло из нижних слоев анода.

Из-за низкого значения коэффициента теплопроводности λ (1,5 Вт/м·°С = 5,4 кДж/м·ч·°С) и разности температур между охлаждаемым и прилегающим к нему нижним слоем Δt , которую принимаем равной 50 °С, в течение каждого часа в охлаждаемый слой массы поступает около 3600 кДж тепла, для отвода которой потребуется расходовать воду в количестве $3600/2672 = 1,34$ л/м². При площади анода электролизера типа С8БМ равной 24 м², расход воды составит около $24 \cdot 1,34 = 32,3$ л/ч.

Приведенные соображения являются ориентировочными, так как не учитывают наличия в аноде теплопроводящих штырей, а также того обстоятельства, что теплоемкость и теплопроводность массы может меняться в довольно широких пределах. Безусловно, более точные данные могут быть получены лишь при проведении промышленных испытаний.

При установке в корпусе электролиза 90 электролизеров, которые обеспечивают суммарную производительность алюминия около 4750 кг/ч, еже часно необходимо будет испарять $32,3 \cdot 90 = 2907$ л (2,9 м³) воды, или около 612 л/т алюминия. Испаряясь, это количество воды образует около 3000 нм³/ч пара. По данным [8], количество вентиляционного воздуха, подаваемого в корпус, оборудованный электролизерами Содерберга ВТ, составляет $(1,8-2,0) \cdot 10^6$ нм³/т. алюминия. Следовательно, в течение часа объем вентиляционного воздуха составит около $9 \cdot 10^6$ нм³. В этом случае объем водяного пара, образующегося при охлаждении анода, составит только $(3000/9 \cdot 10^6) \cdot 100 = 0,03$ % от общего объема вентиляционного воздуха, который, по-видимому, не может оказать заметного влияния на замерзание водяного пара в зимнее время года.

Разработка устройства и схемы управления этим устройством может быть начата только после проведения промышленных испытаний предложенного способа. Однако экономичность этого способа дают основания надеяться, что значительные сложности, которые непременно возникнут при создании промышленной установки для охлаждения анода парообразованием, будут успешно преодолены

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Куликов Б.П. Переработка отходов алюминиевого производства / Б.П. Куликов, С.П. Истомина. – Красноярск: Классик-Центр, 2004. – 477 с.
2. Электролизер с самообжигающимся анодом. Проблемы и перспективы / Информ. бюлл. № (8) 14. – СПб.: НТЦ РУСАЛа, 2001. – С. 29-43.
3. Расчетная инструкция (методика) по определению состава и количества вредных (загрязняющих) веществ, выбрасываемых в атмосферный воздух при электролитическом производстве алюминия. Утверждена Приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 31.03.2005 № 182.
4. Алиевойдич М.И. Технология анода алюминиевых ванн с боковым подводом тока / М.И. Алиевойдич // Цветные металлы. – 1959. – № 12. – С. 42-47.
5. Минцис М.Я. О выбросах ПАУ из анодов Содерберга с верхним подводом тока / М.Я. Минцис // ТЭВ. – Красноярск: РУСАЛ, 2006. – № 16. – С. 3-5.
6. Сорлье М. ПАУ и выбросы паров пека с поверхности анода Содерберга / М. Сорлье // ТЭВ. – Красноярск: РУСАЛ, 2005. – № 11. – С. 33-37.
7. Коробов М.А. Самообжигающиеся аноды алюминиевых электролизеров / М.А. Коробов, А.А. Дмитриев. – М.: Металлургия, 1972. – 207 с.
8. Технологические и экономические аспекты модернизации электролизеров с анодом Содерберга: материалы международ. конф. "Алюминий Сибири-2007". – Красноярск : [б. и.], 2007. – 29 с.

ПРОБЛЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ

Л.Г. Рыбалкина, Г.В. Галевский, М.Е. Калининцев*

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

*ГОУ ВПО «Новосибирский государственный университет экономики и управления – «НИНХ»

РЕГИОНАЛЬНЫЕ ЦЕЛЕВЫЕ ПРОГРАММЫ КАК ФАКТОР ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО СТАНОВЛЕНИЯ И РЕАЛИЗАЦИИ ПОТЕНЦИАЛА МОЛОДЕЖИ КЕМЕРОВСКОЙ ОБЛАСТИ

В статье приведены данные реализации мероприятий региональных целевых программ Кемеровской области, направленных на содействие профессиональному становлению, трудоустройству и развитию экономической состоятельности выпускников учреждений профессионального образования региона.

This article gives us the measures realization data for the regional purpose programmes of the Kemerovo region being directed to the assistance of the professional and labour becoming as well as the developing of the economical being of the regional professional establishments graduates.

В последнее время тема инвестиций в развитие человеческих ресурсов особенно актуальна. И это понятно: государство отказалось от монополии на производство кадров. Не только зарубежный опыт, но и практический на местах в родном отечестве заставляет осознать реальность формирования своих собственных рынков труда и образовательных услуг и необходимость заботы о регулировании на них естественных процессов – спроса и предложения. По мнению губернатора Кемеровской области Амана Гумировича Тулеева, система обучения и подготовки кадров должна быть ориентирована на потребности экономики региона. Прошедшие десять лет экономика Кузбасса в поступательном движении. Ведущая отрасль региона – угольная промышленность. Она динамично развивается. В области введены в строй 42 новых угледобывающих предприятия, открыто 18000 новых рабочих мест, производительность труда выросла более, чем в полтора раза. Примечательно, что в области внедряется технология промышленной добычи метана из угольных пластов. Успешно развивает-

ся в Кузбассе и вторая по значимости отрасль – металлургия: по выпуску ферросплавов регион - на первом месте, по выплавке стали – на третьем, по металлопрокату – на четвертом. Селяне области производством зерна закрывают нужды Кузбасса. Среди развивающихся направлений человеческой деятельности крепким ростком пробивается новый сектор рынка – туризм. Но ко всему крепнущему в экономике индустриального региона нужно приложить еще и кадровые ресурсы. И администрация области уделяет этому вопросу самое пристальное внимание. Следует заметить, что далеко за своими пределами Кемеровская область также известна опытом социальных практик, льгот и гарантий, и они являются точкой опоры, залогом социальной стабильности жизни молодежи, одной из самых незащищенных категорий населения.

Отдельно нужно сказать о роли и значимости региональных инициатив в создании системы профессионального становления и содействия трудоустройству выпускников учреждений профессионального образования. Важным фактором профессионального становления молодежи стали региональные программы. Они объединили усилия разных структур – властных, образовательных, общественности. В Кузбассе внедрены несколько программ областного масштаба, оказавших существенное влияние на развитие экономической самостоятельности молодежи, повышение ее конкурентоспособности и социальной защищенности. Основные цели государственной молодежной политики еще в 2000 году определил закон области № 98-03 “Об общих принципах осуществления государственной молодежной политики в Кемеровской области”. Он на законодательном уровне установил приоритет молодежной политики в социально-экономическом развитии региона – необходимости создания условий для социализации, профессионального, культурного, духовного и физического развития молодежи, реализации ее потенциала при обеспечении прав и свободы.

Факты представления социальных проектов области на таких крупных российских выставках и форумах, как “Современная образовательная среда” (г. Москва, 2003г.; 2005г. – выставка “Где работать”), международной выставки “Учсиб-2006” (г. Новосибирск), Кузбасской специализированной выставке “Образование. Карьера. Занятость.”, отмеченные высокими наградами конкурсного жюри, свидетельствуют о признании общественности, о положительном примере для других того, как надо заботиться о подрастающем поколении и развитии его потенциала.

По отзывам участников выставок, опыт реализации областных программ, направленных содействие профессиональному становлению, трудоустройству, адаптации на рынке труда выпускников учреждений профессионального образования, на развитие предпринимательских инициатив молодежи следует тиражировать в федеральном масштабе.

Среди мероприятий Кемеровской области, оказавших влияние на социальную защищенность молодежи, повышение ее конкурентоспособности отдельно стоит сказать о региональной целевой программе “Трамплин”. Несмотря на то, что ее финансирование прекращено в 2003 году, она жива и поныне находит отражение в местных программах обучения трудоустройству выпускников с помощью таких дисциплин, как “Навыки эффективного поведения на рынке труда”, “Конкурентоспособность на рынке труда”, а также других программ того же назначения.

Программа “Трамплин” реализована в рамках партнерства Департамента международного развития Правительства Великобритании, Администрации Кемеровской области, Департамента федеральной государственной службы занятости населения по Кемеровской области. На самом деле, в ее внедрение были вовлечены многие социальные институты и структуры на территории области. Цель программы - научить человека делать правильный профессиональный выбор, развить навыки, необходимые для его конкурентоспособности. Это, прежде всего, навыки общения и самопредставления, управления своими ресурсами. В задачи программы входило обучение исследованию рынка труда, эффективному поведению на нем, разработке и внедрению бизнес-идей. Кроме того, участники должны были научиться грамотно составлять резюме и другие документы, необходимые во время поиска работы и трудоустройства. Примечательно, что обучение велось в режиме тренинга и становилось увлекательной и одновременно полезной игрой для всех его участников. Еще одна отличительная особенность программы – мультипликативный эффект: сначала обучили психологов, преподавателей, профессиональных консультантов, они в свою очередь обучали других преподавателей, социальных работников, и все вместе понесли знания в массы. Интересна технология реализации программы: по инициативе и по распоряжению губернатора для ее руководства был создан координационный областной совет. В городах области соответственно заработали свои координационные советы. Таким образом, в мероприятия программы были вовлечены все города и районные центры. Всем миром,

так сказать осваивали грамотность трудоустройства и предпринимательской деятельности. Работа была живой, интересной. Своевременно её подкрепили методическими основами: для преподавателей и обучаемых были изданы специальные пособия, а с помощью специальных брошюр распространили опыт тех, кто в течение первых двух лет достиг значительных успехов. Только за первый год работы программы свыше 500 безработных молодых людей и несколько тысяч студентов, выпускников УПО стали востребованными в фирмах, учреждениях и предприятиях области.

В качестве примера внедрения региональной программы “Трамплин” на местах можно привести факт разработки на ее основе муниципальной программы “Трамплин” сотрудниками регионального учебного консультационно-методического центра профориентации и содействия трудоустройству выпускников (РУКМЦПСТВ) “Карьера” (ГОУ ВПО “Сибирский государственный индустриальный университет”) совместно со специалистами ГУ Центр занятости населения г. Новокузнецка. Муниципальный вариант программы был реализован в 2003 году, благодаря поддержке городского Совета народных депутатов. Результат действия программы “Трамплин” в Новокузнецке – подготовка к успешным действиям, трудоустройству и адаптации на предприятиях местного рынка труда более 70 безработных выпускников разных учреждений профессионального образования.

Показательна технология внедрения следующей региональной целевой программы, разработанной по инициативе губернатора области – “Содействие профессиональному становлению выпускников учреждений профессионального образования Кемеровской области на 2005 – 2010 годы”. Целый год творческая группа, в которую входили работники Департамента федеральной государственной службы занятости населения по Кемеровской области, Департамента промышленности АКО, труда, социальной защиты населения, члены научного совета по проблемам развития региона при губернаторе Кемеровской области, специалисты по маркетингу, представители таких вузов, как Сибирский государственный индустриальный университет, Кемеровский государственный университет, ГОУ “Кузбасский региональный институт развития профессионального образования”, Кемеровского областного центра профессиональной ориентации молодежи и психологической поддержки населения, профсоюзных организаций Кузбасса, Кузбасского отделения Российского союза промышленников и предпринимателей под руководством Департамента науки и профессионального образования работали над программой. В 2005 году она

стала областным законом. Ключевые задачи программы сконцентрированы по 8 основным направлениям, приведенным на рисунке 1.



Рисунок 1 – Основные направления РЦП “Содействие профессиональному становлению выпускников учреждений профессионального образования Кемеровской области на 2005 – 2010 годы”

В результате реализации программы должна быть создана оптимальная областная система содействия профессиональному становлению студентов и выпускников учреждений профессионального образования. Для этого разрабатывается комплекс образовательных, организационных, информационных и социальных мероприятий, осуществляется мониторинг молодежного рынка труда и прогноз потребности в выпускниках определенного направления подготовки специалистов, создается сеть специализированных структур содействия трудоустройства молодежи, тиражируется технология трудоустройства, распространяется обучение основам предпринимательской деятельности выпускников. Все это ведет к повышению результативности инвестиций в развитие человеческих ресурсов. Эффективность программы можно проследить хотя бы по одному из самых больших ее

разделов “Развитие региональных центров трудоустройства выпускников

как структурно-функциональной основы областной системы содействия профессиональному становлению выпускников учреждений профессионального образования”. За три года реализации мероприятий программы только сотрудниками РУКМЦПСТВ “Карьера” выполнен значительный объем работ:

- Разработаны и изданы первые в Российской Федерации полные учебные пособия для преподавателей и студентов по технологии самопоиска работы, трудоустройства, адаптации на рынке труда и планированию карьеры: “Основы планирования профессиональной деятельности. Методы обучения”, “Планирование профессиональной деятельности и карьеры”. Авторы первого пособия стали лауреатами федерального конкурса на лучшую научную книгу среди преподавателей высших учебных заведений в номинации “Психология и педагогика”. Комплект данных пособий занял первое место в областном конкурсе учебников в номинации “Социально-гуманитарные науки”; осуществлены два выпуска межвузовского информационного бюллетеня “Сибирский профессиональный потенциал” о лучших выпускниках учреждений профессионального образования юга Кузбасса, наполненные также аналитическими материалами о возможностях профессионального продвижения молодых специалистов на предприятиях г. Новокузнецка;
- Подготовлено более ста преподавателей УПО Кемеровской области для обучения технологии трудоустройства молодежи;
- Обучено самопоиску работы и трудоустройства более 50 безработных выпускников УПО;
- Модернизирована информационная система содействия профессиональному становлению выпускников УПО в варианте “Кузбасс - Юг”;
- Осуществлена подготовка 85 студентов Сибирского государственного индустриального университета по основам “Малого бизнеса”;
- Проведены социологические исследования “Молодежь и карьера: оценка студентами СибГИУ готовности к профессиональной самореализации”; “Анализ профессиональных и жизнен-

ных ориентиров студентов старших курсов Сибирского государственного индустриального университета”;

Программа пока не завершена, но каждый год закономерно встает вопрос об отдаче вложенных средств. Экономисты наверняка могут посчитать эффективность любых инвестиций. Например, показательно, что только сотрудниками РУКМЦПСТВ “Карьера” совместно с социальными партнерами освоено по региональной программе с 2007 по 2007 год 1 миллион 880 тыс. рублей из областного бюджета. А инвестиции в ту же систему содействия трудоустройству выпускников с помощью привлеченных центром средств составили 3 миллиона 829,4 тыс. рублей. И все это –направленно на оптимизацию молодежной занятости, социальную защищенность выпускников, воспроизводство кадрового потенциала региона. Хотя можно ли измерить экономическими категориями самодостаточность специалиста, радость творческого труда, чувства заботы и поддержки, желания работать для лучшего Завтра?

УДК 378.147

В.В. Стерлигов, Т.А. Михайличенко, А.Е. Корочкин

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет» г. Новокузнецк

ФОРМИРОВАНИЕ ИНЖЕНЕРНОГО МЫШЛЕНИЯ У СТУДЕНТОВ ТЕХНИЧЕСКИХ ВУЗОВ

Рассматривается проблема формирования у студентов технических вузов инженерного мышления. Отмечается, что эта проблема в новых социально-экономических условиях должна решаться в двух аспектах: реконструкция деятельности преподавателя в техническом вузе и целей обучения.

The problem of forming the engineering thinking for students of technical specialities is discussed. As noted the mentioned problem should be solved taking into account the transformation of lecturer's activity as well as the changes of goal of the teaching process.

Двадцать лет назад в одной из центральных газет тогдашнего СССР была опубликована статья о лауреате государственной премии, академике, заслуженном деятеле науки и техники, который был польщен, когда его в одном зарубежном журнале назвали просто: “Инженер такой-то”. При этом в слово “ инженер “ был вложен его первоначальный смысл.

Слово “инженер“ произошло от латинского “ingenium“ – способность, изобретательность, ум, образованность, знания... Между тем, современные толковые словари в понятие инженера вкладывают несколько иной смысл, например: “Специалист с высшим техническим образованием“ (см. “Словарь русского языка” С.И. Ожегова).

К сожалению, такая подмена понятий зачастую приводит к тому, что мы совершенно спокойно реагируем на табличку на двери кабинета “Инженер по кадрам”. Табличка должна быть другая: “Инспектор по кадрам“. Ведь инженер – это субъект, способный организовать работу агрегата, управлять процессом, производством, а самое главное – обладать способностью изобретать новое

Нам представляется, что обсуждаемая проблема, по сути, сводится к выявлению причин, которые превратили субъекта, обладаю-

щего определенным складом ума и его особенностями, а именно, способностью к техническому творчеству, новаторству, изобретательству, в лицо, получившее в силу тех или иных жизненных обстоятельств высшее техническое образование.

Способность к техническому, как, впрочем, и к любому другому творчеству, должна формироваться специальными приемами и методами обучения. В частности, должны использоваться дидактические системы, позволяющие достичь хотя бы третьего уровня обучения – решения нетиповых задач на основе изученных способов. Однако, применяемые в настоящее время дидактические системы реализуют лишь второй уровень усвоения знаний – решение типовых задач, воспроизведение изученного материала.

Между тем, реалии развития металлургического производства в России, как и в Кузбасском регионе, требуют от инженерно-технического персонала высокого профессионализма в реализации программ технической и технологической реконструкции и модернизации, реструктуризации отдельных подразделений и целых производств. Эти программы, в последние годы активно проводимые в жизнь на металлургических предприятиях города Новокузнецка и, безусловно, привлекательные с инвестиционной точки зрения, должны обеспечить металлопродукции старейших металлургических предприятий страны конкурентоспособность на мировом рынке. И если уровень и качество менеджмента на современных металлургических предприятиях достаточно высоки, то нехватка квалифицированного технологического персонала начинает остро ощущаться на многих ведущих металлургических предприятиях.

Таким образом, современная экономика требует нового, более прагматичного и целенаправленного подхода к проблеме обучения инженера. Технический университет должен готовить не простых исполнителей, способных контролировать, управлять и руководить каким-то технологическим процессом или агрегатом, но быть технически и морально подготовленными к инновационной и реконструктивной деятельности. При подготовке таких специалистов преобладающую роль в образовательном процессе должна играть специальность, т.е. студента нужно учить тому, ради чего он пришел в вуз, при этом основной задачей всех структурных подразделений учебного заведения (деканаты, общеобразовательные и выпускающие кафедры, учебно-методические подразделения, библиотека) должно быть обеспечение правильного методологического подхода к процессу обучения.

Эта задача может рассматриваться в двух аспектах:

1. Аспект концепции деятельности преподавателя в вузе.
2. Аспект концепции целей обучения.

Первая проблема связана с необходимостью коренного изменения в отношении деятельности преподавателя в учебном заведении: требуется уйти от простой передачи информации. В первую очередь это касается самых традиционных форм образовательного процесса – лекций, практических занятий и др. И это возможно лишь при переходе к более высоким дидактическим системам, что потребует, весьма вероятно, дополнительного финансирования и смещения акцентов в образовательной деятельности.

Другая сторона проблемы – изменить подход к цели обучения: необходимо уйти от простого накопления знаний в процессе обучения к приобретению навыков и умений, которые составляют содержание будущей профессиональной деятельности, и в то же время основаны на прочных знаниях по избранной специальности. А это возможно лишь при ассимиляции учебного процесса и реального производства. Наблюдаемая же в последнее время тенденция сокращения контактов «будущий инженер - реальное производство» (сокращение, к примеру, всех видов практики) отнюдь не способствует решению поставленной задачи.

Обе указанные выше проблемы, безусловно, связаны между собой, и их решение требует привлечения всех методических средств и возможностей вуза как на этапе обучения, так и на этапе контроля полученных знаний.

Современная концепция образования, разработанная Министерством образования и науки и утвержденная Государственной Думой Российской Федерации, предполагает двухступенчатую систему подготовки инженерных кадров (бакалавриат – магистратура). До этого действовал закон, в соответствии с которым вуз имел право выбирать систему обучения: монолитную (подготовка специалистов) или уровневую (подготовка бакалавров и магистров).

Предполагается, что внедрение этой образовательной концепции позволит российским вузам приобщиться к Болонскому процессу. Не вдаваясь в подробности критики ряда весьма авторитетных российских специалистов в области образования (проф. В.А. Сухомлин, проф. В.П.Тихомиров и др.) в отношении практически уже проведенной реформы образования, отметим лишь, что она, по сути, не предусматривает возможности подготовки специалистов.

На этапе обучения основная задача преподавателя – разработка методического обеспечения активной самостоятельной работы студентов, позволяющей реализовать, как минимум, третий уровень ус-

воения знаний. Каковы реалии и возможности у преподавателя в этом направлении?

Реализация Болонского процесса в европейских странах на практике осуществляется и поддерживается финансированием в рамках таких национальных программ, как «Электронная Болонья», «Обучение на протяжении всей жизни» и др. В результате осуществления этих программ в европейских университетах достигнуто почти стопроцентное использование интегрированных сред электронного обучения, массовое производство сложных образовательных ресурсов. При этом параллельно ведется методологическая работа по созданию новых стандартов поддержки образовательных процессов, компоновки электронных образовательных курсов, различных параметров оценки качества обучения и др. дидактических разработок.

Однако, в России в настоящее время эта сторона деятельности преподавателя не имеет подтвержденной законодательно государственной поддержки и почти полностью зиждется на личном энтузиазме преподавателя, его личных морально-этических качествах, ответственности перед студентами и обществом, а также в большой степени зависит от его интеллекта, образованности, общего уровня культуры и способности к инновационной деятельности и никак не стимулируется материально. В связи с этим, по-видимому, необходимо сформировать минимальный набор требований к преподавателю, способному по-новому излагать образовательный контент, уходя от стандартного подхода, основанного на простом суммировании накопленных знаний, закрепить его законодательно и обеспечить материальными ресурсами, ибо без этого все действия бессмысленны. Соответственно, процесс обучения должен сопровождаться использованием электронных учебников, интернет-технологий, решением ситуационных задач на практических занятиях и других высокоэффективных образовательных технологий. Основное же требование при проведении контрольных мероприятий – это не простое воспроизведение ответа или решение стандартной задачи, а его проектирование (конструирование, моделирование, изобретение).

Таким образом, для повышения эффективности и качества образования не достаточно перехода на двухуровневую систему образования, а необходим тщательный мониторинг потребностей современного производства, научных достижений в области металлургии, машиностроения и других пограничных отраслей, тенденций и перспектив в мировой металлургической науке и разработка на этой базе новых образовательных программ с привлечением последних достижений дидактики.

УДК 378.147:[811:004]

Е.Г. Оршанская

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

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ОБУЧЕНИИ ИНОСТРАННОМУ ЯЗЫКУ В ВУЗЕ

Рассмотрены возможности применения информационных технологий в процессе организации обучения студентов вуза иностранным языкам. Выделены достоинства и приведены основные характеристики электронных средств обучения.

Possibilities of using information technologies in the organization process of teaching students foreign languages are considered. Their advantages are defined and the main characteristics of electronic teaching aids are given.

Одним из способов повышения качества изучения иностранного языка в вузе является разработка и внедрение новых технологий в образовательный процесс. В настоящее время важную роль играют современные способы передачи информации, использование новых форм образования с применением компьютерных сетей, переход от распространения научно-технической и нормативной информации, в основном, на бумажном носителе (журналы, препринты, научно-технические отчеты) к представлению этой информации в электронной форме. Постоянно увеличивается применение электронной почты для обмена информацией и расширяется сфера использования глобальной сети Интернет в образовании [1]. Имеющиеся в наличии усовершенствованные технологии позволяют оперативно и качественно воспользоваться информацией в своих целях, находиться в выигрышной ситуации. Работать с данными технологиями могут соответствующим образом подготовленные высококвалифицированные специалисты, обладающие определенными умениями, а именно:

- гибко адаптироваться к меняющимся жизненным ситуациям;
- самостоятельно приобретать необходимые знания и применять их на практике;
- самостоятельно критически мыслить;

- видеть возникающие в реальной действительности проблемы и, применяя современные технологии, искать пути их рационального решения;

- грамотно работать с информацией;
- стремиться совершенствовать собственный культурный уровень.

Студенты с помощью данных технологий получают информацию, новые методы обучения, средства и методы поиска и управления знаниями. В этой связи наибольший интерес представляет дидактическая реализация информационных образовательных технологий, которые дают дополнительные возможности для осуществления обучения иностранному языку в вузе [2].

Для решения проблем информатизации процесса обучения необходимы разработка и использование новых форм и средств образовательной деятельности и оптимальное их сочетание с традиционными компонентами учебного процесса. Речь в данном случае идет об электронных средствах обучения, обеспечивающих наглядное и образное предъявление информации, высокую скорость ее распознавания. Наиболее эффективными электронными средствами являются электронные учебники (учебные пособия), электронные библиотеки и Интернет.

Достоинства использования электронных средств обучения:

- наглядность, обеспечивающая осознанность и осмысленность воспринимаемой учебной информации, формирование представлений и понятий;

- компенсаторность, облегчающая процесс обучения и способствующая достижению цели с наименьшими затратами сил и времени;

- адаптивность, обеспечивающая поддержание благоприятных условий процесса обучения, организацию демонстраций, самостоятельных работ, преемственность знаний;

- интегративность, позволяющая рассматривать объект или явление как в целом, так и его части.

Требования, предъявляемые к созданию электронных средств обучения:

- информативность, обеспечивающая представление определенной информации с помощью средств обучения;

- дополнительное использование нетекстового оформления (анимация, аудио, видео, графика);

- обязательная проверка усвоения полученных знаний (чаще

всего осуществляется с помощью тестирования).

Электронный учебник (учебное пособие) содержит структурированную информацию по иностранному языку, выполняет корректирующую и тестирующую функции с целью определения степени усвоения обучаемым изученного материала [3]. Электронное учебное пособие отличается от традиционного по:

- форме представления учебной информации;
- способам поиска информации (имеется обширная информационно-справочная база);
- методам контроля знаний (применяется тестирование).

Рассматриваемая обучающая система должна соответствующим образом реагировать на результат, достигнутый студентом в процессе усвоения знаний. Например, дать совет перечитать ранее пройденный материал, указать ссылки на дополнительную литературу и т.д. Использование электронного учебного пособия позволяет эффективно организовать непрерывный процесс изучения дисциплины (обычно студент не допускается к изучению следующего блока дисциплины, пока не освоит материал предыдущего). Предоставляется возможность своевременного внесения изменений в содержание.

Представление учебной информации с целью уменьшения трудности восприятия с экрана компьютера текстов больших объемов может быть реализовано в двух режимах обучения: текстовой (усовершенствованный аналог книги) и звуковой (аналог проиллюстрированной лекции или учебного видеофильма). В текстовом режиме материал проиллюстрирован разнообразной графической информацией (схемами, графиками, диаграммами, картами, фотографиями, анимацией, видео). В звуковом режиме воспроизводится дикторский текст, графический материал подобран таким образом, чтобы концентрировать внимание пользователя на наиболее важных аспектах изучаемой темы и иллюстрировать излагаемый материал.

Система поиска информации основана на структурировании всей информации. Возможен поиск по разделам, темам, иллюстрациям, набору ключевых слов.

Контроль знаний осуществляется с помощью тестирования, использование которого обеспечивает объективность получаемых результатов, полноту охвата материала, включение элементов обучения в процесс тестирования и возможность повторного тестирования. Для реализации элементов обучения тестируемый информируется о правильности ответа на каждый вопрос, после прохождения тестирования выдается список плохо изученных тем. Тестирование можно

пройти либо по выбранной теме, либо по всему курсу. По окончании тестирования выставляется оценка.

При изучении иностранного языка в зависимости от степени подготовленности студентов целесообразным является разделение электронных учебных пособий по уровням:

- начальный уровень (студент получает сведения об основных фонетических, лексических и грамматических явлениях овладеваемого языка, осуществляется обучение и коррекция умений, связанных с выполнением аудирования, говорения, чтения, письма);

- основной уровень (включает весь базовый курс, содержит задания для самостоятельного выполнения, электронные практические задания);

- продвинутый уровень (предполагает углубленное изучение материала, содержит дополнительные материалы по основным разделам базового курса, включающие аутентичные тексты из иностранных научных журналов, учебных пособий, монографий, текущей периодики, изучение которых позволит студенту овладеть профессионально значимой лексикой на изучаемом языке, умениями рассказывать о своей профессиональной деятельности и общаться с коллегами на иностранном языке).

Электронная библиотека предполагает накопление, хранение и предоставление информационных ресурсов в соответствии с полномочиями пользователей и на условиях, определяемых учебным заведением [4]. Функция электронной библиотеки - накопление и реализация в учебном процессе разнообразного учебно-методического обеспечения для использования его в режиме on-line.

Электронная библиотека имеет электронный каталог, который может содержать такие разделы, как:

- учебники, книги, брошюры, отчеты о НИР, монографии, диссертации, статьи, лекции (текстовые материалы);

- графические иллюстрации;

- презентации, слайды;

- аудио- и видеозаписи лекций;

- учебные компьютерные программы;

- практикумы и тесты.

Достоинством использования электронной библиотеки является снижение для студентов организационно-финансовых трудностей, которые они могут испытывать при применении цитированной литературы по изучаемой дисциплине.

Еще одним средством обучения иностранным языкам является

Интернет, представляющий собой определенный массив разнообразной информации, обеспечивающий возможность поиска и использования данной информации. Интернет также можно рассматривать как форму активного взаимодействия студента и преподавателя [5].

Основные характеристики Интернета как средства обучения:

- интерактивность (взаимодействие всех участников обучения друг с другом и с сетевыми информационными ресурсами, поддерживаемое на техническом и методическом уровнях);

- информативность (насыщенность среды информацией, организованность и удобство пользования данной информационной средой посредством специальных технологических приемов);

- открытость (доступ к информационным сообщениям и общение с другими участниками процесса обучения в удобное для них время);

- оперативность (высокая скорость обмена информацией, возможность контролировать процесс обучения, поддерживать обратную связь со студентами, регулярно обновлять информацию, при необходимости быстро корректировать ее);

- интегративность (возможность объединения данной среды с системой вузовского образования на уровнях содержания и организации).

Достоинства использования Интернета как средства обучения:

- доступ к информации;

- возможность преобразования информации;

- проведение учебных занятий.

Учитывая изложенное, можно сделать вывод о том, что использование информационных технологий в процессе изучения иностранного языка в вузе является одним из способов интенсификации методов обучения, оказывает положительное воздействие на скорость и прочность формируемых умений, способствует развитию и поддержанию интереса к овладеваемому языку и культуре. Однако применение данных технологий должно быть педагогически целесообразно. Для их успешной реализации необходимы поиск соответствий системы обучения и языкового материала, предусмотренного программой учебной дисциплины, учет уровня подготовленности и интересов студентов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Новые педагогические и информационные технологии в системе образования: учеб. пособие для студентов педагогических вузов и системы повышения квалификации педагогических кадров / Под ред. Е.С. Полат. – М.: Академия, 1999. – 224 с.

2. Современные теории и методы обучения иностранным языкам: материалы второй международной научно-практической конференции «Языки мира и мир языка» / Научн. редактор В.И. Осипов / Моск. акад. экон. и права. – М.: Экзамен, 2006. – 381 с.

3. Максимов Г.Н. Электронный учебник – что это? / Г.Н. Максимов, А.В. Вишняков, Ю.И. Капустин // Открытое образование. – 2002. – № 2. – С. 19–22.

4. Курчинский Д.Н. Электронная библиотека – как основа корпоративной информационной системы / Д.Н. Курчинский, Д.З. Палей, В.Н. Смирнов // Открытое образование. – 2001. – №3. – С. 55-59.

5. Титарев Д.Л. Технологии Интернет-образования / Д.Л. Титарев, А.Н. Феданов, А.П. Медведев // Открытое образование. – 2002. – №5. – С. 18-25.

УДК 504.062

И.В. Ноздрин

НПФ «Полимет», г. Белово

РЕШЕНИЕ ВОПРОСОВ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ И ВТОРИЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ ПРИ ПОДГОТОВКЕ ИНЖЕНЕРОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ «МЕТАЛЛУРГИЯ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ»

В работе на примере подготовки студентов кафедры «Металлургии цветных металлов и химической технологии» показана возможность решения вопросов использования вторичного сырья – карбонатных цинксодержащих шламов от производства искусственного волокна.

In activity on an example of training of the students the capability of the solution of problems of use of secondary raw material - zinc offered from production of an artificial filament is shown.

Отрасли цветной металлургии в отечественной промышленности относятся к одним из наиболее динамично развивающихся в течение последних десятилетий. Однако, несмотря на использование новых высокопроизводительных и ресурсосберегающих технологий наблюдается значительный рост себестоимости выпускаемой продукции. Это связано с ростом основных статей производственных затрат: сырья, энергоносителей, транспортных расходов. Кроме того, постоянное улучшение качества жизни приводит к увеличению стоимости трудовых ресурсов. Такие же тенденции характерны и для других стран, что связано с глубокой интеграцией экономик различных стран. Тем не менее, ежегодный прирост потребления продукции по всем техническим цветным металлам в несколько раз опережает рост мировой экономики. С увеличением потребления усиливается значение фактора повторного использования материалов. В наиболее развитых странах рециклингу подвергается до 60 % алюминия, 50% цинка и 80% свинца. В отечественной практике эти цифры меньше в 2-3 раза. Это обусловлено недостатками как законодательной базы, так и действующих технологических процессов. Увеличение использования вторичных ресурсов позволит не только получить значительный экономический эффект, но и существенно снизить влияние накапливаемых в огромном количестве отходов, зачастую

весьма опасных, на окружающую среду.

Важную роль в решении поставленной проблемы играет подготовка инженерных кадров, способных не только ориентироваться в проблемах переработки вторичных ресурсов, но и самостоятельно решать задачи, связанные с проблемой утилизации отходов производства. В данной работе на примере подготовки студентов в 2007-08г.г. на кафедре «Металлургия цветных металлов и химической технологии» Сибирского государственного индустриального университета показана возможность решения технологических задач по разработке процессов утилизации цинксодержащих карбонатных шламов от производства вискозного волокна ОАО «Сибволокно» (г. Зеленогорск Красноярский Край). Работа выполнялась группой из 2-х студентов. Одна работа посвящена анализу шламов и разработки способа подготовки его к переработке, вторая - переработке подготовленных материалов вельцеванием в рамках действующего цинкового завода. В связи со сложностью задачи и большим объемом, часть работы была выполнена в рамках курсовых проектов по специальности. Окончательные результаты работы были изложены в дипломных проектах и защищены перед государственной аттестационной комиссией. Необходимо отметить, что выполнение данных проектов стало возможным благодаря внесению в учебный план специальности в 2007г. двух новых курсов по технологии тяжелых и вторичных цветных металлов.

Характеристика шламов ООО «Сибволокно».

ООО «Сибволокно» расположено в г. Зеленогорске Красноярского Края. Данное предприятие проектировалось и строилось с 1970 г. В ноябре 1980 г. была запущена 1-я очередь производства. Максимальная производительность предприятия достигала 60 т вискозного волокна в сутки. С 2004г. предприятие не работает, оборудование на 70% демонтировано, что делает невозможным возобновление производства. Основной продукцией предприятия являлось высокомодульное вискозное волокно, что предъявляло более высокие требования к качеству исходных материалов, чем для производства кордной нити, а технология имела ряд особенностей. Для стабилизации волокна использовались растворы с более высоким содержанием сульфата цинка. Средний расход в перерасчете на цинк составлял 42 кг на тонну волокна. Отработанные растворы нейтрализовались известковым молочком с осаждением цинка в виде кальциевых гидрокарбонатов. Кроме того, в технологии утилизации и очистки сливных растворов использовалась биологическая очистка сточных вод, что привело к отсутствию в отходах предприятия свободного углерода – остатков

вискозного волокна.

Цинксодержащие шламы из цеха очистки сточных вод по шламопроводу поступали в 2 шламонакопителя, расположенные на расстоянии 1,2 км от территории предприятия. По данным технического отчета за время работы предприятия с 1981 г. по 2004 г. в шламонакопители было подано 1760000 м³ сточных вод с содержанием цинка 14-15 г/л, при влажности 90% и удельном весе 1,28 г/л, что соответствует общему содержанию цинка в шламонакопителе около 25000 тонн по цинку. В справке, подписанной директором предприятия по производству в мае 2005г., приводится цифра около 20000 тонн.

В 1991 г было выполнено детальное обследование шламонакопителей. При этом было установлено, что шлам имеет следующий состав, %: цинк – 22,6; сера – 8,85; кремнезем – 5,37; оксид кальция – 7,16; оксид магния – 1,23. Расхождение в данных по содержанию цинка в пробах шлама находится в пределах 18÷27%. Были рассчитаны эксплуатационные запасы, которые при влажности шлама 80-95% составили 540-550 тыс.м³ (насыпной вес 1,4 г/см³) или 95 тыс.т сухого шлама, в котором содержится 21555 тонн цинка.

В 2004-2005г.г. с поверхности шламособорника был отобран ряд проб (с обезвоженной части). Анализы показали, что содержание цинка в шламе находится в пределах 15-38%. По всей видимости, содержание цинка в осадках шламособорника колеблется от 15 до 40%. Это подтверждается результатами исследований, проводимых в 1991 г. Следует отметить, что все пробы не содержат остатков вискозного волокна.

Анализ данных техотчета, объёма шламонакопителей, химанализа шламов, показывает, что достоверно можно считать, что в шламах ОАО «Сибволокно» накоплено не менее 25 тыс. т цинка, а процентное содержание цинка в шламах в среднем составляет 23%.

Подготовка шламов к переработке.

При разработке мероприятий учитывалось, что шламы находятся в действующих гидротехнических сооружениях подконтрольных органам Ростехнадзора. Были разработаны рекомендации по разработке проекта организации работ, без утверждения которого выемка материалов для дальнейшей переработки юридически невозможна.

В качестве основной технологической операции после анализа свойств отходов и рекомендаций, имеющихся в литературе, выбрана сушка при температуре 750-800°С во вращающейся трубчатой печи. Такая «высокая» для традиционных процессов сушки температура

обусловлена необходимостью удаления из материала кристаллогидратной влаги и выгорания органики - остатков вязких волокон. Данная особенность процесса определяет необходимость использования футерованной печи. Применение температуры выше рекомендованной влечет за собой неизбежные потери цинка в виде возгонов и необходимости сложной системы газоочистки.

Выемка шлама из шламонакопителя производится гусеничным экскаватором, оборудованным перфорированным ковшом. Шлам имеет влажность 65 %, поэтому сразу его отправлять на сушку не рекомендуется, так как избыток жидкости будет выделяться на поверхности кусков, что способствует их слипанию. При сушке и обжиге такого материала образующийся на поверхности материала «черепок» блокирует удаление влаги. В связи с этим необходимо частичное обезвоживание шлама, на специальной площадке, где он находится около 30 дней, при регулярном рыхлении. Влажность шлама после естественной сушки составляет около 40 %. Затем обезвоженные шламы доставляют на переработку.

Для сушки шлама используют барабанную сушилку, представляющую из себя стандартный прокалочный футерованный шамотным кирпичом барабан. Материал поступает в сушилку через питатель-дозатор. И движется навстречу сушильным газам, получаемые сжиганием в топке жидкого топлива. Сушилка работает по принципу противотока движения материала. Высушенный материал из камеры направляется в бункер, отработанные газы поступают в циклон-пылеотделитель, откуда через вытяжную трубу отводятся в атмосферу. Высушенный охлажденный шлак отправляется на дальнейшую переработку. Получаемый в результате высокотемпературной сушки продукт по химическому составу и морфологии схож с материалами, которые весьма успешно перерабатываются без предварительной обработки в стандартном технологическом процессе отечественных цинковых заводов - карботермическом восстановлении во вращающихся трубчатых печах (вельцевании).

Вельцевание цинковых шламов.

Данный процесс является стандартным в технологии производства цинка и служит для извлечения металла из продуктов выщелачивания цинковых концентратов. Сущность процесса состоит в том, что поступающий материал смешивают с коксиком и при температуре 1200-1300°C, исключаяющей плавление материала, которая создается за счет сгорания углерода коксика, перемешивают шихту для равно-

мерной газификации коксика и отгонки цинка по всей массе шихты. Благодаря сильно развитой межфазной поверхности взаимодействующих веществ и тесному контакту восстановителя с восстанавливаемыми фазами при участии активного СО в момент его образования, а также благодаря отводу продуктов реакции из зоны протекания процессов восстановления процесс протекает достаточно интенсивно.

Сохранение до конца процесса восстанавливаемого материала в твердом состоянии исключает растворение остаточных цинкосодержащих фаз в общей массе материала. Поэтому вельцевание позволяет достичь низких остаточных концентраций цинка в перерабатываемом материале.

При вельцевании возгоны окисляются в непосредственной близости от поверхности шихты. Поэтому теплотраты на эндотермические реакции восстановления в значительной мере компенсируются тепловыделением при окислительных реакциях. Непрерывное перемешивание шихты и противоток газа и шихты во вращающейся печи обеспечивают хороший теплоотъем шихтой от футеровки печи и от газового слоя вблизи шихты, который разогрет за счет сгорания возгонов. Благодаря этому вельц-процесс требует сравнительно небольшого удельного расхода коксика.

В работе предложено использование подготовленных цинкосодержащих шламов от производства вискозного волокна путем частичной замены цинковых кеков (до 15%) и восстановителя – коксовой мелочи на антрацит (до 20%).

ВЫВОДЫ

1. При подготовке технических специалистов металлургических дисциплин требуется обязательно учитывать особенности развития современной металлургии – увеличение доли использования вторичного сырья и отходов производства.

2. На примере курсового и дипломного проектирования студентов специальности «металлургия цветных металлов» показана возможность вовлечения в оборот ценного цинкового сырья – шламов очистки сточных вод от производства искусственных волокон.

3. Предложенные решения позволяют получить не только значительный экономический эффект, но и снизить сырьевую зависимость цинковых заводов от поставщиков сырья. Особенно следует подчеркнуть направленность работ на уменьшение экологической нагрузки от воздействия современной технологии на окружающую среду.

УДК 811.111'374:622

О.А. Семина, Н.С. Клименко

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

СОЗДАНИЕ И РАЗВИТИЕ ГОРНОЙ ТЕРМИНОЛОГИИ

В статье рассматривается исторический аспект развития горной терминологии, ее связь с механизмом познания, ее особенности, структурные типы и количественный состав и особенности терминов.

The article deals with the historical aspect of mining terminology development, its structural types and quantitative features, structure, peculiarities of terms.

Термин (от лат. *terminus* – граница, предел) – слово или словосочетание, обозначающее понятие специальной области знания или деятельности. Термин входит в общую лексическую систему языка, но лишь через посредство конкретной терминологической системы (терминологии).

К особенностям термина относятся: 1) системность, 2) наличие дефиниции (для большинства терминов), 3) тенденция к моносемичности в пределах своего терминологического поля, т.е. терминологии данной науки, дисциплины или научной школы, 4) отсутствие экспрессии, 5) стилистическая нейтральность. Эти свойства термина реализуются только внутри терминологического поля, за пределами которого термин теряет свои дефинитивные и системные характеристики – детерминологизируется. Процессы детерминологизации (переход термина в общеупотребительную лексику) и терминологизации (переход общеупотребительного слова в термин) свидетельствуют о взаимопроникновении терминологической и нетерминологической лексики. Термины различных отраслей знания находят отражение в специальных терминологических словарях.

Лингвистическая терминология – это не просто список терминов, а семиологическая система, т.е. выражение определенной системы понятий, в свою очередь отражающей определенное научное мировоззрение. Возникновение терминологии вообще возможно лишь тогда, когда наука достигает достаточно высокой степени развития,

т.е. термин возникает тогда, когда данное понятие настолько развилось и оформилось, что ему можно присвоить совершенно определенное научное выражение. Не случайно важнейшим средством отграничения термина от нетермина является проверка на дефинитивность, т.е. решение вопроса, поддается ли термин строгому научному определению. Термин является частью терминологической системы, только если к нему применима классифицирующая дефиниция *per genus proximum et differentiam specificam* (через ближайший род и видовое отличие).

Поскольку система лингвистической терминологии является открытой системой, постоянно пополняющейся в силу необходимости отражения новых замеченных свойств и сторон объекта новыми монолексемными и полилексемными терминами, при моделировании этой системы желательно оказывать предпочтение мотивированным терминам, имеющим прозрачную смысловую структуру.

Жизнеспособность той или иной терминологической системы определяется в первую очередь ее упорядоченностью и последовательностью соотношения содержания и выражения. Терминологическая система, отвечающая этим требованиям, может пережить научное направление, ее породившее, и войти в современный метаязык данной науки.

Горная терминология – совокупность слов и словосочетаний, обозначающих понятия в области освоения недр Земли. Она выполняет функцию наименований предметов (вещей, явлений, процессов), отраженных в этих понятиях.

Появлению горных терминов предшествовал длительный период развития языковых систем и информационной символики в виде сменяющих друг друга пиктограмм, идеограмм, иероглифов, клинописи, алфавита. В клинописных текстах, например, установлено появление прообраза термина «нефть», в древне-греческих философских сочинениях закрепляются наименования отдельных руд, минералов, объектов горного производства и видов горных работ. В римский период появляются систематизированные описания минералов, способов производства горных работ и технических средств.

Формирование горной терминологии в терминосистему приходится на период расцвета горного производства в Центральной Европе (с 11-12в.в. до конца 16в.). В это время появляется единая горно-геологическая и горно-металлургическая терминосистема на немецком языке. Важнейшим стимулом для ее распространения послужило изобретение книгопечатания и издания книг по горному делу в Гер-

мании.

Первой работой по горной терминологии стала книга Г. Агриколы «О месторождениях и рудниках в старое и новое время», написанная в 1546г. Создание немецких горных терминов в этот период происходило на основе трех языковых источников: латинского языка (который отличается большими возможностями для точного описания явления и предмета), древнегреческого (краткость, стандартная структура, способность к обозначению абстрактных понятий) и современной Агриколе профессиональной речи саксонских горняков. При этом произошли изменения в значениях унаследованных (латинских и древнегреческих) терминов, повлиявших на будущую горную терминологию. Так, понятия «копи», «рудники» у Геродота (5в. до н.э.) обозначались термином «metallon» (ср. др. – греч. metalleno – выкапываю, добываю из земли). Позднее Платон обозначает собирательным термином «metalleia» любую руду. Агрикола отмечает многозначность термина «metalleia» и ставит на первое место его значение как обозначение металла. Так, в английском языке, образуется группа терминов с ключевым словом «металл». Например: metal (англ.) – металл, metallic (англ.) – металлический, metalliferous (англ.) – содержащий металл, металлоносный; metalescent (англ.) – с металлическим блеском; metalline (англ.) – металлический, содержащий металл; metalling (англ.) – металлизация; metallurgy (англ.) – металлургия; metallurgist (англ.) – металлург.

Уровень знаний средневековых саксонских горняков неизменно связывал процессы добычи полезных ископаемых с нахождением их в горах. Ключевым термином в немецком языке, а в последствии и в русском для обозначения рудников и процессов добычи становится «Berg» (гора). Вследствие этого образуется новое семейство терминов с корневым словом «горный». Например: Bergbau (горное дело, разработка месторождений), Bergbaugewinnungsmachine (добычная/выемочная горная машина), Bergbaukunde (горное дело/наука), Berge (пустая порода, хвосты обогащения), bergen (проводить горноспасательные работы), Berggut (минерал, полезное ископаемое, Bergmutter (материнская горная порода), Bergschwagen (воздух в горных выработках, не пригодный для дыхания), Bergstrecke (горный участок дороги), Bergzeichnung (маркшейдерский план, разрез). Характерно, что в этот период горная терминология во французском, итальянском, испанском, английском языках сохранила корневой латинский термин «mina» (рудник, жила) и на его основе было образовано семейство терминов, связанных с добычей полезных ископаемых. Например:

minerale (ср.-лат.) – mineral (фр.) – mineral (нем.) – mineral (англ.) – минерал, полезное ископаемое; mine (англ.) – рудник, шахта, добывать; miner (англ.) – шахтер, горнорабочий, горняк; mineralization (англ.) – минерализация, образование минералов), mineralography (англ.) – минералография, описание минералов, mining (англ.) – горное дело, разработка месторождений полезных ископаемых.

Этап создания горно-геологической терминосистемы на русском языке охватил период 18-конец 19вв. Основой его послужила немецкоязычная горная терминология, появление в России специализированных сочинений по горному делу и формирование системы горного образования в России. Большое значение для упорядочения русской горной терминологии имело создание специальных толковых словарей, в которых дефиниция устанавливала границы применения термина в соответствии с содержанием обозначаемого понятия. В 1841-43гг. в России издается первый отечественный «Горный словарь», содержащий 3850 терминов по горному делу, геологии, металлургии, а также химии, физике, механике, строительному делу и др. Важной особенностью этого словаря было наличие эквивалентов терминов на немецком и французском языках, а также введение местных региональных горных терминов (алтайских, уральских, забайкальских). Изданием этого словаря была создана первая в России и наиболее полная горная терминосистема, упорядоченная по алфавиту.

В конце 19в. горная терминология отделяется от геологической и развивается по отраслям: угольная, рудная, нефтегазовая. Характерной особенностью этого периода в России стало углубление содержания выделившихся локальных терминосистем (создание терминологии открытого способа разработки; введение терминов, относящихся к системам разработки, безопасности горных работ, гидромеханизации и т.д.). Это привело к резкому количественному росту терминов в области горного дела, упорядочение которых происходило в основном по отдельным отраслям в рамках издания специализированных учебников и монографий. Тенденцией современного этапа стала интеграция горной и геологической терминологии в единую систему (например, в «Горной энциклопедии»).

Образование терминов связано с механизмом познания. Механизм познания любого предмета включает возникновение в человеческом сознании определенного его отображения, классифицирование и формирование понятия, условной краткой (кодовой) формой выражения которого является термин: предмет реального мира → отображение в сознании и классифицирование → идеализация и формирование

понятия → термин. Поэтому основой для создания и развития любой терминологии является связь трех категорий: предмет (реалия) → понятие (определение) → термин (наименование). Предметы объективной реальности и соответствующие им понятия непрерывно развиваются, термины в значительной мере остаются неизменными.

В неявной форме терминосистемы содержатся в монографиях, отраслевых справочниках, учебниках; в явной форме терминосистемы представлены предметными указателями к книгам (закрытый, недефинированный вариант), тезаурусами, словарями, энциклопедиями, терминологическими стандартами, автоматизированными банками эталонной информации (открытый, дефинированный вариант). Высшим иерархическим уровнем горной терминологии являются государственные и международные терминологические стандарты по горному делу, а также терминоприложения к стандартам других видов.

Первой особенностью горной терминосистемы является ее логическое смыкание с геологической терминосистемой и наличие общей крупной терминологической области, содержащей понятийный аппарат объектов освоения недр Земли (природных минеральных тел и их свойств, явлений и природных процессов в недрах Земли и т.д.). Вторая особенность – политехнический характер горной терминологии, который отражает развитие орудий и средств горного производства и техники в целом.

Горная терминология включает термины, обозначающие предметы и их комплексы: природного (естественного) происхождения (руды, минералы, тела полезных ископаемых и т.д.) и искусственно созданные (горные машины, инструменты, приборы, сооружения); природные явления и процессы (рудообразование, миграция нефти и др.), искусственно вызванные природные явления (например, внезапный выброс угля в шахтах), искусственные процессы (бурение, крепление, взрывание и др.).

В русском языке горные термины представлены однословными структурными типами: простыми (непроизводными) словами (уголь, газ, нефть и др.), производными (кусковать, опробование и др.), сложными (месторождение, нефтегазопроявления и др.), а также словосочетаниями (продуктивный пласт, угольный комбайн и др.).

Современное состояние горной терминологии характеризуется полисемией и синонимией многих терминов, наличием жаргонных терминов, немотивированностью их формы, противоречивостью и неоднозначностью определений, нечеткостью границ понятий. В значительной мере это связано с отсутствием системных научных исследо-

ваний в области горной терминологии, а также длительным изолированным развитием крупных отраслей горного дела – угольной, рудной, нефтегазовой и др.

Терминологический консерватизм является одной из главных причин неупорядоченности (или частичной упорядоченности) систем горных терминов отдельной дисциплины, группы дисциплин или горного дела в целом. Поэтому главной задачей в области совершенствования горной терминологии является ее упорядочение, которое включает два этапа: построение упорядоченной системы понятий на базе анализа предметов объективной реальности с разделением их на иерархические уровни и установление логических связей между понятиями; создание дефиниций (толкований) с учетом иерархического уровня понятий, выявленных связей и зависимостей (по вертикали и горизонтали) и указания на существенные качественные признаки, дифференцирующие определенное понятие от других понятий того же уровня (по горизонтали).

Результатом регламентированного упорядочения горной терминологии являются стандартизированные термины, которые отвечают логическим, лингвистическим, научно-техническим и терминологическим требованиям. Логические требования заключаются в соответствии значения термина отображаемому им понятию, вхождении понятия в систему понятий данной области. Лингвистические требования включают однозначность и устранение частичных синонимов. Дополнительными условиями являются соответствие мотивированного термина понятию, оптимальная длина термина и др. Научно-техническая основа горных терминов определяет их связь с существующими в данный исторический период представлениями науки и техники о предмете объективной реальности и сопоставимости горно-технических терминов по содержанию и по форме с их аналогами в сложных терминосистемах. Термин должен быть предельно кратким и удобным для практического использования, что допускает некоторую условность для его образования.

Количественный состав горной терминологии пропорционален массе знаний на каждом историческом этапе развития горного дела. Поэтому с расширением знаний увеличивается потребность в новых терминах (в том числе неологизмах), которая частично компенсируется миграцией терминов из других, подчас несмежных, областей знаний и частично удовлетворяется созданием новых терминов. Количественный рост русской горной терминологии непосредственно связан с общим развитием словарного фонда русского языка. Объемы стан-

дартизации горной терминологии невелики: имеются 5 государственных стандартов, 4 международных стандарта ИСО, 10 отраслевых стандартов и 8 терминоприложений к стандартам, т.е. 27 терминодокументов.

Упорядочение горной терминологии имеет научное и экономическое значение, т.к. позволяет придавать накопленным знаниям системный, а горной информации сопоставимый характер, отличать новые знания от известных, однозначно кодировать информацию для введения ее в ЭВМ, вырабатывать международные терминологические стандарты, коррелировать горную терминологию с терминологией смежных отраслей знаний.

Изучение горной терминологии является предметом научно-прикладной дисциплины – горного терминоведения, пользующегося методическим аппаратом общего терминоведения. В связи с развитием глобальных межнациональных электронных систем передачи и обработки информации перспективы развития горной терминологии связаны с ее интернационализацией и стандартизацией в международном масштабе.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Лингвистический энциклопедический словарь, гл. ред. В.Н. Ярцева, М, Советская энциклопедия, 1990.
2. М. Фасмер Этимологический словарь русского языка, М, Прогресс, 1986.
3. Англо-русский словарь, гл. ред. Л.И. Барон, М, Изд-во физико-математической литературы, 1958.
4. Немецко-русский политехнический словарь, М, Руссо, 2000.
5. Горная энциклопедия, гл. ред. Е.А. Козловский, М, Советская энциклопедия, 1984.

УДК 378.147:796

Г.Н. Черновский

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

ОСОБЕННОСТИ ТЕХНИКИ ВЫПОЛНЕНИЯ СОРЕВНОВАТЕЛЬНЫХ УПРАЖНЕНИЙ ПО ПАУЭРЛИФТИНГУ

В статье рассмотрены основные подходы к занятиям пауэрлифтингом. Дано определение общего подхода к процессу обучения, включая комплекс дополнительных упражнений с учетом индивидуальных особенностей каждого занимающегося. Описаны основные упражнения, способствующие достижению наилучших спортивных результатов.

The main approaches to powerlifting exercises are considered in the article. The definition to general educational approach is given. The complex of additional exercises with taking into account individual peculiarities of each trainee is given. The main exercises assisting to achieve the best sport results are described.

Спортивная техника - это сознательное, целеустремленное выполнение спортсменом движений и действий, направленных на достижение определенного эффекта в упражнении, связанного с проявлением в требуемой мере волевых и мышечных усилий, с использованием и преодолением условий внешней среды.

В процессе обучения, по мере роста профессионализма, атлета уровень владения техникой изменяется: от элементарной, упрощенной техники новичка спортсменов поднимается до высокого искусства мастера. Конечно же, на современном уровне развития пауэрлифтинга достижение высоких спортивных результатов немислимо без соответствующей технической подготовки.

Выполнение соревновательных упражнений в пауэрлифтинге требует соответствующего навыка. Это понятие обозначает прочно закрепленное действие во всей его целостности и сложности, формирование которого происходит в результате длительного процесса обучения и тренировки. Двигательный навык в силовых видах спорта, где

спортивные достижения связаны с подъемом тяжестей, можно квалифицировать как автоматизированный способ выполнения упражнения. Определенному двигательному навыку соответствует динамический стереотип в коре больших полушарий, обуславливающий большую точность, ритмичность, согласованность, идентичность движений.

Вследствие того, что любое действие связано с проявлением физических качеств (а в упражнениях со штангой в первую очередь с силой, быстротой и гибкостью), управление движениями, осуществляемое на основе прочно закрепленного навыка, должно изменяться по мере развития этих качеств. С одной стороны, проявления силы, быстроты и гибкости зависят от степени автоматизации двигательного навыка, с другой стороны - уровень развития этих качеств влияет на способ выполнения упражнения, на его спортивную технику. Важная особенность двигательного навыка - его прочность, стабильность, позволяющая спортсмену много раз повторять заученное действие стереотипно.

Упражнения, применяемые в пауэрлифтинге подразделяются на основные и дополнительные. Классификация упражнений показана на рисунке 1.

Итак, подъем тяжестей в пауэрлифтинге - это волевое действие, осуществляемое на основе сформированного двигательного навыка. Следует также сказать, что в технической структуре упражнений можно выделить действия, выполняемые атлетом непреднамеренно, в силу разных биомеханических причин. Такие действия могут иметь весьма важное значение - некоторые из них даже формируют фазы и элементы. Так, например, подведение коленей в тяге становой не контролируется сознанием спортсмена, так как является следствием напряжения и расслабления определенных групп мышц, движения отдельных звеньев тела - т.е. результатом непреднамеренных действий.

Атлету необходимо научиться одинаково уверенно поднимать разные и постоянно увеличивающиеся веса. Только при этом условии в процессе спортивной тренировки происходит повышение уровня развития физических качеств и совершенствование техники выполнения упражнений до полного автоматизма. На чем же основаны данные утверждения?

Во-первых, исследования показали, что при увеличении веса штанги во время тренировки у квалифицированных спортсменов изменяются многие кинематические, ритмические и динамические характеристики движений. С увеличением веса штанги вместе с изме-

нениями пространственно-временных характеристик движения изменяются напряжение мышц и характер усилий, которые определяются своего рода «мышечным чувством». Для успешной работы с разными весами это чувство необходимо сформировать.

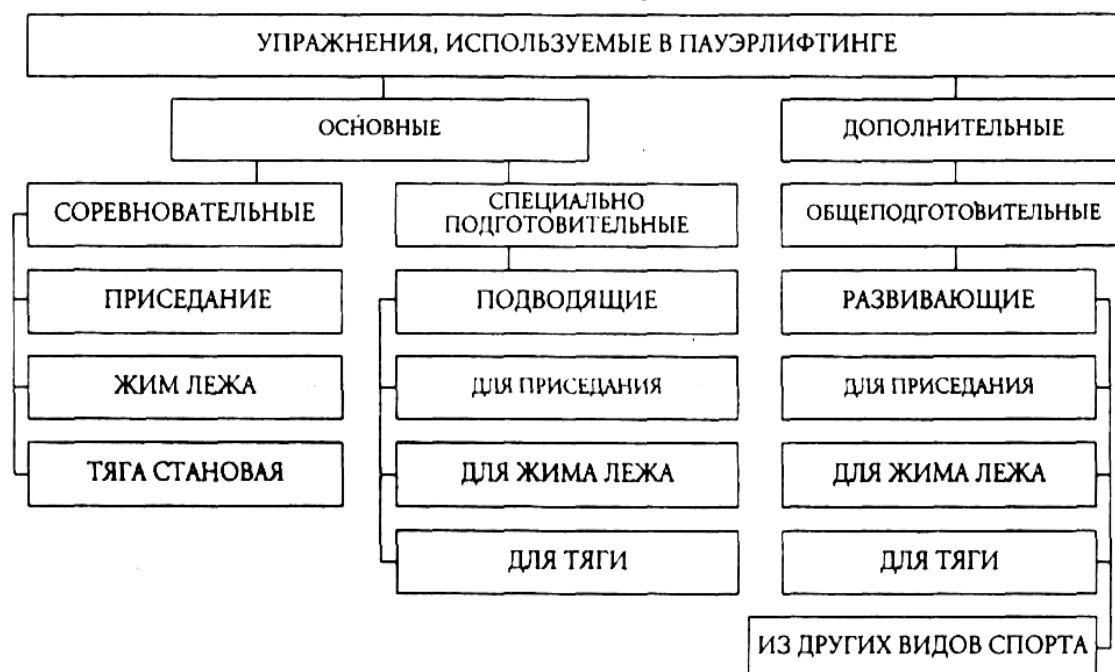


Рисунок 1 - Классификация упражнений, применяемых в пауэрлифтинге

Во-вторых, отметим, что в условиях соревнований, когда атлет поднимает вес штанги, значительно превышающий тренировочные веса, происходит экстраполяция управления движениями в новой структуре. Экстраполяция - это способность нервной системы на основании имеющегося опыта адекватно решать вновь возникающие двигательные задачи. Благодаря этому организм спортсмена, осваивая различные варианты навыков при подъеме штанги разного веса, приобретает способность правильно выполнять упражнение с более значительным весом штанги. Следует знать, что при однообразном повторении двигательного действия (например, повторного упражнения с одним и тем же весом штанги), возможности к экстраполированию сужаются, при разнообразном их выполнении - расширяются.

Выполнение упражнений со штангой протекает в определенных специфических условиях и характеризуется своеобразными действиями пауэрлифтера. Рассмотрим их подробнее.

1. Упражнения в пауэрлифтинге выполняются с отягощениями как небольших и средних, так и максимальных и сверх максимальных

весов. Это требует от мышечной системы атлета проявления различных по величине (вплоть до максимальных) динамических и статических напряжений. Чем тяжелее снаряд, тем больше мышц вовлекается в движение.

2. Тело атлета представляет собой открытую кинематическую цепь с большим числом звеньев при наличии, почти во всех звеньях, трех степеней свободы, что в итоге обеспечивает тонкие и многообразные по координации движения.

Открытая кинематическая цепь человеческого тела является своего рода живой системой костных рычагов. При этом в большинстве случаев условия выполнения пауэрлифтерских упражнений способствуют выигрышу в скорости и расстоянии, а не в силе. Учитывая это, для успешного выполнения упражнений с большим силовым напряжением необходимо ставить суставы и звенья тела в такие оптимальные положения, чтобы были обеспечены и максимальная синхронизация в работе, участвующих мышечных групп, и наибольшее проявление силы каждой мышцы.

3. В процессе выполнения упражнения с отягощением происходит чередование преодолевающих, относительно спокойных, уступающих и статических усилий. Наблюдаются кратковременные движения по инерции, а также проявление усилий разного характера одновременно в различных звеньях тела, когда одни мышечные группы активно движутся, выполняя динамическую работу, а другие фиксируют определенное положение в суставах, выполняя статическую работу. Происходит непрерывная смена и самое разнообразное чередование динамического и статического режимов работы, как всего тела, так и отдельных звеньев.

4. Несколько необычны условия равновесия при исполнении упражнений со штангой. Общий центр массы системы «атлет-штанга» непрерывно до окончания упражнения то повышается, то понижается, или, наоборот, (приседание) над ограниченной площадью опоры. При изучении техники упражнений в пауэрлифтинге атлета и штангу следует рассматривать как единую замкнутую механическую систему, имеющую общую опору.

Рассмотрим технику каждого соревновательного упражнения в отдельности.

Приседание

Обучаемым с длинной спиной совершенно правильно советуют не наклоняться вперед при выполнении приседания. Это сопряжено с длинным плечом рычага позвоночника.

При выполнении приседания всегда будет неправильным округлять спину во время подъема. Эта техника не дает никаких преимуществ в отношении силы или рычага. Она только предрасполагает атлета к травматизму и снижению суммарного результата в троеборье.

Занимающимся также рекомендуется располагать гриф ниже по спине. Такая техника явно укорачивает позвоночное плечо рычага, давая, таким образом, преимущество. Единственным исключением из этого правила будет троеборец, который в силу анатомических особенностей должен класть гриф высоко на спину, чтобы избежать нежелательного наклона вперед. В этом случае высокое расположение грифа - единственный способ избавиться от наклона вперед. Лучшие мастера приседаний используют и ноги, и спину с акцентом на ноги. Чем сильнее наклон вперед, тем меньше нагрузка на ноги, и больше на спину.

Расположение ступней ног в приседании варьируется от очень широкого до очень близкого. Новички в приседании используют среднее положение стоп, немного шире, чем ширина плеч. Такое расположение ступней распределяет нагрузку и на ноги, и на бедра. Правило таково: чем шире расположение ног, тем большая нагрузка ложится на бедра, а чем ближе ступни, тем большая нагрузка ложится на ноги. Промежуточный вариант расположения стоп представляется оптимальным.

Все занимающиеся, как опытные, так и не очень, испытывают одну и ту же точку преткновения (мертвую точку) при выполнении этого движения. Обычно она находится примерно на изгибе в 30 град. в фазе подъема. Единственным средством преодоления этой мертвой точки является прохождение через нее усилием бедер и отклонением головы назад, которое усиливает воздействие рычага в помощь бедрам. Сделать это будет невозможно, если у троеборца округлена спина, и очень трудно, если у него узко поставлены ноги, так как бедра будут в этой точке сцепляться с животом при подъеме. К тому же четырехглавые мышцы принимают на себя большую часть груза, будучи выдвинуты вперед, если эти мышцы не обладают огромной силой, такая техника подъема вообще невозможна.

Опускание должно быть медленным и осознанным, обеспечивающим «колею». Колея имеет сложную взаимосвязь, как с факторами равновесия, так и с нервными путями, выработанными в ходе многочасовых повторений на тренировках и соревнованиях. Наклон вперед, на пальцы ног, заставит троеборца перенести слишком большую тяжесть на спину, а отклонение назад, на пятки, перенесет вес на но-

ги. Выдающиеся троеборцы стараются отцентрировать поднимаемый вес так, чтобы он приходился на середину стопы в течение, как опускания, так и подъема. Траектория грифа в норме должна быть вертикальна в фазе опускания и в фазе подъема, хотя возможны некоторые отклонения, связанные с индивидуальными особенностями. Однако такие отклонения в любом случае будут относительно незначительными.

Жим на скамье

Обучаемые с сильными грудными мышцами и хорошей физической подготовленностью имеют общую тенденцию делать жим широким хватом с локтями наружу. Занимающиеся с более сильными передними дельтовидными и (или) трицепсами более склонны к узкому хвату. Локти они держат относительно близко к торсу. Имеется тенденция опускать гриф довольно медленно и осознанно с сохранением «колеи» (как отмечалось в описании приседания). Для занимающегося, обладающего огромной силой, пауза должна выдерживаться в состоянии, близком к максимальному статическому сокращению. С другой стороны, для мощного обучаемого (взрывного) пауза повлечет за собой настоящую релаксационную фазу, когда гриф буквально лежит на груди в ожидании хлопка. При подобной технике выполнения можно полнее использовать рефлекс растяжения, нежели при «силовой» технике. К тому же естественная эластичность соединительных тканей в мышцах, участвующих в жиме, выполняет свою роль с большей эффективностью как составной элемент взрывной техники, нежели в силовой технике. Взрывная техника, как представляется, позволяет легче выйти из «колеи» в фазе подъема.

Лучшие троеборцы имеют склонность плотно подсовывать ступни ног под себя во время жима. Такая практика помогает стабилизировать все тело, а мышцы, участвующие в движении, работают более эффективно. Широко расставленные ноги встречаются так же часто, как и стоящие близко друг от друга, но обе позиции включают элемент «замыкания» тела на скамье.

Глубокий прогиб даст множество преимуществ занимающемуся. Прежде всего, он позволяет включить в работу широкие мышцы спины и другие мышцы в помощь основным рабочим мышцам. Он также уменьшает то расстояние, которое преодолевает гриф, - высоко расположенная грудь позволяет сокращать дистанцию, преодолеваемую грифом на несколько дюймов, в сравнении с вариантом «плоская спина». В-третьих, можно предположить, что опускание грифа на грудь и последующее опускание груди на сантиметр или около этого

вниз (благодаря прогибу) позволяет создать большой эффект «доски отталкивания» для взрывного исполнителя жима. Благодаря этому эффекту создастся большее баллистическое действие в фазе подъема, помогающее атлету завершить движение.

Мертвая тяга

Как и при приседании, мертвая тяга должна выполняться от середины стопы - ни в коем случае не от каблуков или пальцев ног. Подъем с весом, перенесенным на пальцы, приведет к смещению веса вперед и вызовет перенапряжение спины. Подъем с опорой на пятки приводит к тому, что атлет тянет гриф на себя, вместо того, чтобы тянуть его строго вверх.

Обычно в мертвой тяге наблюдается множество стилей. Некоторые выполняют движение с округленной спиной (что ни в коем случае не рекомендуется), некоторые - с широким положением ног, другие с узким, третьи с прямым торсом, кто-то с весом на ноги, другие - на спину, используется и техника нырка, и хват крюком и т.д.

Однако, вне зависимости от того, какой стиль выбран, следует обязательно соблюдать следующие руководящие принципы:

- 1) штанга должна центрироваться на середину стопы;
- 2) спина должна быть плоской в течение всей тяги;
- 3) траектория грифа должна быть относительно прямой, тело при этом должно располагаться вплотную к грифу (это потребует выполнения усилия со стороны бедерного пояса, усилия, подобного тому, которое используется штангистами-олимпийцами при прохождении грифа за уровень колен или троеборцами при приседании);
- 4) следует приподнимать лопатки (через трапецию) с тем, чтобы дать возможность плечам развернуться назад;
- 5) нет необходимости отклоняться назад при завершении тяги (некоторые атлеты делают это, чтобы «подчеркнуть» для судей, что они закончили движение - это не рекомендуется, потому что это опасно для поясницы и к тому же движение может быть не засчитано ввиду «подталкивания» грифа);
- 6) первыми в работу при тяге всегда вступают ноги, а не спина.

Именно такой техники выполнения соревновательных упражнений должны придерживаться обучаемые.

Техника соревновательных упражнений очень своеобразна и индивидуальна для каждого спортсмена. Выбор рациональной техники, правильная тактическая, физическая и психологическая подготовка помогает достичь максимального результата в выполнении упражнения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Регулян В.Ф. Стать сильнее сильного / В.Ф. Регулян. – Екатеринбург, 1993. – 243 с.
2. Сапин М.Р. Анатомия и физиология человека / М.Р. Сапин. – М., 2002. – 257 с.
3. Скосырев Г.К. Бодибилдинг / Г.К. Скосырев. – М., 2004. – 189 с.
4. Скосырев Г.К. Пауэрлифтинг / Г.К. Скосырев. – М., 2005. – 81 с.
5. Уайдер Д. *Momento more!* / Д. Уайдер // Сила и красота. – 2002. – № 9–10. – С. 12 – 19.
6. Физическая культура студента : учебник / Под ред. В.И Ильинича. – М. : Гардарики, 2000. – 448 с.

УДК 378.147:796

Г.Н. Черновский

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

ИЗУЧЕНИЕ УРОВНЯ ФИЗИЧЕСКОЙ ГОТОВНОСТИ ОБУЧАЕМЫХ К ЗАНЯТИЯМ ПАУЭРЛИФТИНГОМ И АТЛЕТической ГИМНАСТИКОЙ

Приведен практический опыт зарубежных тренеров по пауэрлифтингу. Перечислены основные последствия неграмотного с физической точки зрения подхода к занятиям пауэрлифтингом. Объясняется важность физической готовности спортсмена к занятиям пауэрлифтингом и атлетической гимнастикой

Experience of foreign coaches of powerlifting is given. The main consequences of irregular physical approach to powerlifting exercises are enumerated. The importance of physical fitness to powerlifting exercises and athletic gymnastics is explained.

Занятия пауэрлифтингом развивают качества личности обучаемых. Джо Уайдер пропагандирует на страницах своих изданий принципиальный тезис: красота, сила и здоровья нашего тела – это новый культурный критерий человеческой цивилизации. По его мнению, физкультурная революция должна совершиться не в спортивных залах, а в человеческих умах. Общество не захочет мириться с физической неполноценностью своих членов, поскольку очевидной станет связь между слабыми мышцами, слабым характером и слабым интеллектом. Сильное тело - это не эстетическая прихоть, а единственный способ выстоять в наше время глобальных стрессов: социальных, информационных, экологических и психических.

Занимаясь пауэрлифтингом, обучаемые делают более сильными не только мускулы, но и характер. Они приучают себя ставить цель и достигать ее. Они учатся совершенствовать себя, и потом это умение будет сопровождать их всю жизнь, чем бы они ни занимались – бизнесом, творчеством или научными исследованиями.

Поэтому философия пауэрлифтинга, если перефразировать сло-

ва Д. Уайдера, - сделать человека сильнее не только в физическом плане, но и в метафизическом, духовном плане: «Стремясь к успеху, старайся превзойти себя, люби своих друзей, говори правду, будь верен, уважай родителей. Эти жизненные принципы помогут тебе достичь совершенства, сделают сильным, дадут надежду и приведет к истинному величию».

По мнению В.М. Зациорского, «сила человека - это его способность преодолевать внешнее сопротивление или противодействовать ему за счет мышечных усилий». Без развитой физической силы нет пути к овладению спортивным мастерством. В частности, она в значительной мере определяет быстроту движений и играет большую роль в работе, требующей выносливости и ловкости.

Сила мышцы зависит от сократительной силы всех ее мышечных волокон, т.е. от величины физиологического поперечника, который равен площади поперечного сечения (в см^2) и проходит через все ее волокна.

Большинство мышц человека имеют перистое строение, т.е. волокна в них расположены под углом друг к другу. Существуют также мышцы с параллельным и веретенообразным расположением волокон. Так, например, у портняжной мышцы - параллельный ход волокон, а у двуглавой мышцы бедра веретенообразный.

У перистых мышц при той же величине, что и у мышц с параллельным и веретенообразным расположением волокон, физиологический поперечник больше - в нем укладывается больше мышечных волокон. В результате перистая мышца сильнее.

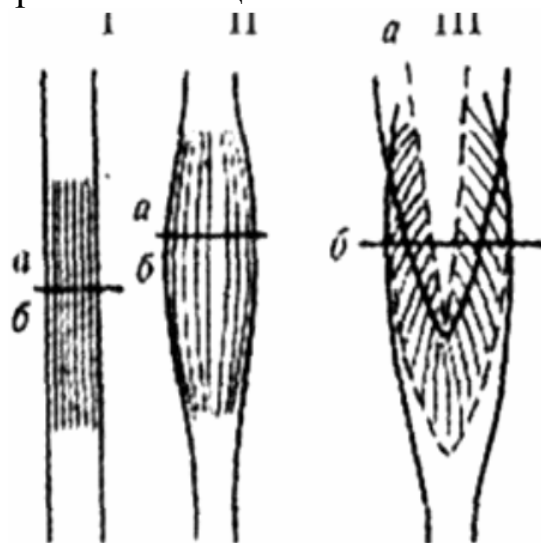


Рисунок 1 - Схема строения мышцы: физиологический (а) и анатомический (б) поперечники в параллельно волокнистой (I), веретенообразной (II) и перистой (III) мышцах

Существует распространенное мнение о том, что техническая сторона - не самый главный фактор в атлетическом троеборье. Однако недавние исследования показали, что техника чемпионов сильно отличается от техники начинающих, и что эти отличия в технике в огромной мере определяют существенный разрыв в сумме троеборья между чемпионами и новичками. Конечно, силовые показатели и прочие факторы тоже играют здесь большую роль, но, тем не менее, доказано, что техника тоже очень важна.

На сегодняшний день не проведено сколько-нибудь значительных исследований, рассматривающих анатомический и биомеханический факторы как элементы, воздействующие на выбор техники. Исследования, осуществленные на данную тему, просто проводят сравнительный анализ технических отличий у троеборцев разного калибра. Факторы, имеющие большую важность при выборе правильной техники, в лучшем случае определяются интуитивно, так как, несмотря на недостаток направляющих исследований в данной области, имеется набор основных законов физики, которые могут служить надежной опорой в выборе многих технических приемов, применяемых в любом из трех соревновательных движений. Кроме того, анализ различных факторов физической готовности, которые могут присутствовать или отсутствовать у того или другого индивидуума, также играет свою роль в выборе техники. Физическая готовность помогает не только достичь максимального результата в выполнении упражнения, но и избежать серьезных травм.

Глубокое исследование влияния пауэрлифтинга на организм было выполнено Карком Фазтом, официальным тренером федерации пауэрлифтинга США. Оно включает большой объем литературы, посвященной физической готовности троеборцев. Пожалуй, это наиболее полное исследование в данной области. В исследовании Фазта, в частности, отмечается, что любой внимательный тренер должен учитывать возрастные и анатомические особенности занимающихся. По его мнению, соревнования по тяжелой атлетике без подобающей физической готовности могут привести к:

- 1) возможной травме спинного позвоночного столба;
- 2) возможной травме суставов;
- 3) возможным эпифизеальным отслоениям (т.е. поражению костей);
- 4) возможному расстройству психики;
- 5) возможной перегрузке сердца;

- б) возможному судебному преследованию клуба или тренера;
- 7) возможному подрыву авторитета спорта.

Поэтому рекомендуют, чтобы обучаемых с низкой физической готовностью не допускали к соревновательной тренировке в атлетическом троеборье, а также, чтобы тренировки на поднятие тяжестей (в любой форме) проходили под строгим наблюдением. Это поможет свести к минимуму травматизм скелетно-мышечной структуры и возможность нарушения деятельности сердечной мышцы.

Должен быть налажен строгий контроль со стороны тренера, а работа с тяжелыми весами может быть разрешена только в случае хорошего физического развития и физической формы занимающихся. Чрезвычайные перегрузки, являющиеся неотъемлемой частью атлетического троеборья, а также специфические положения тела, характерные для данного вида спорта, представляют опасность для костей и соединительных тканей занимающихся, не достигшего оптимальной физической готовности.

В любом случае тренировочный процесс должен быть так организован, что в период до соревнований и освоения соревновательной техники они должны получить прочную физическую основу и подготовку.

Примерами более приемлемой техники для начинающих, чьи организмы еще не готовы для больших нагрузок, могут быть:

- а) приседания с грифом высоко на плечах и весом, давящим в основном на ноги, а не на спину;
- б) жим на скамье с широким хватом, для того чтобы свести плечевой сустав вместе, а не разводить его в стороны, как при узком хвате;
- в) мертвая тяга с усилием в основном на ноги, а не на спину.

Разумеется, эти основные принципы будут сильно варьироваться в зависимости от множества факторов, с которыми нужно считаться.

Занятия пауэрлифтингом положительно сказываются и на морфофункциональном развитии обучаемых.

Неоднократно доказано, что занятия оказывают огромное положительное влияние на сердечно-сосудистую систему. При выполнении упражнений важно правильное дыхание, что в свою очередь развивает дыхательную систему. Развиваются такие качества, как: сила, выносливость, быстрота, гибкость. Мышцы находятся все время в тонусе.

Приседание влияет не только на сердечно-сосудистую и дыхательную системы, но и укрепляет мышцы ног. Жим лежа развивает и укрепляет мышцы груди, расширяет грудную клетку, что опять же положительно влияет на дыхательную систему.

Мертвая тяга укрепляет мышцы спины, поясничный отдел, что очень важно, т.к. мышцы спины помогают удерживать тело в вертикальном положении, а это в свою очередь способствует развитию правильной осанки. Формируется красивое телосложение, что немало важно в этом возрасте, который характеризуется влечением к противоположному полу.

Есть, конечно, и отрицательные стороны, но они существуют в любом виде спорта, а чтобы избежать отрицательных влияний, нужна правильная техническая и теоретическая подготовка. Тогда отрицательных последствий можно избежать.

На основе полученных данных можно сделать вывод о том, что занятия пауэрлифтингом с учетом физиологических и анатомических особенностей обучаемых и правильной рациональной технике, теоретической подготовки и уровня физической готовности оказывают положительное воздействие на морфофункциональное развитие занимающихся и способствуют развитию их личностных качеств.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ахметова Д. Преподаватель вуза и инновационные технологии / Д. Ахметова, Л. Гурье // Высшее образование в России. – 2001. – №4. – С. 138-144.
2. Воробьев А.Н. Анатомия силы / А.Н. Воробьев, Ю.К. Сорокин. – М. : Физкультура и спорт, 1987. – 148 с.
3. Инновации в российском образовании : Высшее профессиональное образование. Ч. 2. – М. : МГУП, 2000. – 80 с.
4. Уайдер Д. Momento more! / Д. Уайдер // Сила и красота. – 2002. – № 9–10.

ОТКЛИКИ И РЕЦЕНЗИИ

УДК 669.71

В.А. Крюковский

ИТЦ Объединенной компании «РУСАЛ», г. Санкт-Петербург

РЕЦЕНЗИЯ НА УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ ДЛЯ ВУЗОВ
«ЭЛЕКТРОЛИЗЕРЫ С АНОДОМ СОДЕРБЕРГА И ИХ
МОДЕРНИЗАЦИЯ»
(АВТОРЫ: Г.В. ГАЛЕВСКИЙ, М.Я. МИНЦИС)

Представленное на рецензию учебное пособие "Электролизеры с анодом Содерберга и их модернизация" посвящено весьма актуальной проблеме, так как электролизеры с самообжигающимися анодами составляют основной парк электролизеров на заводах отечественной алюминиевой промышленности.

Хорошо известно, что электролизеры с анодами Содерберга заметно уступают по технико-экономическим показателям современным электролизерам с предварительно обожженными анодами. Однако основными недостатками электролизеров с анодами Содерберга являются выбросы в атмосферу большого количества смолистых веществ, содержащих канцерогенно опасные полиароматические углеводороды (ПАУ), а также высокие затраты ручного труда на их обслуживание. Поэтому появление учебного пособия, посвященного совершенствованию технологии, повышению технического уровня и экологической безопасности отечественных алюминиевых заводов, использующих электролизеры с анодами Содерберга, своевременно и актуально. Рецензируемое учебное пособие по своей структуре состоит из 8 глав и включает 79 иллюстраций, 27 таблиц и библиографический список из 79 наименований. В первой главе рассмотрена история развития конструкций электролизеров, их конструктивные, технологические и экологические параметры и показатели, а также приведены требования к современным электролизерам. Вторая глава посвящена анализу срока службы электролизеров, себестоимости и трудоемкости производства алюминия, а также показаны причины высокой материалоемкости отечественных электролизеров. В третьей главе проанализированы методики определения выбросов вредных веществ в окружающую среду и предложены рекомендации по их совершенствованию, а также выполнено сравнение экологических характеристик электролизеров с анодами Содерберга и предварительно обож-

женными блоками. В четвертой главе рассмотрено устройство анодов Содерберга, намечены пути их модернизации и, в том числе, предложен способ охлаждения поверхности анода парообразованием водяного тумана. В пятой главе рассмотрено устройство катодного узла, предложена методика определения количества электролита в шахте, а на основе анализа действующих типов электролизеров показана возможность значительного сокращения массы электролита после внедрения на электролизерах Содерберга систем АПГ. Шестая глава посвящена анализу дизайна и состояния ошиновки и содержит меры по ее оптимизации. Седьмая глава целиком посвящена модернизации электролизера типа С8БМ, который широко используется на многих отечественных заводах. В заключительной восьмой главе рассмотрена экономика проведения модернизации заводов, оснащенных электролизерами Содерберга.

Наибольший интерес в рецензируемом учебном пособии представляет методика расчета количества электролита в шахте, а также определение необходимого его количества на основе введенного понятия "удельная масса электролита". Представляет несомненный интерес и предложенный способ охлаждения анода парообразованием водяного тумана, подаваемого на его поверхность. Однако возможность его внедрения можно будет определить только после проведения исследовательской работы на промышленных электролизерах. Следует отметить, что многие изложенные в учебном пособии предложения по модернизации электролизеров с анодами Содерберга ранее не рассматривались в технической и в учебно-методической литературе.

Таким образом, представленное на рецензию учебное пособие является заметным вкладом в совершенствование электролизеров с анодами Содерберга. Не все рассмотренные в нем предложения могут быть напрямую использованы в процессе проводимой ныне модернизации электролизеров с анодами Содерберга, но многие из них представляют несомненный интерес. Следует отметить, что в учебном пособии приведено много практических данных, что повышает его ценность, как для студентов, так и для работников алюминиевой промышленности России. При этом следует подчеркнуть, что, несмотря на то, что все проблемы (технические, экологические, экономические) решает только технология производства алюминия на электролизерах с обожженными анодами, перевод на эту технологию существующих заводов с анодами Содерберга потребует от 10 до 20 лет, в течение которых вопросы совершенствования и модернизации технологии

Содержимое будут оставаться актуальными и приоритетными направлениями развития алюминиевой промышленности России.

Материал учебного пособия изложен доступным языком, хорошо иллюстрирован и снабжен достаточной библиографией. Наряду с теоретическими основами учебное пособие отличается своей практической направленностью и поэтому может быть полезно студентам, обучающимся по направлению "Металлургия" во всех видах учебного процесса, а также слушателям ФПК, аспирантам, специалистам НИИ и алюминиевых заводов. Рецензируемое учебное пособие отвечает всем требованиям, которые предъявляются к учебным пособиям для вузов.

УДК 669.71

В.П. Кривобоков

НИИ ядерной физики Томского политехнического
университета, г. Томск

**РЕЦЕНЗИЯ НА УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ ДЛЯ ВУЗОВ «МЕТОДЫ
ИССЛЕДОВАНИЯ, ИСПЫТАНИЙ, АНАЛИЗА И КОНТРОЛЯ
В МЕТАЛЛУРГИИ И МАТЕРИАЛОВЕДЕНИИ»
(АВТОРЫ: А.М. АПАСОВ, Г.В. ГАЛЕВСКИЙ)**

Учебное пособие изложено на 488 страницах и состоит из введения, трех частей, библиографического списка справочного материала и раздела, посвященного проверке качества знаний студентов.

Актуальность рецензируемого учебного пособия состоит в том, что методы исследования, испытаний, анализа и контроля материалов являются ключевыми элементами технологической культуры в металлургии.

Авторам удалось последовательно изложить их физическую сущность и методики применения. В частности, показано, что при комплексном применении каждый из них даёт результаты, дополняющие данные других методов, и это создаёт синергетический эффект (приводит к новому знанию). В пособии достигнуто внутреннее единство методов исследования, испытаний, анализа материалов и способов решения некоторых задач по важнейшим направлениям в материаловедении.

Показаны критерии корректности получаемых результатов, методы их проверки, обработки, способы решения некоторых сопряжённых задач. Учебное пособие преследует цель ознакомить студентов как с современными, так и перспективными методами исследования и испытаний материалов, а также выработать у них навыки самостоятельной работы. Очевидно, что вопросы – тесты по важнейшим областям материаловедения являются наиболее объективным критерием оценки качества усвоения теоретических знаний студентами.

Рецензируемое учебное пособие позволит не только восполнить создавшийся за последние два десятилетия дефицит соответствующей научно-методической литературы, но и систематизировать современную информацию в области методов исследования новых материалов, которая зачастую разбросана по многим малодоступным статьям пе-

риодических изданий. Оно позволяет создать у читателей целостное представление о методической базе современного материаловедения, как о самостоятельной науке, её целях, проблемах и способах решения задач.

Общее построение учебного пособия, его структура и оформление соответствуют требованиям, предъявляемым к учебно-методической литературе для высших учебных заведений. Библиографический раздел хорошо отражает его содержание. Графическая информация методически разработана правильно и способствует усвоению материала.

Терминология и стиль изложения в целом соответствуют общепринятым нормам и действующим стандартам.

Рецензируемое учебное пособие "Методы исследования, испытаний, анализа и контроля в металлургии и материаловедении" для студентов, обучающихся по направлению "Металлургия", отвечает всем установленным требованиям, предъявляемым к учебным пособиям для высших учебных заведений.

УДК 669.71

К.А. Черепанов

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

РЕЦЕНЗИЯ НА УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ ДЛЯ ВУЗОВ
«ОГНЕУПОРЫ И ФУТЕРОВКИ ПЛАВИЛЬНЫХ И
ЛИТЕЙНЫХ АГРЕГАТОВ АЛЮМИНИЕВОГО
ПРОИЗВОДСТВА»
(АВТОРЫ М.В. ТЕМЛЯНЦЕВ, Е.Н. ТЕМЛЯНЦЕВА)

В настоящее время алюминий и его сплавы являются одним из наиболее распространенных конструкционных материалов. Его широко используют в различных отраслях народного хозяйства. Производство алюминия потребляет порядка 75 % от общего объема огнеупоров, используемых предприятиями цветной металлургии. В условиях жесткой конкуренции предприятий весьма актуальными являются повышение качества металлопродукции и снижение ее себестоимости, которые в значительной степени зависят от качества и служебных свойств огнеупоров, применяемых в агрегатах для выплавки и разлива алюминия и его сплавов. В связи с этим выход в свет рецензируемого пособия актуален. Литература подобной тематики весьма востребована на предприятиях, производящих алюминий и в вузах, ведущих подготовку специалистов в области металлургии цветных металлов и огнеупорных материалов.

Учебное пособие состоит из предисловия, введения, трех глав, приложений, материал изложен на 183 страницах.

Глава 1 Конструкции, устройство и назначение плавильных и литейных агрегатов алюминиевого производства. В первой главе обстоятельно систематизированы конструкции, устройство и назначение плавильных печей, дегазаторов, миксеров и ковшей алюминиевого производства. Для наглядной иллюстрации устройства агрегатов приведены подробные рисунки и схемы конструкции. В главе представлены справочные материалы, содержащие технические характеристики эксплуатируемых агрегатов. Материалы приведены не только по отечественным разработкам, но и конструкциям агрегатов зарубежных фирм.

Глава 2 Огнеупоры и футеровки плавильных и литейных агрегатов алюминиевого производства. Вторая глава посвящена описанию свойств, особенностей службы огнеупоров агрегатов алюминиевого производства и конструкциям футеровок. Особое внимание уделено рассмотрению вопроса совершенствования структуры и свойств огнеупоров для плавильных и литейных агрегатов алюминиевого производства в целях повышения их стойкости и продолжительности службы. Во второй главе приведены весьма подробные примеры конструкций футеровок отражательных и тигельных печей, миксеров, ковшей, желобов используемых на отечественных и зарубежных заводах.

Глава 3 Расчеты тепловой работы футеровок плавильных и литейных агрегатов алюминиевого производства. В третьей главе рассмотрены вопросы тепловой работы футеровок. В ней представлены систематизированные сведения по сушке и разогреву футеровок, конструкциям горелочных устройств, стенов и электронагревателей применяемых для этих целей. Для моделирования тепловой работы футеровок агрегатов, представлены математические модели и примеры их использования, позволяющие рассчитывать температурные поля в футеровках.

В приложении представлены сведения по химическому составу теплофизическим и механическим свойствам кирпичных изделий, бетонов, набивных масс и теплоизоляционных материалов, выпускаемых отечественными и зарубежными фирмами, применяемых для плавильных и литейных агрегатов алюминиевого производства.

В целом необходимо отметить, что текст учебного пособия изложен технически грамотно на простом для понимания языке, хорошо иллюстрирован, содержит фотографии многих агрегатов и конкретные примеры расчетов. Каждая глава заканчивается перечнем вопросов для самоконтроля студентов, позволяющих провести самооценку степени усвоения изученного материала.

Учебное пособие допущено учебно-методическим объединением по образованию в области металлургии и рекомендуется для студентов высших учебных заведений, может быть полезным для сотрудников промышленных предприятий и научно-исследовательских институтов, специализирующихся на вопросах разработки и применения огнеупоров для агрегатов алюминиевого производства.

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;
- отклики, рецензии, биографии.

Рукописи статей, оформленные в соответствии с нижеизложенными требованиями, направляются в Сибирский государственный индустриальный университет.

К рукописи прилагаются:

- разрешение ректора или проректора вуза на опубликование результатов работ;
- рекомендация соответствующей кафедры высшего учебного заведения или научного семинара академических институтов или отраслевых НИИ;
- рецензия, подготовленная специалистом, имеющим ученую степень, заверенная по месту работы рецензента,
- акт экспертизы, подтверждающей возможность опубликования работы в открытой печати;
- сведения об авторах (Ф.И.О. полностью, уч. степень, звание, вуз, служебный и домашний адрес, телефон).

Рукописи направляются в редакцию в одном экземпляре. Текст рукописи должен быть отпечатан на одной стороне стандартного листа белой бумаги формата А4 с полями 25 мм с каждой стороны. Объем статьи (включая аннотацию, иллюстрации, таблицы, библиографический список) не должен превышать 6-8 страниц машинописного текста, напечатанного через 1,5 интервала, размер шрифта 14 пт. Последнюю страницу рекомендуется занимать полностью.

Текст аннотации на русском и английском языке объемом порядка 1/4 страницы печатается через 1 интервал и помещается после заглавия статьи. Текст аннотации должен содержать только краткое описание публикуемого материала.

Иллюстрации представляются в одном экземпляре; они должны быть выполнены тушью на белой бумаге или кальке и скомпонованы на одном или двух стандартных листах формата А4 (с полным их заполнением). Размер иллюстрации (иллюстраций) вместе с наименованием, поясняющей надписью и номером не должен превышать 250x170 мм. Страни-

цы, занятые иллюстрациями, включают в общую нумерацию страниц.

Цифровой материал оформляется в виде таблиц, имеющих заголовки и размещаемых в тексте по мере упоминания. Не рекомендуется делить заголовки таблиц по диагонали и включать графу «№ п/п».

Перечень литературных источников должен быть минимальным. Список литературы оформляется в соответствии с ГОСТ 7.1-84: а) для книг – фамилии и инициалы авторов, полное название книги, номер тома, место издания, издательство и год издания, общее количество страниц; б) для журнальных статей – фамилии и инициалы авторов, название статьи, полное название журнала, год издания, номер тома, номер выпуска, страницы, занятые статьей; в) для статей из сборника – фамилии и инициалы авторов, название статьи, название сборника, место издания, издательство, год издания, номер или выпуск, страницы, занятые статьей.

Ссылки на неопубликованные работы не допускаются. Иностранные фамилии и термины следует давать в тексте в русской транскрипции, библиографическом списке фамилии авторов, название книг и журналов 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 подрисовочные подписи. Набор текстового файла осуществляется в редакторе *Microsoft Word for Windows (ver. 2000, XP, Vista)*.

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 2009 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 20.08.2008 г.
Формат бумаги 60x84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.
Усл.печ.л. 19,0 Уч.-изд.л. 20,2 Тираж 300 экз. Заказ _____

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.
Издательство СибГИУ