

Министерство образования и науки Российской Федерации
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 27

Москва
Новокузнецк
2011

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. 27 / Редкол.: Л.П. Мышляев (главн. ред.) [и др.]: Сибирский государственный индустриальный университет. – Новокузнецк, 2011. – 262 с., ил.

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.

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

Ил. 78, табл. 45, библиогр. назв. 183.

Редакционная коллегия: д.т.н., проф., д.ч. РАЕН, вице-президент РАЕН *В.Ж. Аренс*; д.т.н., проф., д.ч. РАЕН *Л.П. Мышляев* (главн. редактор), СибГИУ; д.т.н., проф., д.ч. РАЕН *Г.В. Галевский* (зам. главн. редактора), СибГИУ; д.т.н., проф., чл.-корр. РАЕН *М.В. Темлянец* (зам. главн. редактора), СибГИУ; д.т.н., проф. *И.В. Буторина*, СПбГПУ; д.т.н., проф., д.ч. РАЕН, академик РАН *А.В. Елютин*, МИСиС; к.х.н., проф., д.ч. МАНЭБ *Н.М. Кулагин*, СибГИУ; д.т.н., проф., д.ч. РАЕН *В.А. Роменец*, МИСиС; д.т.н., проф., советник РАЕН *В.В. Руднева* (отв. секретарь), СибГИУ; д.т.н., проф., д.ч. АИН *Н.А. Спирин*, УГТУ-УПИ; 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, 2011

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ И РУКОВОДИТЕЛЯХ
АВТОРСКИХ КОЛЛЕКТИВОВ

- Анохина Н.К. д-р культурологи, проф., СибГИУ,
г. Новокузнецк
- Галевский Г.В. д-р техн. наук, проф., д.ч. РАЕН, СибГИУ,
г. Новокузнецк
- Козырев Н.А. д-р техн. наук, проф., СибГИУ, г. Новокузнецк
- Никитин А.Г. д-р техн. наук, проф., СибГИУ, г. Новокузнецк
- Нохрина О.И. д-р техн. наук, проф., СибГИУ, г. Новокузнецк
- Минцис М.Я. канд. техн. наук, проф., д.ч. МАНЭБ, СибГИУ,
г. Новокузнецк
- Павлович Л.Б. д-р техн. наук, проф., чл.-корр. РАЕН, СибГИУ,
г. Новокузнецк
- Перетяцько В.Н. д-р техн. наук, проф., чл.-корр. Академии инженер-
ных наук, СибГИУ, г. Новокузнецк
- Протопопов Е.В. д-р техн. наук, проф., д.ч. РЭА СибГИУ,
г. Новокузнецк
- Руднева В.В. д-р техн. наук, проф., СибГИУ, г. Новокузнецк
- Темлянцев М.В. д-р техн. наук, проф., чл.-корр. РАЕН, СибГИУ,
г. Новокузнецк
- Чернятевич А.Г. д-р техн. наук, проф., д.ч. АИН Украины, ДГТУ,
г. Днепропетровск

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	7
МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ	8
<i>А.А. Одинцов, В.А. Долинский</i> Агломерация двухслойной шихты с разделением твёрдого топлива по фракциям	9
<i>В.М. Павловец, М.В. Иванов</i> Использование принудительного зародышеобразования в производстве окатышей из труднокомкуемых железорудных материалов	17
<i>А.П. Коробейников</i> О поведении фосфора при обогащении Уватских марганцевых руд.....	24
<i>А.П. Коробейников</i> О природе фосфора в марганцевых рудах	29
<i>Р.Ф. Нугуманов, Е.В. Протопопов, А.Г. Чернятевич</i> Высокотемпературное и численное моделирование предварительного подогрева лома в конвертере с использованием кускового угля	39
<i>Р.Ф. Нугуманов, Е.В. Протопопов, А.Г. Чернятевич, И.А. Жибинова</i> Численное моделирование предварительного подогрева лома в процессе факельного торкретирования футеровки конвертеров	50
<i>Р.Ф. Нугуманов, Е.В. Протопопов, А.Г. Чернятевич, И.А. Жибинова</i> Высокотемпературное и численное моделирование процесса предварительного подогрева лома в полости конвертера боковыми топливно-кислородными фурмами.....	63
<i>Л.А. Годик, Н.А. Козырев, Р.А. Гизатулин, О.И. Нохрина, Д.В. Бойков</i> Освоение технологии выплавки рельсовой стали низкотемпературной надёжности с пониженным содержанием водорода	81
<i>М.В. Темлянцев, М.В. Матвеев, К.Е. Костюченко, М.Ю. Лосицкая, А.С. Пышинов, А.С. Добровольский</i> Исследование кинетики выгорания углерода в периклазоуглеродистых ковшевых огнеупорах	85
<i>Г.В. Галевский, М.Я. Минцис</i> Состояние и перспективы производства алюминия в Новокузнецке	91
<i>Г.В. Галевский, М.Я. Минцис</i> О возможности модуляции тока на сериях алюминиевых электролизеров в России	100
<i>Г.В. Галевский, М.Я. Минцис</i> О стабилизации тока на сериях алюминиевых электролизеров	106
<i>М.С. Волошина</i> Вариационная постановка задачи конвективного теплообмена для стержня	114

<i>В.Б. Деев</i>	
Влияние электромагнитных воздействий на свойства литейных алюминиевых сплавов.....	117
<i>Н.И. Таран, В.Я. Климов, В.П. Антонов, Н.И. Швидков</i>	
Расчет условий направленного затвердевания слитка при заливке сверху в расширенные книзу изложницы	122
<i>В.Н. Кадыков, Ю.А. Мартьянов, А.А. Уманский</i>	
Влияние калибровки прокатных валков на выработку поверхностных дефектов заготовок.....	132
<i>М.В. Филиппова, А.В. Бахаев, В.Н. Перетяцько</i>	
Моделирование безоблойной штамповки.....	137
<i>М.В. Филиппова, В.Н. Перетяцько, А.С. Климов</i>	
Усилия при прокатке шаров	143
<i>А.Г. Никитин, Д.Ф. Сахаров</i>	
Энергосберегающая технология дробления хрупких материалов	147
ПОРОШКОВАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ И КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ	153
<i>Е.К. Юркова, В.В. Руднева</i>	
Термодинамическое исследование процессов плазменного синтеза и модифицирования карбида кремния.....	154
<i>Е.К. Юркова, В.В. Руднева</i>	
Синтез и модифицирование конструкционного карбида кремния в условиях плазменного потока	162
ФИЗИКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ	173
<i>Н.Н. Малушин</i>	
Комплексный подход к решению проблемы повышения качества наплавленных деталей металлургического оборудования.....	174
ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И ЭКОЛОГИЯ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ	179
<i>С.Г. Галевский</i>	
Оценка несостоятельности фирмы на основе инвестиционно- ориентированного подхода Сообщение 1. Анализ различных аспектов несостоятельности и опыта её оценки.....	180
<i>С.Г. Галевский</i>	
Оценка несостоятельности фирмы на основе инвестиционно- ориентированного подхода Сообщение 2. Разработка инвестиционно- ориентированного подхода к оценке несостоятельности.....	188
<i>Л.В. Думова, А.А. Уманский</i>	
О социальной ответственности металлургических предприятий города Новокузнецка	195

<i>Л.Б. Павлович, О.О. Медведская, Л.А. Пивнева</i> Очистка выбросов установки сухого тушения кокса	201
<i>Л.Б. Павлович, Т.В. Васильева, В.Г. Лупенко</i> Коллекторная система сбора и утилизации паровоздушных выбросов смолоперерабатывающего цеха	207
<i>Ю.А. Етифанцев</i> Особенности перехода от планово-предупредительных ремонтов к ремонтам по техническому состоянию	213
ПРОБЛЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ.....	218
<i>Н.К. Анохина, Н.Е. Анохина</i> Основные концепты информационного общества (общества знания)	219
<i>О.П. Бабицкая, Н.К. Анохина</i> Язык как важнейшая компонента формирования человека нового типа в информационном обществе	225
<i>Н.С. Клименко</i> Актуальность профессионального образования для молодежи Германии.....	232
<i>Е.Г. Оршанская</i> Возможности использования учебных моделей в высшем профессиональном образовании	238
<i>Е.Г. Лашкова</i> Место и роль подготовки специалистов смежных специальностей в непрофильных вузах.....	243
<i>Т.А. Михайличенко, А.Е. Корочкин, О.Б. Громова</i> Некоторые аспекты взаимоотношений преподавателя и студента в условиях новых образовательных стандартов.....	246
<i>М.С. Волошина</i> Применение непараметрических методов математической статистики для диагностики ключевых компетентностей	252
ОТКЛИКИ, РЕЦЕНЗИИ И БИОГРАФИИ.....	256
<i>В.П. Вавилов</i> Рецензия на монографию «Активная диагностика разрушения и предотвращение техногенных катастроф» (автор А.М. Апасов)	257
К СВЕДЕНИЮ АВТОРОВ	260

ПРЕДИСЛОВИЕ

27-й выпуск сборника научных трудов «Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии» содержит сведения о последних научных достижениях ученых России и Украины из городов Москва, Санкт-Петербург, Днепропетровск, Томск, Новокузнецк занимающихся вопросами черной и цветной металлургии, материаловедения, экологии, экономики и управления. В нем представлены результаты как теоретических, так и экспериментальных исследований авторских коллективов, посвященные: исследованию состояния и перспектив разработки рудных месторождений; повышению эффективности подготовки рудного сырья к доменной плавке; совершенствованию технологий производства стали в кислородных конвертерах и дуговых сталеплавильных печах; совершенствованию энергетических режимов работы алюминиевых электролизеров; рационализации технологий обработки металлов давлением. Прикладной характер многих исследований направлен на совершенствование технологий производства и обработки металлов в металлургии и машиностроении, повышение качества и конкурентоспособности отечественной металлопродукции. Сборник научных трудов содержит разделы, посвященные экологии и экономике на предприятиях, а также различным проблемам высшего профессионального образования.

Редакционная коллегия благодарит авторов за предоставленный материал и приглашает принять участие в очередном 28-м выпуске сборника научных трудов.

**МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ
И СПЛАВОВ**

А.А. Одинцов*, В.А. Долинский

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

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

АГЛОМЕРАЦИЯ ДВУХСЛОЙНОЙ ШИХТЫ С РАЗДЕЛЕНИЕМ ТВЁРДОГО ТОПЛИВА ПО ФРАКЦИЯМ

В статье приведены результаты исследования по влиянию гранулометрического состава твёрдого топлива на показатели процесса спекания и качество агломерата.

The results of research to influence of granulometric composition of solid fuel on the ease of sintering and the quality of the sinter in the article.

Гранулометрический состав твёрдого топлива оказывает существенное влияние на основные показатели процесса спекания и качество агломерата. Согласно лабораторным и промышленным исследованиям при использовании в аглошихте мелких фракций (менее 0,5 мм) или увеличении доли данных фракций в топливе наблюдается снижение удельной производительности аглоустановки, выхода годного агломерата, вертикальной скорости спекания, а также ухудшение прочностных характеристик агломерата [1 – 3]. Данные закономерности характерны при окусковании тонкоизмельчённых концентратов независимо от типа исходных железных руд и методов их обогащения.

Влияние повышения крупности твёрдого топлива (более 2,5 – 3,0 мм) в различных источниках оценивается неоднозначно. Спекание аглошихты на основе концентратов КМА с повышением крупности коксовой мелочи ($d_{\text{экв}}$ возрастает с 0,56 до 2,02 мм) сопровождается увеличением удельной производительности установки, вертикальной скорости спекания и выхода годного агломерата [4]. При агломерации шихты на основе коршуновского концентрата отмечается, что с увеличением верхнего предела крупности твёрдого топлива с 0 – 1,6 до 0 – 3 мм показатели процесса (удельная производительность, вертикальная скорость спекания) практически не растут, что вызвано стабилизацией скорости перемещения зоны горения [1]. По другим данным [5] увеличение среднего диаметра коксовой мелочи более 1,7 мм приводит к снижению удельной производительности агломерационной установки и вертикальной скорости спекания.

Для повышения эффективности использования твёрдого топлива при агломерации предлагались различные способы ввода его в аглошихту: нака-

тывание топлива на гранулы предварительно окомкованной шихты, дополнительный ввод топлива в верхний слой [6], подача различного по крупности топлива в верхний и нижний слои шихты [1]. Однако указанные способы ввода твёрдого топлива в аглошихту в настоящее время либо не применяются, либо не получили широкого распространения на отечественных аглофабриках ввиду их сложного аппаратного обеспечения, а также выявленных в процессе промышленных испытаний технологических недостатков.

На аглофабрике ОАО «ЗСМК» в настоящее время применяется технология двухслойного спекания шихты, позволяющая автономно подавать топливо в шихту в дозирочном отделении и агломерационном корпусе. Для минимизации недостатка тепла в верхнем слое шихты массовую долю топлива в нём увеличивают на 0,5 – 1,5 % (абс.) по сравнению с нижним слоем. Железородная часть шихты представлена тонкоизмельчёнными концентратами, в основном, с повышенным содержанием магнезии, что обуславливает необходимость поддержания относительно высокого температурно-теплового уровня процесса спекания за счёт дополнительного расхода твёрдого топлива в шихту.

Целью данной работы является исследование влияния крупности твёрдого топлива в верхнем слое шихты на показатели процесса спекания и качество агломерата; совершенствование технологии агломерации шихты с использованием топлива, разделённого по фракциям.

Для отработки данной технологии были проведены лабораторные опыты по спеканию агломерационной шихты, состоящей из шихтовых материалов текущего производства, применяемых на аглофабрике ОАО «ЗСМК» (таблицы 1 – 3). Было проведено 6 серий опытов, в которых изменяли содержание фракции менее 0,5 мм в твёрдом топливе шихты верхнего слоя: 1 – 4-ая серии опытов – при постоянном содержании топлива в шихте 7,5 % и оптимальной влажности шихты; 5, 6-ые серии – при оптимальном содержании топлива и влаги в шихте. Высота слоя и содержание возврата в шихте, удельный расход извести, соотношение верхнего и нижнего слоёв, разрежение во всех сериях оставались постоянными величинами: 375 мм, 33 %, 27 кг/т агломерата, 1/2, 7,84 кПа соответственно. Гранулометрический состав твёрдого топлива для нижнего слоя шихты в опытах всех серий был одинаков (таблица 3).

Динамика изменения основных технологических показателей процесса спекания и качества агломерата приведена на рисунке 1.

Анализ полученных данных показывает, что при уменьшении содержания мелких фракций (менее 0,5 мм) в коксовой мелочи верхнего слоя шихты с 45 (серия 1) до 0 % (серия 4) с соответствующем увеличением крупных фракций (более 3 мм) наблюдается снижение удельной производительности аглоустановки с 1,028 до 0,895 т/(м² · ч) (на 12,94 % (отн.)) за счёт падения вертикальной скорости спекания с 17,44 до 13,64 мм/мин (на 21,79 % (отн.)).

Таблица 1 – Химический состав шихтовых материалов

Наименование материала	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	<0,074
1 Концентраты ММС:														
коршунковский	32,65	17,35	11,22	13,27	15,31	6,12	3,06	1,02	–	–	–	–	–	61,22
абагурский	20,39	23,68	11,18	22,37	11,84	5,26	4,61	0,66	–	–	–	–	–	55,26
мундыбашский	20,99	19,75	12,35	13,58	17,28	8,64	6,17	1,23	–	–	–	–	–	53,09
2 Флюсы:														
известняк	2,68	4,70	1,34	4,70	3,36	2,68	4,70	4,03	7,38	10,74	12,08	29,53	12,08	8,72
известь	1,94	5,83	1,94	3,88	5,83	5,83	8,74	8,74	12,62	16,50	12,62	15,53	–	9,71

Таблица 2 – Гранулометрический состав шихтовых материалов

Наименование материала	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	<0,074
1 Концентраты ММС:														
коршунковский	32,65	17,35	11,22	13,27	15,31	6,12	3,06	1,02	–	–	–	–	–	61,22
абагурский	20,39	23,68	11,18	22,37	11,84	5,26	4,61	0,66	–	–	–	–	–	55,26
мундыбашский	20,99	19,75	12,35	13,58	17,28	8,64	6,17	1,23	–	–	–	–	–	53,09
2 Флюсы:														
известняк	2,68	4,70	1,34	4,70	3,36	2,68	4,70	4,03	7,38	10,74	12,08	29,53	12,08	8,72
известь	1,94	5,83	1,94	3,88	5,83	5,83	8,74	8,74	12,62	16,50	12,62	15,53	–	9,71

Таблица 3 – Гранулометрический состав твёрдого топлива верхнего слоя шихты

Наименование	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
Серия 1	2,40	1,20	2,40	2,50	7,22	6,00	9,61	7,85	17,40
Серия 2*	1,13	1,18	1,20	2,42	6,05	4,84	9,68	4,40	16,80
Серии 3, 5	1,16	1,18	1,18	2,36	3,54	2,36	4,72	3,10	16,10
Серии 4, 6	–	–	–	–	–	–	–	–	20,60

Окончание таблицы 3

Наименование	Класс крупности материала (мм), %							d _{экв.} , мм
	0,63 – 1,0	1,0 – 1,6	1,6 – 2,5	2,5 – 3,0	3,0 – 5,0	5,0 – 8,0	<0,5	
Серия 1	10,80	9,30	10,32	2,00	7,62	3,38	45,00	0,46
Серия 2*	16,31	9,68	10,88	2,43	9,00	4,00	35,00	0,54
Серии 3, 5	18,80	12,60	14,69	3,20	10,38	4,63	25,00	0,65
Серии 4, 6	22,92	14,52	18,25	3,71	13,85	6,15	–	1,42

Примечание: *гранулометрический состав топлива для верхнего слоя шихты серии 2 и нижнего слоя.

Выход годного агломерата, напротив, возрастает с 63,60 до 73,52 % (на 15,60 % (отн.)) за счёт увеличения доли фракции более 25 мм) в агломерате с 8,59 до 22,16 % соответственно. Оптимальная влажность шихты закономерно снижалась с 7,3 (серия 1) до 7,2 % (серия 4) вследствие увеличения d_{экв.} коксовой мелочи верхнего слоя шихты с 0,46 до 1,42 мм. Относительно высокая вертикальная скорость спекания в серии 1 вызвана повышением скорости фильтрации воздуха через спекаемый слой: максимальное значение данного показателя до момента резкого повышения температуры отходящих газов от аглоустановки для серии 1 – 0,420 м³/(м²·с), против 0,174 м³/(м²·с) – для серии 4. По нашему мнению, это объясняется тем, что при горении более крупного топлива верхнего слоя (увеличение содержания фракции более 3 мм с 11,00 в серии 1 до 15,01 – 20,00 % в сериях 3, 4) происходит существенное увеличение количества жидких фаз, которые приводят к повышению газодинамического сопротивления слоя горения. Об этом свидетельствует также увеличивающийся во время проведения процесса спекания период стабилизации скорости фильтрации воздуха с 16,5 (серия 1) до 21,5 мин (серия 4). Кривые распределения скорости фильтрации воздуха в верхнем и нижнем слоях имеют экстремальный характер падения, что обуславливает существенное замедление скорости передвижения зоны горения по всей высоте спекаемого слоя.

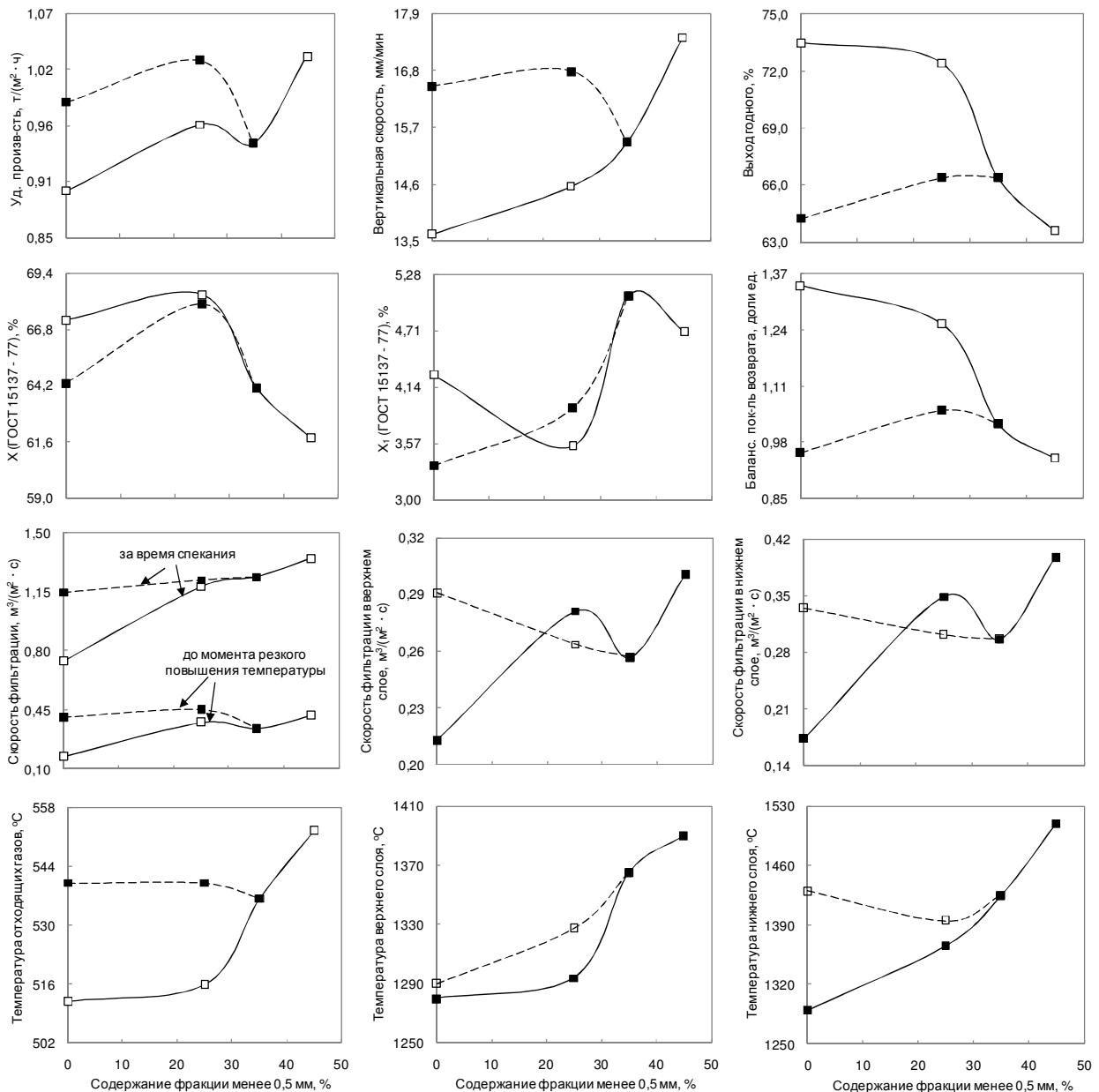


Рисунок 1 – Зависимость показателей аглопроцесса и качества агломерата от содержания фракции менее 0,5 мм в твёрдом топливе верхнего слоя шихты (—— – содержание топлива 7,5 %; ----- – оптимальные параметры)

Снижение максимальной температуры отходящих газов с 553 до 512 °C вызвано уменьшением максимальной температуры в спекаемом слое (верхний/нижний уровни) с 1390/1510 до 1280/1290 °C, что согласуется с закономерностями слоевого горения твёрдого топлива различной реакционной способностью: использование более крупного топлива с меньшей реакционной способностью приводит к растягиванию зоны высоких температур в слое и соответствующему снижению их абсолютных значений [1]. На снижение температуры также повлияла способность крупных фракций коксовой мелочи выступать в качестве зародышей гранул шихты, что затрудняет в них диффузию кислорода к углероду топлива. Таким образом, температура ниж-

него и верхнего слоёв в серии 4 практически выравнивается (разность между ними сокращается со 120 до 10 °С).

Прочностные характеристики агломерата по мере снижения содержания фракции менее 0,5 мм в твёрдом топливе верхнего слоя шихты улучшаются: X (на удар) увеличивается с 61,78 до 67,23 %, а X₁ (на истирание) уменьшается с 4,71 до 4,26 % (ГОСТ 15137 – 77).

С уменьшением содержания фракции менее 0,5 мм в коксовой мелочи верхнего слоя шихты с 45 до 0 % балансировочный показатель возврата (отношение количества возврата, вводимого в шихту к количеству возврата, полученному из спека) возрастает с 0,944 до 1,342 доли ед.; при разгрузке агломерата из аглочаши на колосниковой решётке видны следы проникновения расплава (серии 3, 4), что свидетельствует об избыточном количестве топлива в шихте.

При снижении содержания топлива в шихте с 7,5 (серия 2) до 7,2 % (серия 5) и 7,1 % (серия 6) оптимальная влажность шихты уменьшается с 7,3 до 7,2 и 7,1 % соответственно, показатели процесса спекания остаются практически на одном уровне с базовыми (серия 2): удельная производительность повышается до 0,983 – 1,024 т/(м² · ч), линейная скорость спекания – до 16,50 – 16,79 мм/мин, выход годного агломерата незначительно снижается до 64,23 – 66,39 % (рисунок 1). Это указывает на минимизацию технологических недостатков аглопроцесса (падение удельной производительности и вертикальной скорости спекания), связанных с укрупнением твёрдого топлива. Механическая прочность агломерата на удар практически не изменилась и составила 64,32 %, а на истирание – снизилась до 3,34 %.

Распределение серы и оксида железа (II) в полученном агломерате и возврате приведено на рисунке 2.

Динамика изменения содержания серы и оксида железа (II) в агломерате серий 1 – 4 находится в обратной зависимости от крупности топлива: с уменьшением доли фракции менее 0,5 мм в твёрдом топливе верхнего слоя шихты повышается содержание оксида железа (II) при одновременном снижении содержания серы. Поведение серы в данном случае объясняется снижением температурно-теплового уровня процесса спекания.

Реализация технологии ввода различного по крупности топлива в аглошихту в условиях аглофабрики ОАО «ЗСМК» возможна при реконструкции существующей схемы распределения твёрдого топлива в корпусе агломерации: установке классификатора, дополнительного конвейера и течек для разделения топлива на крупную (более 3 мм) и мелкую (менее 3 мм) фракции с последующей подачей их в верхний и нижний слой шихты соответственно. Внедрение вышеописанной технологии на аглофабрике ОАО «ЗСМК» позволит снизить удельный расход твёрдого топлива при производстве агломерата на 4 % (отн.) при сохранении показателей процесса спекания и качества агломерата на уровне базовой технологии, уменьшить выбросы диоксида углерода, оксидов азота в атмосферу.

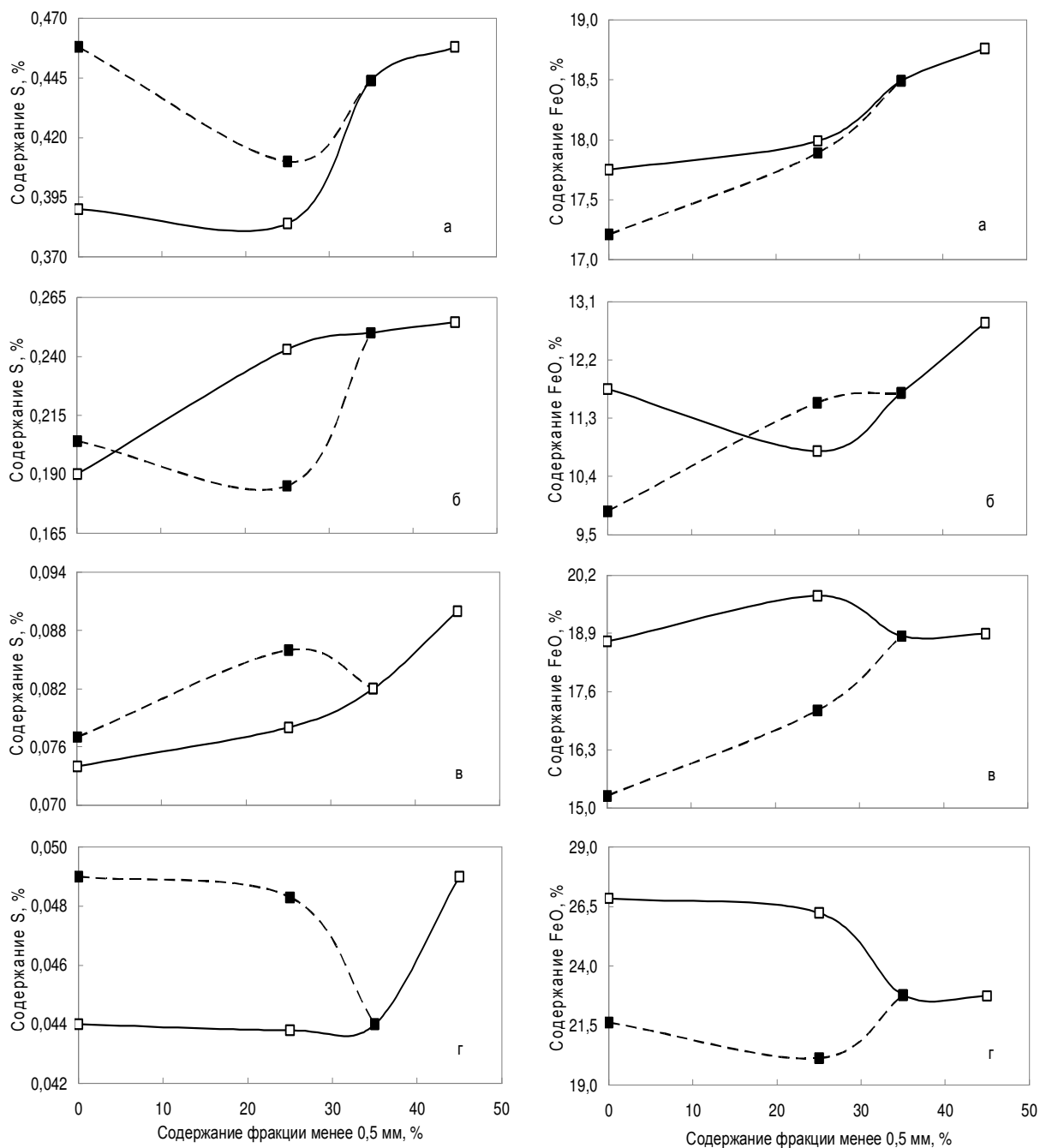


Рисунок 2 – Влияние содержания фракции менее 0,5 мм в твёрдом топливе верхнего слоя шихты на содержание серы и оксида железа (II): а, б, в – в возврате фракции 0 – 1, 1 – 3, 3 – 5 мм соответственно; г – агломерате (— – содержание топлива 7,5 %; ---- – оптимальные параметры)

Выбор технологии агломерации с повышенным или оптимальным расходом топлива, разделённого по фракциям, в конкретных шихтовых условиях будет определяться производственной загрузкой оборудования и требованиями к качественным характеристикам товарного агломерата.

ВЫВОДЫ

1. Отсев фракции менее 0,5 мм (с соответствующим перераспределением гранулометрического состава в сторону увеличения эквивалентного диаметра частиц) из коксовой мелочи верхнего слоя шихты приводит к снижению удельной производительности аглоустановки за счёт падения вертикальной скорости спекания; при этом повышается выход годного агломерата, улучшаются качественные характеристики агломерата (механическая прочность агломерата на удар и истирание).

2. Оптимизация содержания топлива в шихте при разделении его по фракциям позволяет сохранить показатели процесса спекания и качество агломерата на уровне базовой технологии, снизить выбросы вредных веществ (CO_2 , NO_x) в атмосферу при производстве агломерата.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Карабасов Ю.С. Использование топлива в агломерации / Ю.С. Карабасов, В.С. Валавин. – М.: Metallurgy, 1976. – 264 с.

2. Влияние твёрдого топлива на выбросы монооксида углерода и оксида азота при агломерации / М.Ф. Витущенко [и др.] // Сталь. – 2007. – № 8. – С. 18 – 21.

3. К вопросу о механизме горения твёрдого топлива при агломерации / А.Г. Михалевич [и др.] // Сталь. – 1980. – № 5. – С. 357 – 359.

4. Михайлов В.Г. Влияние крупности агломерационного топлива на показатели спекания и качество агломерата из концентратов КМА / В.Г. Михайлов, А.А. Ряжских, Е.А. Путилин // Современная металлургия начала нового тысячелетия: сб. науч. тр. – Липецк: Изд. ЛГТУ, 2007. – Ч. 3. – С. 68 – 75.

5. Коротич В.И. Агломерация рудных материалов / В.И. Коротич, Ю.А. Фролов, Г.Н. Бездежский. – Екатеринбург: Изд. УГТУ – УПИ, 2003. – 400 с.

6. Ефименко Г.М. Подача топлива в агломерационную шихту на аглофабрике ЗСМЗ по двухслойной схеме / Г.М. Ефименко, В.В. Дябин, Б.И. Колокольцов // Сталь. – 1974. – № 10. – С. 876 – 878.

В.М. Павловец, М.В. Иванов

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

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИНУДИТЕЛЬНОГО ЗАРОДЫШЕОБРАЗОВАНИЯ В ПРОИЗВОДСТВЕ ОКАТЫШЕЙ ИЗ ТРУДНОКОМКУЕМЫХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Показана принципиальная возможность формообразования промышленных железорудных материалов методом принудительного зародышеобразования. Установлено влияние технологических параметров напыления и гранулометрического состава шихты на прочностные показатели напыленного слоя и зародышей, полученных из напыленного слоя.

The basic opportunity agglomeration industrial iron-ore materials by a method compulsory structurization is shown. Influence of technological parameters dispersion and fractional structure charge on durability parameters of the raised dust layer and the germs received from the raised dust layer is established.

Железорудные окатыши, наряду с агломератом, являются основным металлургическим сырьем для производства передельного чугуна (30-90 % в шихте доменной плавки) и металлизированных брикетов, применяемых для выплавки электростали [1, 2]. К окатышам, используемым для металлизации, предъявляют повышенные требования по содержанию железа и пустой породы, химическому и минеральному составу, прочностным свойствам, восстановимости, грансоставу и др. Поэтому любое изменение вещественного и гранулометрического составов исходной шихты после введения в неё тонкодисперсных железорудных материалов, в том числе промышленных отходов и различных добавок, требует внесения корректив в технологический и теплотехнический режимы производства окатышей. После обжига сырья необходимо проведение исследований металлургических, преимущественно прочностных, свойств окатышей.

Для стабильного получения сырых окатышей при окомковании используют железорудную шихту, включающую железосодержащие концентраты, шламы, отходы, флюсующие и связующие добавки, с частицами крупностью менее 0,074 мм (93-96 %) [2]. Главное требование по фракционному составу шихты продиктовано трудностью окомкования (формообразования) грубодисперсных шихтовых материалов, коэффициент комкуемости у которых составляет менее 0,5, а прочность сырых окатышей не превышает 10 Н/окатыш. Окатыши с низкой прочностью склонны к трещинообразованию при транспорти-

ровке и сушке окатышей, что напрямую влияет на качество обожженных окатышей и поведение их в доменной печи.

Окатыши удовлетворительной прочности можно получить при грубом помоле концентрата до крупности, равной 0,2 мм [2]. Основное условие для таких шихт при окомковании является замена воды на более эффективные и дорогостоящие связующие. Это растворы жидкого стекла, сульфит-дрожжевая бражка, известковое молоко и др. [3]. Возможность снижения себестоимости окатышей привела к использованию в качестве связующего отходов теплоэнергетики, химической, металлургической и пищевой промышленности. В частности, применяя отходы сахарной патоки при окомковании, можно получить после обжига окатыши высокой прочности [4]. Используя альтернативные связующие необходимо учитывать, что их добавки снижают содержание железа в окатышах и часто приводят к необходимости уменьшения максимальных температур обжига [2]. По этой причине широко распространенный бентонит, вводимый в количестве 1,0-1,5 % в железорудную шихту, предлагается заменять синтетическим связующим в количестве 0,1-0,2 % [5]. В США разработали комбинированные связующие на основе кальцинированной соды, позволяющие снизить содержание связки в шихте до 0,5 кг/т. В Швеции бентонит заменяют хлоридами кальция и железным купоросом [6].

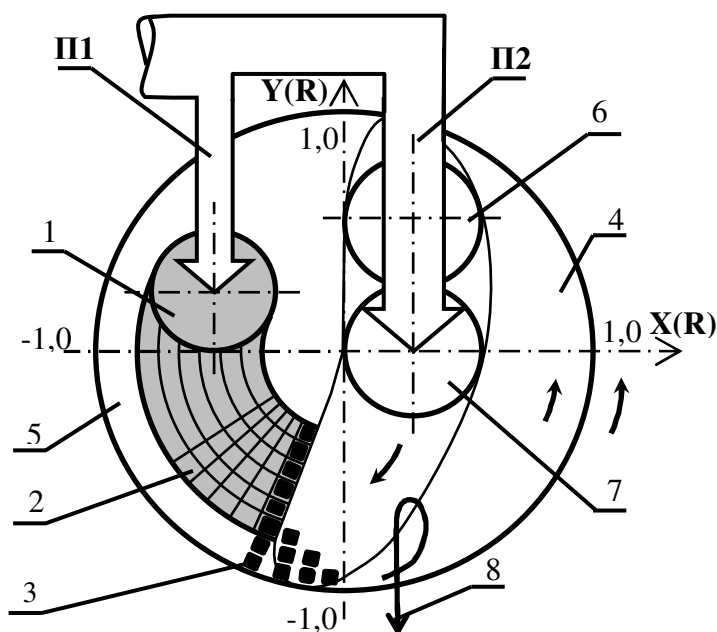
Частичная замена дорогостоящего концентрата железосодержащими отходами металлургического производства позволяет снизить себестоимость окускованного сырья. В шихте окатышей применяют металлургические шлаки [2], бокситовые красные шламы [7] и другие железосодержащие материалы. Причем в работе [7] выявили способность бокситового красного шлама повышать горячую прочность окатышей.

Использование топливных добавок в шихте окатышей (измельченный уголь, пековый кокс, шламы углеобогащения, тканевые и волосяные нити, древесные опилки [2, 8, 9]) позволяет реализовать теплотехнические преимущества топлива, находящегося в структуре окатышей, при их обжиге [2]. Снижается расход более дорогостоящего природного газа, уменьшается длительность термообработки за счет внутреннего источника тепловыделения. Появляется возможность формирования пористости и структуры окатышей. Однако при использовании угля, кокса и углеродсодержащих шламов снижаются комкующие свойства шихты, что ограничивает производительность окомкователя. Кроме этого, при обжиге углеродсодержащих окатышей появляется опасность появления спеков за счет плавления шлаковой связки, что требует тщательного подбора теплотехнического режима спекания. По этой причине содержание углеродсодержащих добавок в шихте окатышей не превышает 1-2 % [2]. Лабораторным путем установили, что применение измельченных до крупности 0,1 мм частиц растительного происхождения (древесные частицы, растительная мука) в количестве 1-2 % практически не ухудшает процесс окомкования железорудной шихты, поскольку некоторые из них (например, хвойные) проявляют связующие свойства, усиливающиеся во влажной среде. Сухие стеблевые растительные отходы, измельченные до

игольчатого состояния после обжига окатышей способны сформировать особую поровую структуру окатышей, содержащих капиллярные каналы с минимальной извилистостью, что при последующем восстановительном обжиге повышает степень металлизации сырья.

Использование органических отходов сельскохозяйственного производства на зарубежных фабриках окомкования происходит преимущественно при совместном сжигании природного газа, нефти и измельченных отходов (древесная щепа, стебли кукурузы) в специальных форкамерах [10]. Структура и минеральный состав окатышей при этом не меняются. Недостатком этой технологии утилизации отходов является необходимость более глубокой очистки горновых газов от зольных частиц, образовавшихся после горения органических материалов.

Лимитирующей стадией производства окатышей, имеющих в шихте добавки труднокомкуемых железосодержащих руд, концентратов и отходов производства, является процесс окомкования, реализуемый в барабанных и тарельчатых окомкователях [1, 2, 11]. Чтобы исключить ограничения по использованию труднокомкуемых сыпучих материалов в процессе окомкования предложено использовать принудительное зародышеобразование, осуществляемое методом напыления влажной шихты на донный гарнисаж окомкователя сжатым воздухом [12, 13]. Схема принудительного зародышеобразования реализуется с помощью устройства, показанного на рисунке 1.



1 – область напыления (напыленный слой); 2 – область принудительного зародышеобразования; 3 – зародыши; 4, 5 – рабочая и холостая зоны окомкователя; 6, 7 – области увлажнения и доокомкования; 8 – годные окатыши

Рисунок 1 – Схема получения окатышей на основе принудительного зародышеобразования

нудительного зародышеобразования на порядок выше скорости зародышеобразования при перекате шихты по традиционной технологии, что позволяет повысить производительность окомкователя. Процесс напыления менее чувствителен к фракционному и минеральному составу шихты и достаточно эффективно протекает с частицами размером до 0,5 мм и влажностью 6-8 %. Напыление труднокомкуемой шихты, содержащей тонкоизмельченный уголь или древесные опилки, по этой технологии позволяет получать зародыши, содержащие до 6 % топливных добавок.

Эксперименты проводили на лабораторном окомкователе диаметром 1,0 м с нарощенными бортами, наклоненном под углом 45° к горизонту. Напыляемая шихта влажностью 8,4 % содержала железорудный концентрат Тейского месторождения и 1 % бентонита. В качестве основы для напыления использовали шихтовый гарнисаж влажностью 4-6 % и плотностью 2575 кг/м^3 , сформированный на днище лабораторного окомкователя. Влажную шихту напыляли сжатым воздухом, подаваемым в струйный аппарат под давлением 0,2 МПа и расходом $0,6 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Коэффициент напыления шихты на гарнисаж K , %, вычисляли по отношению массы напыленного слоя к массе шихты, загружаемой в струйный аппарат. После определения диаметра d , мм, и высоты h , мм, напыленного слоя его делили механическими делителями на мерные фрагменты (зародыши) по форме, близкой к сферокубам, размеры граней которого составляли около 10 мм. Прочность на сжатие и плотность зародышей исследовали с помощью образцов, вырезанных из них методом режущего кольца (ГОСТ 5180-84). В центральной зоне напыленного слоя, ограниченной относительным диаметром, равным $0 \pm 0,2$, брали 10-15 образцов специальными пробоотборниками (режущим кольцом) диаметром 10 мм, высоту которых (5-10 мм) подбирали экспериментально. Прочность на сжатие влажных – $P_{\text{вл}}$ и сухих – $P_{\text{сух}}$, кПа, образцов определяли по ГОСТ 17245-79 и 26447-85. Часть проб использовали для определения плотности $\rho_{\text{вл}}$, кг/м^3 , и влажности образцов W , %. Взвешивание материалов проводили на электронных весах VIBRA серии AF – R220 CE (Япония).

Целью экспериментов было определение прочности на сжатие и плотности влажных зародышей, коэффициента напыления влажной шихты в зависимости от расстояния L , м, до шихтового гарнисажа, расхода шихты $G_{\text{ш}}$, г/с, в струйном аппарате и размеров частиц $d_{\text{ч}}$, мм, напыляемого материала.

Установили, что диаметр напыленного слоя d , мм, и высота на его оси h , мм, в наибольшей степени зависят от расстояния до напыляемой основы. Диаметр напыленного слоя шихты увеличивается от 60 мм до 350 мм при росте L от 0,1 до 1,0 м и определяется углом раскрытия струи ($\alpha=20^\circ$). Расчетные значения диаметра составляют 66 и 390 мм при диаметре струйного аппарата $d_{\text{с}}$, равном 0,03 м. Повышенная шероховатость напыляемой основы (у шихтового гарнисажа она зависит от размера частиц и плотности) и рост влажности шихты с 4 до 9 % увеличивают диаметр и высоту напыленного слоя на 10-15 %.

Искусственное формирование шероховатости гарнисажа, осуществляемое, например, очисткой его на окомкователе, способно интенсифицировать процесс напыления. Частицы глубоко внедряются в шероховатый гарнисаж и легко напыляются на его поверхность. Поэтому напыленный слой шихты имеет прочное механическое сцепление с влажной шихтовой основой.

Геометрические параметры напыленного слоя зависят от расхода шихты. Выяснили, что с ростом $G_{ш}$ от 15 до 90 г/с диаметр и высота напыленного слоя увеличиваются на 12-16 %. Было установлено, что коэффициент напыления шихты зависит от расстояния до напыляемой основы и повышается с 72 % ($L=0,1$ м) до 92 % ($L=1,0$ м). Это связано с тем, что более высокое давление струи при $L=0,1$ м формирует пескоструйный эффект и выбивание частиц с поверхности напыленного слоя. Этому способствует ярко выраженная коническая форма напыленного слоя, при которой его высота соизмерима с диаметром. С ростом L отношение высоты к диаметру напыленного слоя резко уменьшается до 0,01-0,03, а его поверхность выравнивается. При этом различия в прочностных свойствах, плотности и пористости образцов по сечению напыленного слоя существенно снижаются. Повысить равномерность свойств зародышей, полученных из напыленного слоя, можно специальными насадками, установленными на пути движения напыляемой шихты.

В наибольшей степени на параметры напыленного слоя влияет фракционный состав шихты. С уменьшением размеров частиц от 0,3 мм до 0,025 мм диаметр напыленного слоя увеличивается на 22-25 % с 125 мм до 155 мм при $L=0,3$ м (рисунок 3). Высота напыленного слоя одновременно возрастает на 15-18 %, а коэффициент напыления шихты увеличивается с 58 % до 84 %.

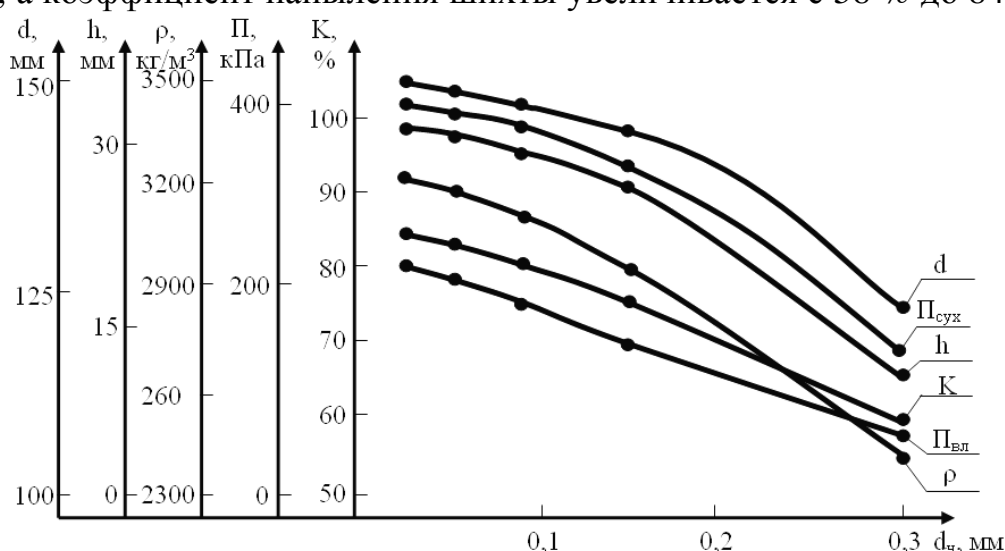


Рисунок 3 – Параметры напыленного слоя и зародышей в зависимости от размеров частиц напыляемой шихты

Результаты, приведенные на рисунке 3, получены при расходе влажной шихты в струйном аппарате, равном $G_{ш}=30$ г/с. Сопло струйного аппарата имело диаметр 0,02 м. Температура струи и окружающего воздуха была 18 °С.

В ходе экспериментов установили, что железорудная шихта с размерами частиц 0,025-0,2 мм позволяет сформировать прочные (до 120 кПа) и плотные

(до 3200 кг/м³) влажные зародыши, способные выдерживать ударные нагрузки на окомкователе и комковаться до кондиционных влажных окатышей прочностью, превышающей 10 Н/окатыш. Получение зародышей с более высокой пористостью (плотность 2200-2600 кг/м³) дает возможность формировать окатыши с повышенной пористостью в центре окатышей, что позволяет прогнозировать повышение восстановимости окатышей в металлургической плавке на 5-10 %.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Металлургия чугуна/Е.Ф. Вегман [и др.]. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. – 774 с.
2. Интенсификация производства и улучшение качества окатышей /Ю.С. Юсфин [и др.].– М.: Металлургия, 1994. – 240 с.
3. Вегман Е.Ф. Окускование руд и концентратов/Е.Ф. Вегман.– М.: Металлургия, 1984. – 256 с.
4. Палант А.А. К вопросу об окомковании сульфидных молибденовых концентратов / А.А. Палант // Металлы. – 2007. – №2. – С. 23-25.
5. Горбачев В.А. Роль бентонито-полимерной композиции в формировании металлургических свойств окатышей / В.А. Горбачев [и др.] // Сталь. – 2005. – № 2. – С. 19-21.
6. Мещерякова Н.И. Производство железорудных окатышей с органическими связующими / Н.И. Мещерякова // Экспресс информация. Черные металлы, М.: Чермет информация. – 1985. – Вып. 25. – С. 16.
7. Утков В.С. Повышение прочности агломератов и окатышей при помощи бокситового красного шлама/В.С. Утков, Л.И. Леонтьев // Сталь. – 2005. – № 9. – С. 2-4.
8. Павловец В.М. Использование нитевидных отходов производства при получении железорудных окатышей/ В.М. Павловец. – Сб. докладов II-й международной науч. практ. конференции «Управление отходами – основа восстановления экологического равновесия в Кузбассе», Новокузнецк, СибГИУ, 2008, с.76-80.
9. Воронов В.Ф. Строительство и результаты опробования промышленной установки TECNOPEL / В.Ф. Воронов // Новости черной металлургии за рубежом. – 2009. – № 9. – С. 32-33.
10. Производство товарной железной руды в Северной Америке в 2005 году//Новости черной металлургии за рубежом. – 2006. – № 4. – С. 9-15.
11. Утилизация пылей и шламов в черной металлургии/А.И. Толочко [и др.].- Челябинск: Металлургия, 1990.– 152 с.
12. Патент № 2385351 Россия, МКИ⁷ С22В 1/24. Способ получения окатышей / В.М. Павловец – № 2008139095/02. Заявл. 01.10.2008; Оpubл. 27.03.2010. Бюл. №9 // Изобретения. Полезные модели. 2010. – № 9.
13. Патент № 2387720 Россия, МКИ⁷ С22В 1/24. Способ подготовки шихты к спеканию / В.М. Павловец – № 2008151256/02. Заявл. 23.12.2008; Оpubл. 27.04.2010. Бюл. №12 // Изобретения. Полезные модели. 2010. – № 12.

А.П. Коробейников

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

О ПОВЕДЕНИИ ФОСФОРА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ УВАТСКИХ МАРГАНЦЕВЫХ РУД

Разработаны две схемы обогащения Уватских марганцевых руд. Получены концентраты с содержанием 46 и 52 % марганца. Фосфор практически полностью извлекается в концентраты, что указывает на связь его с марганцевым минералом криптомеланом.

Two schemes of enrichment of Uvatsk manganese ores are developed. Concentrates with the maintenance 47 and 52 % manganese are received. Phosphorus is almost completely taken in concentrates that specifies in its communication with a manganese mineral kriptomelan.

Фосфор является одной из наиболее вредных примесей в марганцевых рудах. В связи с этим, изучение природы и поведения фосфора при механическом обогащении их, представляет практический и теоретический интерес.

Исследованию на обогатимость подвергалась проба марганцевой руды Николаевского участка Уватской группы месторождений следующего минералогического состава: криптомелан, гидроокислы железа, кварцы, опал и глинистые минералы. Химический состав руды представлен таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав руды и концентратов

Материалы	Содержание, %												
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe _{общ}	Mn	MnO	MnO ₂	O _{2акт}	П.П.П.	P	BaO	K ₂ O
1. Исходная руда	37,24	1,81	0,43	0,2	1,2	31,0	5,41	43,71	8,05	3,13	0,26	4,23	1,5
2. Концентрат 1	11,4	1,2	0,42	0,58	1,44	46,3	21,14	47,36	8,71	5,02	0,35	5,68	2,15
3. Концентрат 2	3,6	1,15	0,97	0,3	1,06	51,7	28,0	47,67	8,77	8,0	0,38	6,00	2,25

В связи с наличием в исходном сырье большого количества мелкого и глинистого материала, руда перед рассевом промывалась на сетке с диамет-

ром отверстия 1 мм, а затем после сушки отмытый материал и шламы расселись.

Гранулометрический состав исходной руды, приведенный в таблице 2 показывает что проба представлена материалом крупностью 100 – 0 мм. Отмытая руда (100 – 1 мм) содержит 45,4 % марганца то есть на уровне концентрата «1 – В сорта», но имеет несколько повышенное содержание двуокиси кремния – 15,2% против 9 – 15 % по кондициям и сравнительно большое количество фосфора – 0,95 %.

Таблица 2 – Гранулометрический состав исходной руды с распределением компонентов по классам крупности

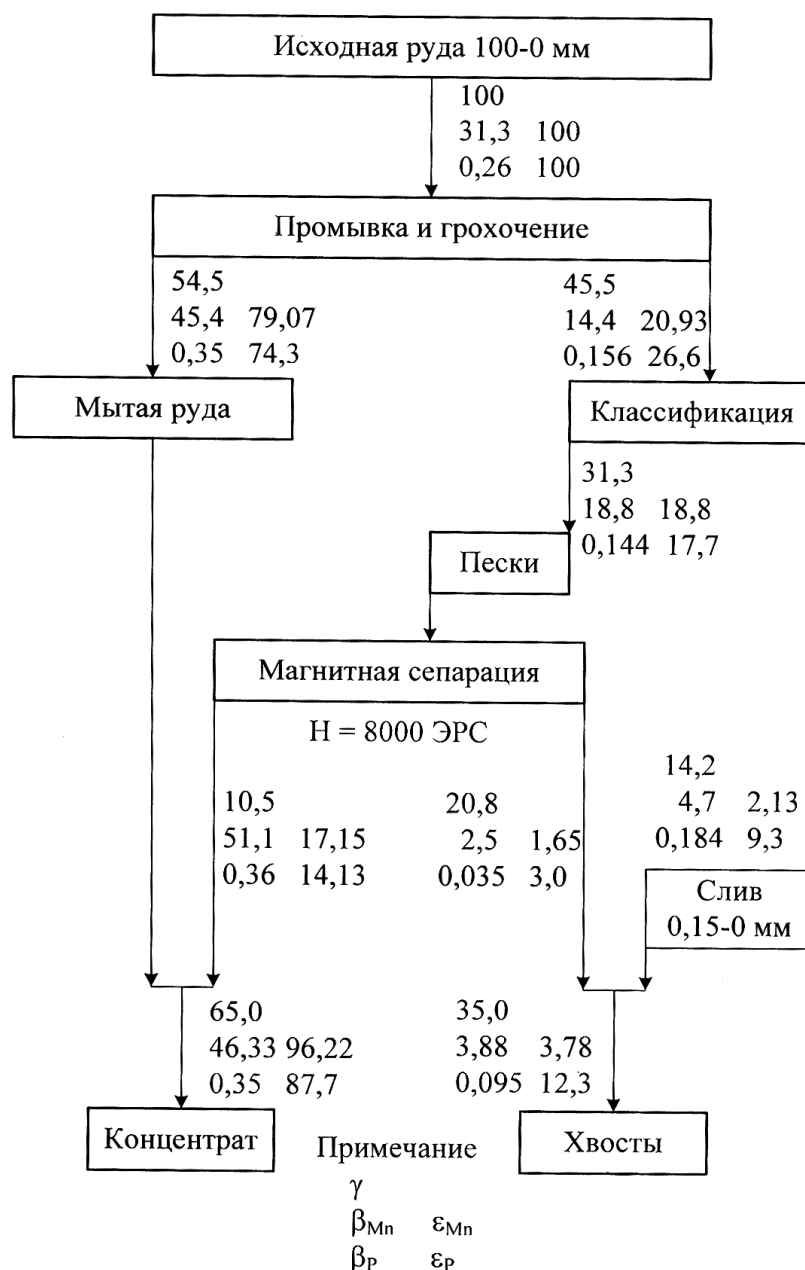
Классы, мм	Выход, %	Содержание, %			Распределение, %			Удельное содержание фосфора Р/Мп
		Mn	P	SiO ₂	Mn	P	SiO ₂	
-100+75	2,2	45,0	0,35	14,26	2,87	2,94	0,91	0,008
-75+50	0,6	53,0	0,4	0,7	1,02	0,92	0,01	0,0076
-50+25	7,5	39,4	0,29	26,96	9,45	8,28	5,83	0,004
-25+12	10,2	44,4	0,32	17,22	14,46	12,47	5,08	0,0072
-12+6	12,0	47,0	0,33	13,76	18,08	15,13	4,78	0,0070
-6+3	14,5	46,9	0,33	12,3	21,73	18,26	5,17	0,0070
-3+1	7,5	48,1	0,35	10,0	11,52	10,0	2,17	0,0073
-1+0,5	8,0	42,9	0,34	57,6	10,97	10,4	76,05	0,0079
-0,5+0,25	11,0	17,2	0,16		6,04	6,72		0,0093
-0,25+0,1	15,3	4,5	0,065		2,2	3,78		0,0144
-0,1	11,2	4,8	0,26		1,72	11,1		0,0542
Исходная руда	100	31,3	0,262	34,47	100	100	100	0,0083

Выход мытой руды составляет 54,5 % при извлечении 79,07 % марганца и 74,35 фосфора.

Класс 0,25 – 0 мм исходной руды можно считать отвальным продуктом. Потери марганца с ним составляют 3,92 % при содержании 4,63 % Mn.

Из результатов гранулометрического анализа следует, что фосфор по классам крупности распределяется пропорционально количеству марганца. Удельное содержание его Р/Мп составляет 0,0072 – 0,0079. И только в материалах 0,5 – 0 мм наблюдается более высокое удельное содержание фосфора, равное 0,0093 – 0,054.

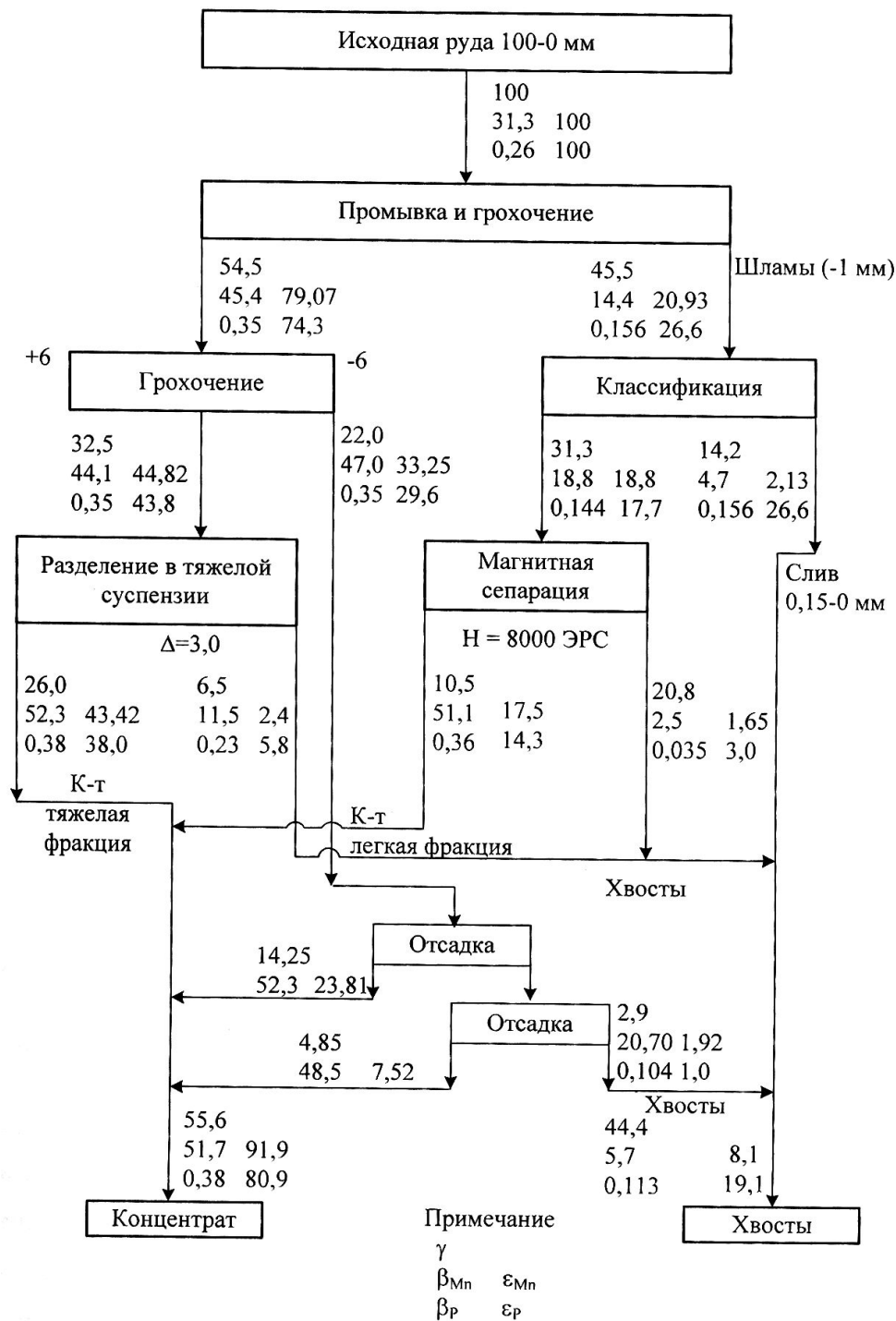
При обогащении руды по схеме (рисунок 1) включающей промывку и грохочение руды на сетке с диаметром отверстия 1 мм, с последующей классификацией материала – 1,0 мм на сетке – 0,15 мм и магнитной сепарацией промпродукта – 1,0+0,15 мм, получен суммарный концентрат, содержащий 46,33 % марганца и 0,35% фосфора (таблица 1) при извлечении 96,22 % Mn и 87,7 % P.



γ – выход фракции, %; β_{Mn} , β_P – содержание марганца и фосфора, %;
 ϵ_{Mn} , ϵ_P – извлечение марганца и фосфора, %

Рисунок 1 – Схема обогащения руд промывкой, классификацией и магнитной сепарацией

Вторая схема обогащения (рисунок 2) отличалась от первой тем, что материал крупностью +6,0 мм делился в тяжелой суспензии удельного веса 3,0; материал крупности -6,0+1,0 мм подвергался отсадке на лабораторной отсадочной машине «Нигризолото» с размером камеры 175×115 мм. По этой схеме получен концентрат с содержанием 51,7 % Mn; 3,6 % SiO₂; и 0,38 % P при извлечении 91,9 % марганца и 80,9 % фосфора (таблица 1).



γ – выход фракции, %; β_{Mn}, β_P – содержание марганца и фосфора, %; ε_{Mn}, ε_P – извлечение марганца и фосфора, %

Рисунок 2 – Схема обогащения руды с дополнительным делением в тяжелой суспензии класса +6 мм

Следовательно, при обогащении Николаевских марганцевых руд указанными способами, фосфор практически полностью извлекается вместе с марганцем в концентрат.

Растворением руды крупностью $-0,074$ мм в $0,5$ N азотной кислоте установлено отсутствие в руде фосфора связанного с кальцием и глиной, который в виде фосфатов кальция обладает высокой растворимостью в азотной кислоте данной концентрации.

Обжигом навески руды 500 г при 800 °С в течение 2 часов в восстановительной атмосфере с добавкой 5 % угля и последующим магнитным обогащением выделена магнитная фракция с содержанием (%): Fe – $22,0$; Mn – $21,0$ и SiO_2 – $0,36$. Выход фракции составил 5 %. Рентгеноструктурным анализом подтверждено, что железо магнитной фракции представлено магнетитом. Таким образом, фосфор частично приурочен к минералу железа и отношение P/Fe+Mn в выделенной фракции составляет $0,0084$.

Последовательной обработкой руды на электрическом и магнитном сепараторах при различных режимах не удалось сконцентрировать фосфор ни в одной из фракции. Удельное содержание его по фракциям не менялось и составляло $0,0066$ – $0,0093$.

Обогащение выполнено на заводе «Сибэлектросталь» под руководством А.Д. Комлевой

ВЫВОДЫ

На основании полученных результатов можно сделать следующие выводы:

1. В руде отсутствуют соединения фосфора с кальцием.
2. При расसेве руды по классам крупности фосфор распределяется по фракциям пропорционально количеству марганца и только в классах $0,5$ – 0 мм наблюдается повышенное удельное содержание его равное $0,0093$ – $0,054$.
3. Фосфор частично приурочен к минералу, содержащему железо.
4. Показано, что фосфор коллектируется в криптомелане.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Конторович Г.И. Поведение фосфора при обогащении марганцевых руд / Г.И. Конторович // Горный журнал. – № 10. – 1951.
2. Конторович Г.И. Распределение фосфора при обогащении марганцевых руд / Г.И. Конторович // Обогащение руд. – № 1. – 1962.
3. Фомин Я.И. Распределение фосфора между рудными и нерудными минералами в марганцевых рудах / Я.И. Фомин // Обогащение руд. – № 4. – 1962.
4. Харламов В.С. О природе и распределении фосфора в продуктах флотации марганцевых шламов Никопольского месторождения / В.С. Харламов, Э.Г. Киринос, В.В. Пирогова // Известия вузов. Горный журнал. – № 12. – 1967.

А.П. Коробейников

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

О ПРИРОДЕ ФОСФОРА В МАРГАНЦЕВЫХ РУДАХ

Экспериментально доказано, что фосфор в руде присутствует в оксидной форме и внедрен в структуру марганцевого минерала криптомелана. Физическими методами обогащения извлечь фосфор из руды не представляется возможным.

Experimentally proofed, that phosphorus in the ore is found in oxygen form and is implanted in structure of manganese mineral cryptomelan. Extraction of phosphorus from the ore by physical methods of upgrading is not possible.

Изучение природы фосфора в марганцевых рудах имеет теоретический и практический интерес. Знание форм внедрения фосфора в руды облегчит нахождение рационального способа ее обесфосфоривания.

Исследованию подвергалась Уватская марганцевая руда (участок Николаевский), содержащая кварц, опал, криптомелан, гидроксиды железа, глинистые минералы. Химический состав руды приведен в таблице 1.

При механическом обогащении руды фосфор на 80-90 % извлекается в концентрат. Это дает основание предполагать, что фосфор связан с криптомеланом.

Таблица 1 – Химический состав исследуемого материала

Материал	Компоненты, вес. %								P Mn
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	Fe	Mn	P	BaO	K ₂ O	
Исходная руда	34,5	2,76	0,85	1,8	31,3	0,26	4,05	1,5	0,0084
Кек	0,62	0,23	0,13	0,22	55,6	0,46	5,76	3,4	0,0083
Извлечение элементов из руды в кек, %	0,68	3,17	4,3	46,6	67,6	67,2	54,1	86,2	

Методы центрифужного, магнитного, электростатического и электрохимического анализов не всегда дают возможность выделить из горной породы абсолютно чистый минерал. Они не позволяют отделить тонкодисперсные, коллоидные и адсорбированные минеральные компоненты. Поэтому нами предпринята попытка выделить чистый марганцевый минерал из руды путем растворения пустой породы кислотами и одновременно проследить поведение фосфора.

Навеска исходной руды крупностью – 0,074 мм, последовательно обрабатывалась при непрерывном перемешивании в растворах плавиковой, азотной и серной кислот. Время выщелачивания навески составляло 60 мин. температура 98 °С, Т:Ж=1:3. Рудные остатки после кислотного растворения тщательно промывались дистиллированной водой, сушились и анализировались. Чтобы убедиться, что после первой обработки навески руды были удалены все механические примеси, растворимые в данной кислоте, остатки вторично подвергали выщелачиванию в этой же кислоте при идентичных условиях (рисунок 1).

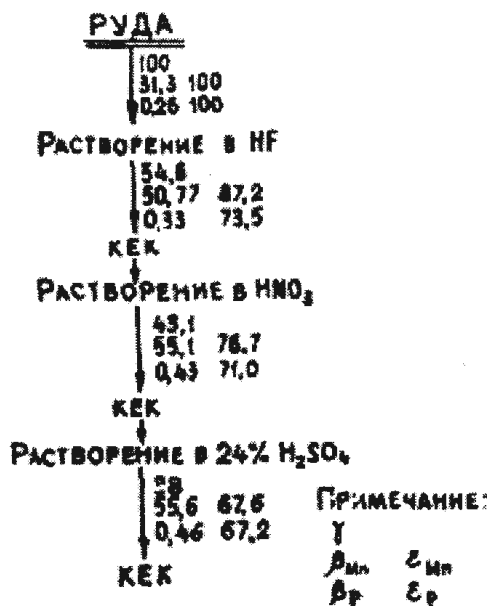


Рисунок 1 – Схема обработки руды кислотами

При двукратной обработке навески в концентрированной HF из руды было растворено 99,32 % SiO₂, 12,8 Mn и 26,5 % P.

При выщелачивании кека в концентрированной азотной кислоте в раствор извлечено 30,5 % Mn, 2,5 % P и получен продукт с содержанием 55,8 % Mn и 0,43 % P. Далее кек дважды подвергали обработке в 24 %-ной серной кислоте, за счет чего дополнительно растворилось 9,1 % Mn и 3,8 % P. Таким образом конечный продукт содержал 55,56 % Mn и 0,46 % P. Полный состав его и извлечение элементов из руды в раствор приведен в таблице 1.

Из результатов эксперимента следует, что фосфор и марганец растворились в кислотах в пропорциональных количествах. Оксиды кремния, алюминия и кальция практически полностью извлечены в раствор. Оксиды калия, бария и железа извлекаются в раствор частично.

Условия снятия: навеска 1,0 г; чувствительность ДТА=1/10; скорость нагревания образца 12 град/мин.

Удельные содержания фосфора (P/ Mn) в руде и конечном кеке равны и составляют 0,008.

В процессе обработки руды все механические примеси были растворены. Остаточный кек представляет марганцевый минерал, не содержащий по-

роды. Рентгеноструктурным анализом доказано, что продукт представляет собой минерал криптомелан (таблица 2). Дериватограммы полученного и исходного минерала идентичны (рисунок 2).

Таблица 2 – Рентгенограмма криптомелана, обработанного в растворах азотной кислоты

Исследуемый образец		Криptomелан	
I	d	I	d
3	6,860	4	6,920
3	4,860	4	4,910
1	4,150	—	—
1	3,790	—	—
4	3,450	2	3,470
9	3,120	5	3,110
1	2,690	—	—
1	2,470	2	2,460
10	2,393	8	2,400
2	2,212	4	2,210
8	2,156	4	2,160
2	1,966	—	—
7	1,827	5	1,835
1	1,658	4	1,640
2	1,624	—	—
7	1,543	5	1,540
5	1,427	4	1,430
3	1,370	—	—
3	1,348	5	1,350
3	1,297	4	1,295
1	1,240	2	1,240
1	1,205	—	—
1	1,161	4	1,150
1	1,109	—	—
1	1,076	—	—

Примечание. Условия съемки: анод – Fe, I=12 мА, V=30 кВ, диаметр камеры – 57,3 мм, диаметр образца = 0,5 мм, время экспозиции = 2 час

При обработке руды кислотами поведение фосфора и марганца однотипно и растворяются они в кислотах в пропорциональных количествах. Вероятно, в исследуемых рудах фосфор внедрен в решетку криптомелана и химически связан с марганцем. Марганец образует ряд химических соединений с валентностями от 2+ до 7+ являясь то катионом оксидов (MnO, Mn₂O₃, Mn₃O₄, MnO₂, MnO₃, Mn₂O₇), то анионом марганцевых кислот.

Для фосфора наиболее характерными являются валентности 3+, 4+, 5+, 6+ в оксидах PO₃, P₂O₃, P₂O₄, P₂O₅, P₂O₆, P₄O₈, P₄O₁₀, P₈O₁₆. Он образует мета-(HPO₃), орто-(H₃PO₄), пиро-(H₄P₂O₇), гипофосфорную (H₄P₂O₆), трифосфорную, (H₅P₃O₁₀), надфосфорную (H₄P₂O₈), мононадфосфорную (H₃PO₅), пиро-

фосфористую ($H_4P_2O_5$), метафосфористую (HPO_2), фосфорноватую ($H_4P_2O_6$), фосфорноватистую (H_3PO_2), гетерополикислоты и соответствующие им соли.

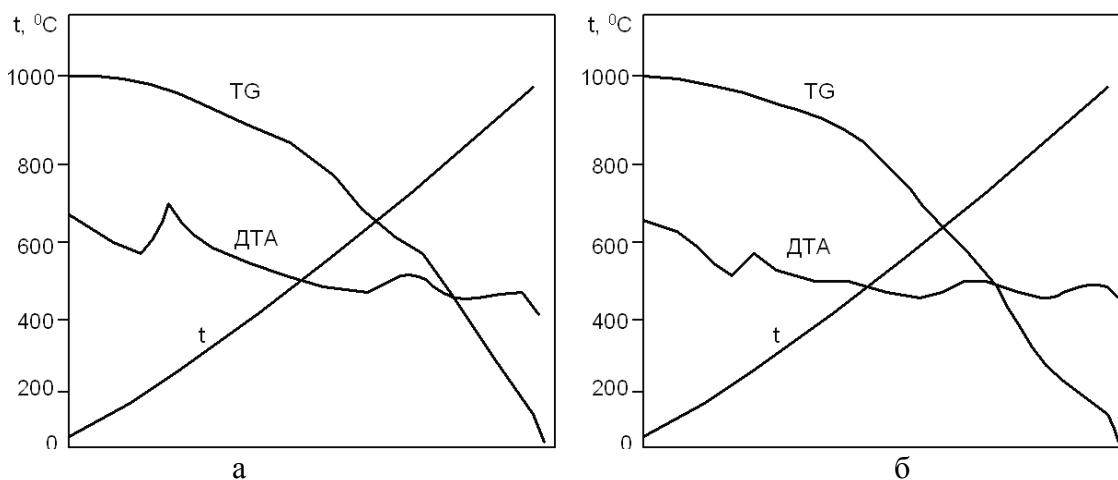
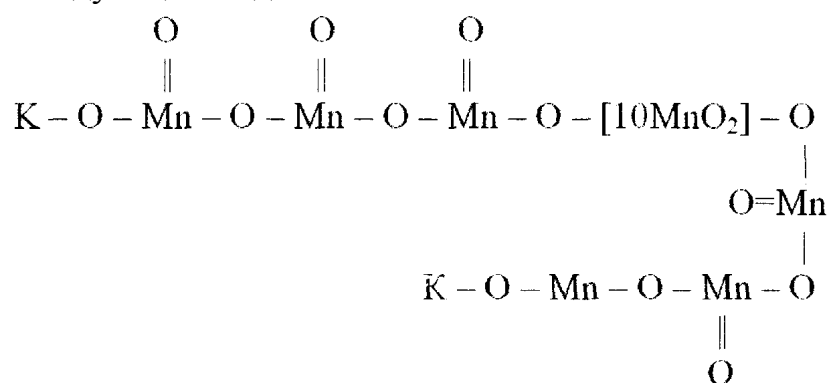


Рисунок 2 – Дериватограммы исходного минерала (а) и полученного после кислотной обработки руды (б)

Марганец Mn^{4+} в окисленных минералах может, играть двойную роль: в виде компонента анионного радикала или отдельного катиона [1]. Одной из наиболее вероятных форм внедрения фосфора в марганцевые минералы-оксиды является изоморфное замещение фосфора и марганца. З.В. Васильев [1] доказал изоморфное замещение иона $(PO_4)^{3-}$ ионами $(MnO_4)^{1-}$ в апатитах. Одинаковые валентности (4+) и близкие ионные радиусы допускают замещение в соединениях H_2MnO_3 и $H_2PO_3^-$.

Криптомелан является разновидностью псилломелана и отличается от последнего только наличием калия и бария в решетке. Он может принимать двух- и трехвалентные катионы, что вызывает изменение структуры и размеров ячейки. В решетку включаются ионы с большим диапазоном радиусов от Ni^{2+} до Ba^{2+} и от Cr^{3+} до La^3 [2].

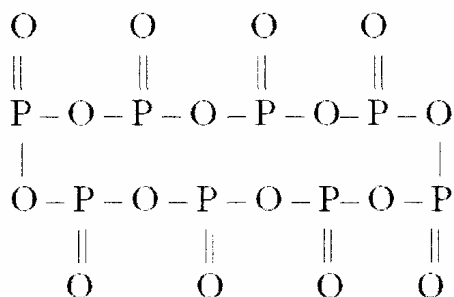
Структурную формулу криптомелана $K_2O \cdot MnO \cdot 15MnO_2 \cdot nH_2O$ можно представить в следующем виде:



где 15 атомов четырехвалентного марганца образуют полимерную цепочку и связываются между собой атомами кислорода.

Аналогичным образом можно записать и формулу двуокиси фосфора $[\text{PO}_2]_n$, где фосфор является положительно четырехвалентным и атомы его связываются через кислород.

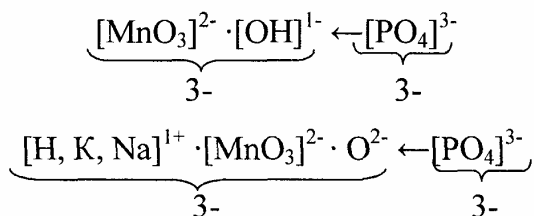
Таким образом, законы изоморфизма допускают взаимное замещение рассматриваемых элементов. Следовательно, в криптомелане могут замещаться атомы марганца или целые группы $[\text{MnO}_2]_n$, атомами фосфора или аналогичными группами $[\text{PO}_2]_n$.



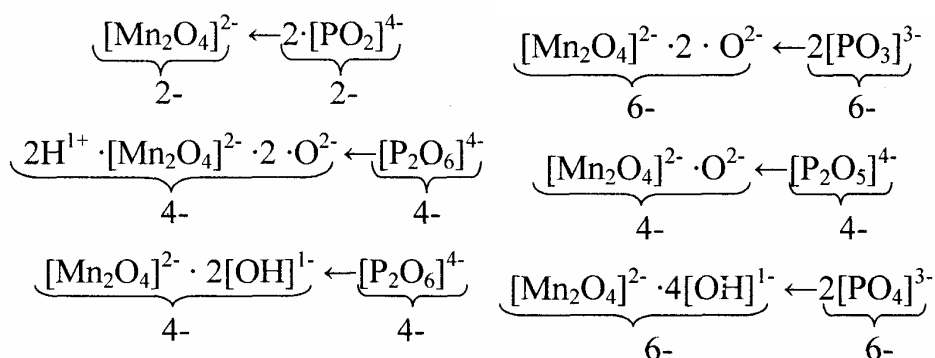
Учитывая, что в минералах группы псиломелана почти всегда присутствует двухвалентный марганец, вероятно, в виде соединения Mn_2O_3 , следовательно в данном случае замещение иона Mn^{4+} на P^{4+} или группы $[\text{MnO}_3]^{2-}$ на $[\text{PO}_3]^{2-}$ вполне возможно.

Аналогичным образом будет замещаться марганец фосфором в брауните Mn_2O_3 и в биксбиите $[\text{Mn}, \text{Fe}]\text{MnO}_3$.

Наряду с этим установлено и подтверждено экспериментально, что при образовании минералов переменного состава в кристаллических структурах может происходить замена не только простых ионов (или атомов) другими изовалентными ионами (или атомами), но также замена целых групп ионов группами других ионов иной валентности с одинаковой суммой всех валентностей [3, 4]. Так, замещение иона $[\text{MnO}_3]^{2-}$ ионами $[\text{PO}_4]^{3-}$ требует обязательной компенсации зарядов. Это возможно за счет присоединения одновалентных гидроксильных групп $[\text{OH}]^{1-}$, двухвалентных ионов кислорода или компенсация отрицательных ионов положительными, например $[\text{H}_2\text{O}]^{1+}$, K^{1+} , Na^{1+} , Ba^{2+} , Mn^{2+} и т. д. Схематически такие замещения можно изобразить следующим образом:



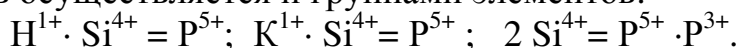
Гаусманит Mn_3O_4 с химической точки зрения является марганцевати-стокислым марганцем MnMn_2O_4 . Замещение Mn^{3+} в анионе на P^{4+} вполне допустимо, так как размеры их радиусов должны быть близки. Возможно замещение аниона $[\text{Mn}_3\text{O}_4]^{2-}$ анионами $[\text{PO}_2]^{1-}$, $[\text{P}_2\text{O}_6]^{4-}$, $[\text{P}_2\text{O}_5]^{4-}$, $[\text{PO}_4]^{3-}$. Такие замещения, при условии компенсации всех зарядов гидроксильными группами кислорода или другими металлами и металлоидными группами можно представить следующими схемами:



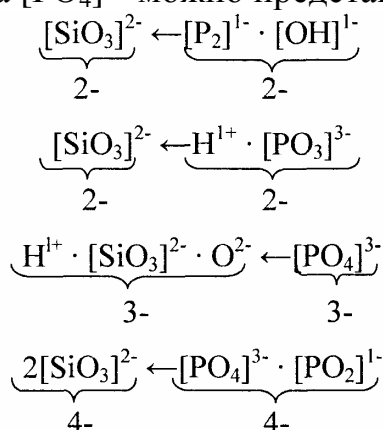
В силикатах марганца возможно замещение Si^{4+} на P^{4+} , $[\text{Mn}, \text{Fe}]\text{SiO}_3 - [\text{Mn}, \text{Fe}]\text{PO}_3$. Обладая одинаковыми валентностями и близкими ионными радиусами, фосфор и кремний в силикатных рудах должны давать изоморфные замещения (Бокий, 1960).

Вероятно такое же замещение наблюдается в родоните $[\text{Mn}, \text{Ca}]\text{SiO}_3$, в частности в Усинских рудах, содержащих до 0,26 % P.

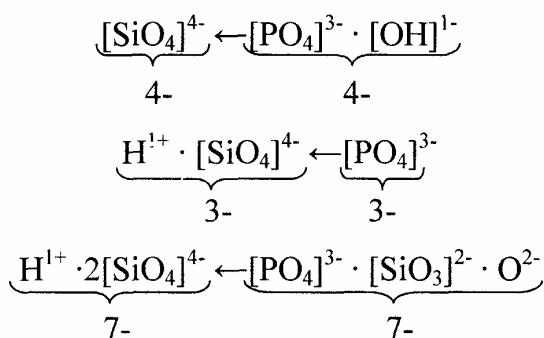
Замещение Si^{4+} на P^{4+} , при условии одинакового числа кислородных ионов осуществляется и группами элементов:



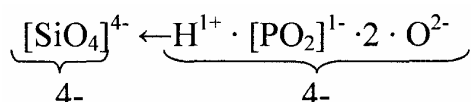
Внедрение в родонит MnSiO_3 анионов $[\text{PO}_2]^{1-}$, $[\text{PO}_3]^{3-}$, в которых фосфор трехвалентен, и аниона $[\text{PO}_4]^{3-}$ можно представить такими схемами:



В тефроите вполне допустимо замещение Si^{4+} на P^{4+} . Согласно законам гетеровалентного изоморфизма, возможен обмен групп $[\text{SiO}_4]^{4-}$ на $[\text{PO}_4]^{3-}$, где валентности фосфора и кремния различны. Компенсация недостающих зарядов в этом случае осуществляется за счет водорода, кислорода, гидроксильных групп и других ионов:

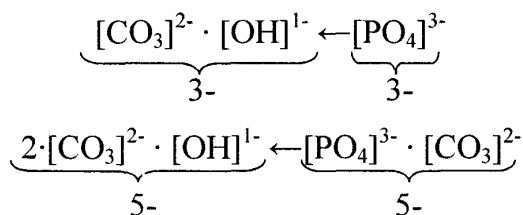


Внедрение трехвалентного фосфора или соответствующих радикалов $[\text{PO}_2]^{1-}$ можно представить в виде:

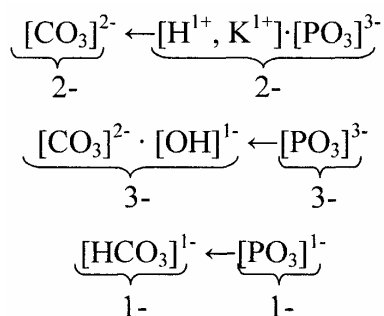


Считается допустимым замещение C^{4+} на P^{4+} в карбонатах марганца MnCO_3 . Большая разница в размерах их радиусов может вызвать сомнение в существовании подобного замещения, но с точки зрения современных представлений на изоморфизм возможность и пределы замещения зависят не только от величины радиусов ионов, но и от свойств самих ионов, строения данного кристаллического соединения и физико-химических условий среды. Связь в минералах не является чисто ионной или чисто ковалентной. Это означает, что атом (ион) нужно рассматривать не как симметричный шар с постоянными размерами, а как некоторый объем, испытывающий воздействие поляризации и деформации. Такая точка зрения дает основание считать ионные радиусы непостоянными величинами. Они могут меняться под действием поляризации, характера связи и окружающих ионов. Следовательно, замещение C^{4+} на P^{4+} в карбонате марганца вполне допустимо $\text{MnCO}_3\text{--MnPO}_3$.

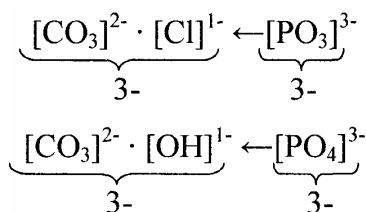
Внедрение группы $[\text{PO}_4]^{3-}$ в углекислый марганец при условии компенсации зарядов такими элементами, как H^{1+} , Na^{1+} , O^{2-} , $[\text{OH}]^{1-}$ можно представить следующими схемами:



Вытеснение углерода из MnCO_3 трехвалентным фосфором или $[\text{PO}_3]^{1-}$, $[\text{PO}_3]^{3-}$ считается вполне вероятным и может быть представлено таким образом:



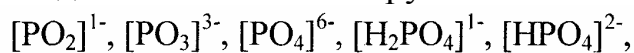
Изоморфное замещение углерода и фосфора в манганокальците можно изобразить в виде следующих схем:



Таким образом, изоморфное внедрение трех-, четырех- и пятивалентного фосфора, при условии компенсации зарядов и равного количества атомов кислорода в окисных, карбонатных и силикатных рудах является вполне возможным. Не исключается вероятность внедрения фосфора при условии неравного количества атомов кислорода. В этом случае должно наблюдаться изменение размеров решетки и искажение ее формы, но атомы Р будут удерживаться в кристалле так же прочно, как и при соблюдении основных законов изоморфизма.

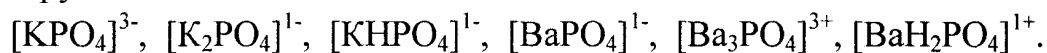
Рассмотрим процесс роста кристалла, например соединения MnO_2 . После зарождения кристалл растет за счет притяжения атомов, ионов, ионных групп из окружающего раствора. Химическая и геометрическая природа связей в чистых кристаллах требует атомов определенного, типа, посторонние атомы при этом отбрасываются. Но природные кристаллы не бывают совершенно чистыми, поскольку оседающие на их поверхности ионы не всегда те, которых требует кристаллическая решетка, а во многих случаях это другие, но имеющие близкие физические и химические свойства. Рост кристалла приводит к тому, что его участки, бывшие на поверхности, оказываются внутри кристалла. Структура кристалла в действительности никогда не бывает совершенной. Таким образом, адсорбированные посторонние элементы могут занять место в решетке главного элемента, остаться в решетке, но не в узлах, а в пустотах под влиянием вандерваальсовых сил. Они могут остаться на поверхности раздела в кристаллах в виде атомов, ионов или каких-либо соединений, или остаться прикрепленными к внешней поверхности кристалла. Возможно включение в кристалл и мельчайших зародышей других минералов размером в несколько элементарных ячеек решетки. В этих условиях зародыши будут поглощены растущим основным кристаллом и останутся внутри его. В окислах и карбонатах марганца возможно включение основных и кислых фосфатов кальция, магния, железа, марганца.

Не исключена возможность, что фосфор в марганцевых минералах присутствует в виде присоединений анионных групп

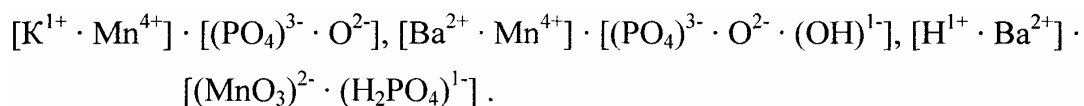


и им подобных.

Из литературы известно, что коллоидные растворы марганца обладают повышенной адсорбционной способностью по отношению к калию и барию. Действительно, в минералах групп псиломелана почти всегда присутствуют К и Ва. Следовательно, в этом случае считается более вероятным адсорбция на коллоидных растворах марганца не только ионов калия и бария, но и фосфатных групп этих элементов:

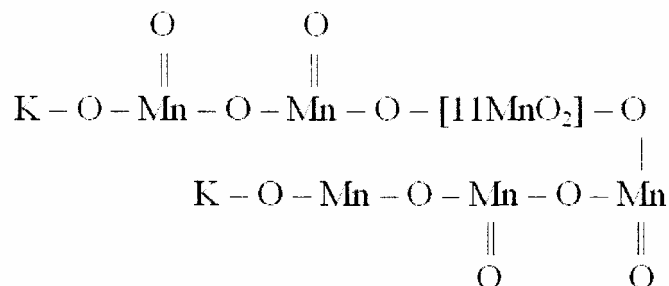


Современные представления о валентности химических соединений допускают возможность существования таких сложных соединений, как

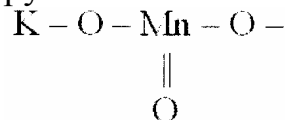


Следовательно, адсорбция фосфатных групп на растущих кристаллах марганцевых минералов считается вполне реальным явлением.

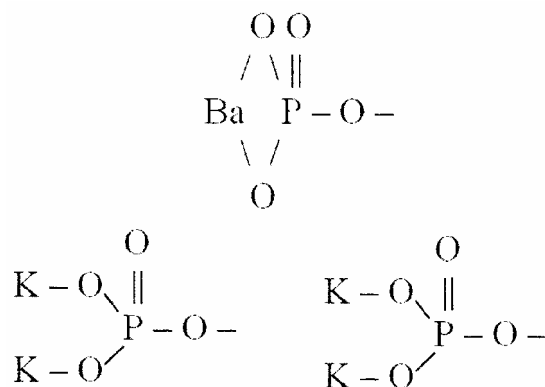
Структурную формулу исследуемого минерала криптомелана можно расписать следующим образом:



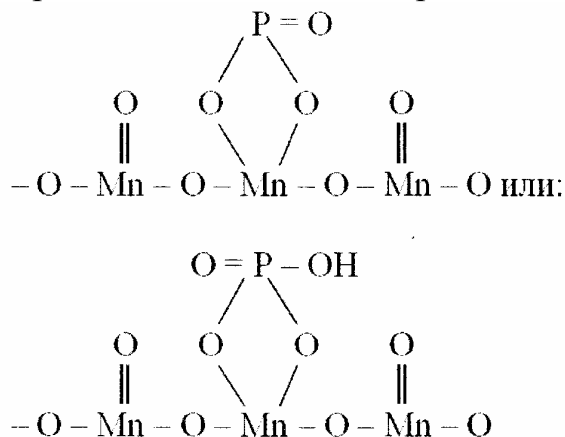
Замещение начальной группы



вполне возможно группами



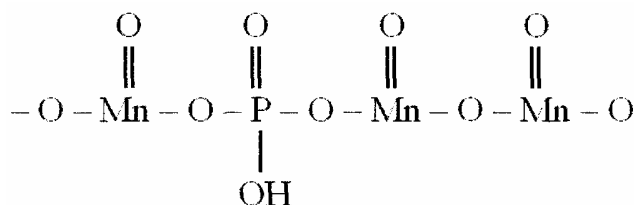
Согласно законам кристаллохимии, допускается присоединение фосфатных групп в полимерной цепи вместо кислорода



Следовательно, нахождение фосфора в криптомелане в виде присоединений фосфатных групп калия и бария вполне возможно. При этом решетка

минерала будет несколько искажена, но физические и химические свойства кристалла останутся неизменными.

Нахождение ионных групп фосфора внутри кристалла криптомелана можно представить и такой схемой:



Таким образом, фосфор в оксидных, карбонатных и силикатных минералах марганца может находиться в виде изоморфной примеси, в виде соединений или включений. Поэтому не удастся обнаружить фосфор в марганцевых минералах ни обычными, ни электронными микроскопами. Фосфор не концентрируется в виде отдельных минеральных частиц (в частности фосфатов), а равномерно рассеян по всей массе марганецсодержащих компонентов руд.

Применение методов ядерного, магнитного резонанса также не дало положительных результатов в расшифровке форм внедрения фосфора в криптомелане, что, вероятно, объясняется слабостью сигналов, испускаемых ядрами фосфора.

ВЫВОДЫ

1. Наиболее вероятным следует считать, что фосфор внедрен в кристаллическую решетку марганцевого минерала криптомелана и, следовательно, физическими способами обогащения не представляется возможным получить качественный концентрат.

2. Для дефосфорации исследуемых руд необходимо применять способы, связанные с разрушением кристаллической решетки марганцевого минерала.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Васильев З.В. О роли марганца в апатитах / З.В. Васильев // Зап. Всесоюз. Мин-ва. – 1958. – № 4. – 124 с.
2. Дегенс Э. Геохимия осадочных образований / Э. Дегенс. – М.: Мир, 1967. – 237 с.
3. Бетехтин А.Г. Минералогия / А.Г. Бетехтин. – М.: Госгеолтехиздат, 1950. – 153 с.
4. Шоу Д.М. Геохимия микроэлементов кристаллических пород / Д.М. Шоу. – Л.: Недра, 1969. – 197 с.

УДК 669.184.244.66

Р.Ф. Нугуманов, Е.В. Протопопов, А.Г. Чернятевич

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

ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОЕ И ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ПОДОГРЕВА ЛОМА В КОНВЕРТЕРЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КУСКОВОГО УГЛЯ

Методами высокотемпературного физического и численного моделирования выполнены исследования предварительного подогрева металлического лома в полости кислородного конвертера.

The investigations of a preliminary metal bar heating in an oxygen converter by the methods of high-temperature physical and numeric simulation.

Одним из наиболее рациональных и менее затратных способов улучшения теплового баланса конвертерной плавки и, соответственно, снижения за счет этого расхода жидкого чугуна является предварительный подогрев металлического лома с использованием углеродсодержащих материалов [1-5]. Сложности в применении кускового топлива для предварительного нагрева лома прежде всего связаны с организацией рациональной газодинамической обстановки в рабочем пространстве конвертера нагревом присаженного в конвертер угля до температуры его воспламенения. В данных условиях использование технологического приема с подачей твердого топлива на днище агрегата в постоянной промышленной эксплуатации приводит к повышенному износу футеровки, а широко применяемая технология подачи части извести на днище конвертера так же, как и ее совместная завалка с ломом к значительному снижению эффективности процесса нагрева. Поэтому одним из наиболее эффективных способов использования твердого топлива для предварительного нагрева лома в конвертере является его загрузка сверху на скрап под кислородные струи [5].

Высокотемпературное моделирование процесса подогрева лома при условиях, сходных с производственными, выполнили с использованием модернизации установки и методики «горячего» моделирования [16]. На поверхность загруженного лома размером 25×40 мм загружали каменный уголь (марок ТОМ, ССО) фракцией 10-15 мм. Через верхнюю 4-х сопловую фурму осуществляли подачу кислорода первоначально с расходом 0,10 м³/мин, а затем интенсивность дутья повышали до 0,15-0,17 м³/мин.

Воспламенение и горение выбранных марок угля при подаче кислородных струй протекало без особых затруднений (рисунок 1). При контакте угля с горячей футеровкой наблюдали интенсивное выделение воспламеняющихся продуктов пиролиза угля, что способствовало быстрому воспламенению всей массы твердого топлива. В целом, благодаря регулированию интенсивности подачи кислорода, в течение 4-7 мин обеспечивался устойчивый подогрев кусков металлического лома до температуры красного каления (рисунок 2), без проплавления последнего с образованием окисленного шлакометаллического расплава. В отличие от данных работы [5] не отмечалась циркуляция и перемещение кусков угля в подфурменной зоне. Как правило, количество израсходованного на нагрев лома кислорода составляло 0,6-0,7 м³/кг угля при общем расходе угля на плавку ~ 12 кг/т металла.

Проведенные эксперименты (рисунки 1, 2) подтверждают возможность воспроизведения указанной технологии подогрева лома в промышленных условиях.

Для определения параметров кислородных факелов, позволяющих осуществить эффективный предварительный подогрев лома в глухдонном конвертере до начала плавки с помощью твердого углеродсодержащего топлива была разработана математическая модель. В частности, расчет параметров факелов горения производился с использованием аналитических зависимостей, а решение задачи теплопроводности в слое нагреваемого лома было основано на применении дифференциального уравнения теплопроводности.

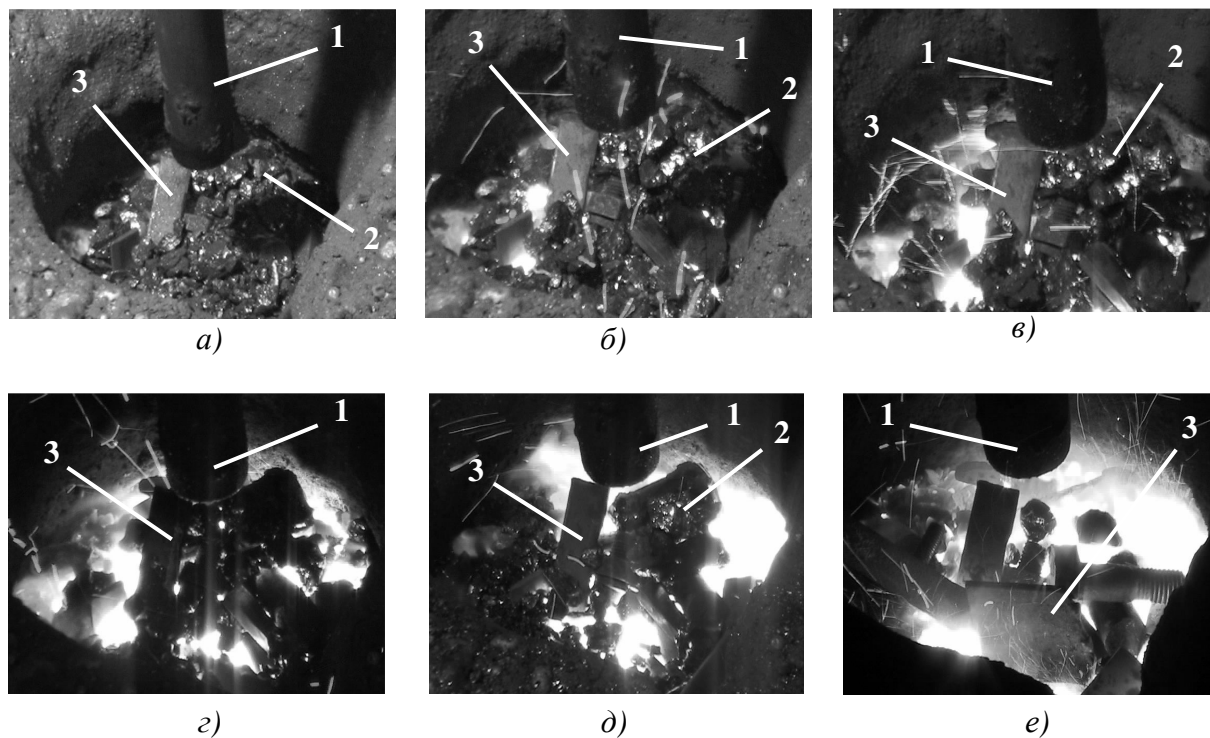


Рисунок 1 –Картина зажигания и горения кускового угля на поверхности лома при подаче кислородного дутья: 1 – кислородная фурма; 2 – кусковый уголь; 3 – куски металлического лома

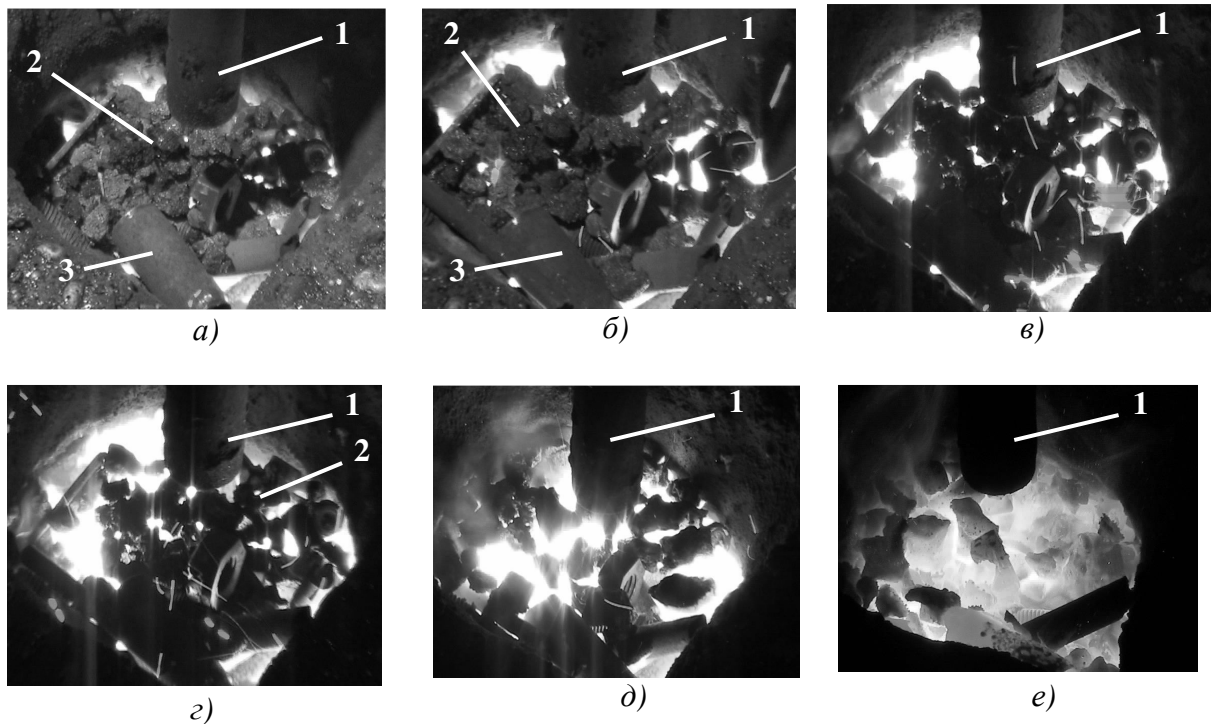


Рисунок 2 – Картина предварительного подогрева лома путем сжигания кускового угля при верхней продувке кислородом:

1 – кислородная фурма; 2 – кусковый уголь;
3 – куски металлического лома

Внутренний теплообмен в твердом теле (в слое лома, в объеме футеровки) описывается уравнением теплопроводности

$$c(r, z, t)\rho(r, z)\frac{\partial t(r, \tau)}{\partial \tau} = \frac{1}{r^\gamma} \frac{\partial}{\partial r} \left[r^\gamma \lambda(r, z, t) \frac{\partial t(r, \tau)}{\partial r} \right], \quad (1)$$

в котором c – удельная теплоемкость; r, z – координаты расчетной ячейки; t – текущая температура расчетной области; ρ – плотность; τ – время; γ – коэффициент формы (в данном случае использовали цилиндрическую систему координат); λ – коэффициент теплопроводности.

При постановке задач моделирования были сделаны следующие допущения. Для загруженного в конвертер металлического лома характерна случайность и сложность контуров, невозможность определения тепловых потоков для каждого участка чрезвычайно развитой и меняющейся во времени поверхности, случайность химического состава и теплофизических свойств отдельных кусков лома. Движение газообразных продуктов сгорания в слое нагреваемого лома носит неупорядоченный характер. Можно считать, что в связи с наличием в насыпной массе лома большого количества замкнутых полостей, малых площадей сечения каналов для прохождения высокотемпературных газов, большой тепловоспринимающей поверхности теплообмен конвекцией от нагретых газовых потоков в слое лома отсутствует. Наличие полостей в ломе накладывает дополнительные трудности при определении теплофизи-

ческих величин. В этом случае целесообразно использовать сопоставление теплообмена в ломе с теплообменом в пористых и дисперсных средах.

Одним из общепринятых при рассмотрении процессов переноса теплоты в пористых и дисперсных средах допущений является предположение об аддитивности его различных механизмов, поэтому контактный теплообмен между кусками шихты, теплопроводность лома, конвективный теплообмен через газовые полости в нем по отдельности рассматривать нет необходимости. Загруженный в конвертер металлический лом при расчетах целесообразно принимать как сплошное тело с расчетными виртуальными коэффициентами теплоемкости и теплопроводности. Тогда действительную (эффективную) теплоемкость лома можно определить по выражению [6]:

$$c_{э,л} = c_{л} (1 - P_{л}), \quad (2)$$

где $c_{л}$ – теплоемкость лома; $P_{л}$ – порозность лома в долях единицы.

В соответствии с работой [12] значение $c_{л}$ рассчитываем как:

$$c_{л} = 487,955 + 0,192 \cdot t_{л} - 103 \cdot [C] + 130 \cdot [C]^2, \text{ Дж/(кг}\cdot\text{K)}, \quad (3)$$

здесь $[C]$ – содержание углерода в ломе, %; $t_{л}$ – температура лома, °C.

Значения виртуального коэффициента теплопроводности шихты ($\lambda_{ш}$) определяем с учетом допущения, что 2/3 теплового потока проходит вдоль, а 1/3 – поперек прослоек в насыпном ломе [7]. Причем в первом случае

$$\lambda_{ш} = \lambda_{л} \cdot [1 - (1 - \lambda_{п,г}/\lambda_{л}) \cdot P_{л}], \quad (4)$$

а во втором

$$\lambda_{ш} = \frac{\lambda_{л}}{1 + (\lambda_{л}/\lambda_{п,г} - 1) \cdot P_{л}}, \quad (5)$$

здесь $\lambda_{л}$ и $\lambda_{п,г}$ – коэффициенты теплопроводности лома и газовых прослоек.

Теплопроводность лома (твердой стали) рассчитываем по предложенной в работе [6] формуле:

$$\lambda_{л} = 45,79 - 0,0555 \cdot t_{л} + 2,4 \cdot 10^{-5} \cdot t_{л}^2 - 6,323 \cdot [C] + 75,586 \cdot [Mn] - 83 \cdot [Mn]^2, \text{ Вт/(м}\cdot\text{K)}, \quad (6)$$

здесь $t_{л}$ – температура лома, °C; $[Mn]$ – содержание марганца в ломе, %.

При расчете значения $\lambda_{л}$ по формуле (6) учитывается излучение внутри газовых прослоек: $\lambda_{п,г} = \lambda_{о,г} + \lambda_{л}$ – теплопроводность отходящих газов.

Расчет значения $\lambda_{о,г}$ осуществляется по полученной линеаризацией табличных значений [8] формуле:

$$\lambda_{о,г} = 0,0228 + 8,6 \cdot 10^{-5} \cdot t_{п,л}, \text{ Вт/(м}\cdot\text{K)}, R = 0,94, \quad (7)$$

в которой $t_{п,л}$ – температура стенок прослоек лома, °C; R – коэффициент корреляции.

В соответствии с работой [9] значение $\lambda_{л}$, уточняем следующим образом:

$$\lambda_{л} = 0,04 \cdot \varepsilon_{п,л} \cdot \sigma \cdot \left(\frac{t_{п,л} + 273}{100} \right)^3 \cdot \delta_{п,л}; \quad (8)$$

здесь $\varepsilon_{п.л} = \frac{1}{(2/\varepsilon_{л}) - 1}$ и $\varepsilon_{л}$ – приведенная степень черноты прослойки лома и лома; $\sigma = 5,67 \cdot 10^{-8}$ Вт/(м²·К⁴) – константа излучения абсолютно черного тела; $\delta_{п.л} = 0,15 \div 0,20$ м – толщина прослойки лома по данным работы [10].

При расчете температурных полей в футеровке агрегата принимаем, что плотность огнеупоров составляет 2900 кг/м³, а теплопроводность ($\lambda_{ф}$) и теплоемкость ($c_{ф}$) рабочего слоя кладки, полученные линеаризацией табличных данных [11] определяются в соответствии с выражениями:

$$\lambda_{ф} = 6,3 - 0,0025 \cdot t_{ф}, \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}, \quad R = 0,96, \quad (9)$$

$$c_{ф} = 1072 + 0,27 \cdot t_{ф}, \text{ Дж/(кг}\cdot\text{К)}, \quad R = 0,94, \quad (10)$$

где $t_{ф}$ – текущая температура футеровки, °С.

Вследствие высокой теплопроводности материала корпуса конвертера в расчете не учитывается.

На поверхности футеровки конвертера заданы условия теплообмена естественной конвекцией (граничные условия третьего рода). В этом случае коэффициент теплоотдачи конвекцией ($\alpha_{ф}$) определяем по формуле [8]:

$$\alpha_{ф} = k_{л} \cdot (10 + 0,06 \cdot t_{ф}), \text{ Вт/(м}^2\cdot\text{К)}, \quad (11)$$

в которой $k_{л}$ – коэффициент, зависящий от положения в пространстве теплоотдающей поверхности лома.

На границе поверхности лом-футеровка заданы граничные условия четвертого рода.

«Избыточную» теплоту в рассматриваемом объеме лома определяем как разность между поступившей и отданной теплотой. При этом масса возможно расплавившегося лома (Δm) в расчетном объеме составит

$$\Delta m = c_{л} \cdot \rho_{л} \cdot \Delta V \cdot t_{л} / q_{пл.л}, \quad (12)$$

здесь $\rho_{л}$ – плотность лома; ΔV – объем рассматриваемого элемента; $\Delta t_{л} = t_{л} - t_{пл.л}$ – разность между «избыточной» температурой элементарного объема и температурой плавления лома; $q_{пл.л}$ – скрытая теплота плавления лома.

Для определения значения $q_{пл.л}$ в расчетах используется выражение, полученное обработкой табличных данных [19]:

$$q_{пл.л} = 253,38 - 58,06[C] + 136,93[Mn] - 3,78[C][Mn] - 0,08[C]^2 - 125,77[Mn]^2, \text{ Дж/кг}, \quad R = 0,9. \quad (13)$$

Значение температуры плавления лома ($t_{пл.л}$) рассчитываем в соответствии с работой [12] по формуле:

$$t_{пл.л} = 1537 \cdot (88[C] + 8[Si] + 5[Mn] + 4[Ni] + 5[Cu] + 2[Mg] + 2[V] + 1,5[Cr] + 25[S] + 30[P]), \text{ }^{\circ}\text{C}, \quad (14)$$

в которой [...] обозначает содержание соответствующего химического элемента в ломе, %.

Из выражения (12) видно, что как только суммируемая во времени величина Δm постоянной температуре элементарного расчетного объема, равной $t_{пл.л}$ достигнет массы расчетного объема, можно утверждать, что весь материал рассматриваемого объема переходит в жидкое состояние. Алгоритмом

задачи предусмотрено, что граничные условия, соблюдавшиеся для «исчезнувшего» объема, переносятся полностью на объемы окружающие. Принято, что металл «исчезнувшего» объема заполняет нижерасположенные объемы (прослойки лома) с соответствующим изменением их теплофизических характеристик.

Среднемассовая температура всего количества металлолома ($t_{л.ср}$) рассчитывается по балансовому уравнению:

$$t_{л.ср} = \frac{t_{пл.л} \cdot c_{л.ж} \cdot m_{л.ж} + \frac{\sum (t \cdot \Delta V)_{ij}}{V_{л}} \cdot c_{л.т} \cdot m_{л.т}}{c_{л.ж} \cdot m_{л.ж} + c_{л.т} \cdot m_{л.т}}, \quad (15)$$

в котором $c_{л.ж}$ и $c_{л.т}$ – теплоемкость жидкого и твердого лома; $m_{л.ж}$ и $m_{л.т}$ – массы жидкой и твердой составляющих лома; $V_{л}$ – объем лома; ij – индекс расчетного рассматриваемого элемента объема ΔV .

При моделировании подогрева лома в полости конвертера взаимный теплообмен ($Q_{л}$) между серым газом и серолучевоспринимающей поверхностью описывается уравнением [13]:

$$Q_{л} = \{c_{г-ф-л} \cdot 10^{-8} [(t_{ф}+273)^4 - (t_{л}+273)^4] + \alpha_{ф} \cdot (t_{ф} - t_{л})\} \cdot F_{л}, \quad (16)$$

здесь $c_{г-ф-л}$ – приведенный коэффициент излучения системы газ-кладка-лом; $\alpha_{ф}$ – коэффициент теплоотдачи конвекцией; $F_{л}$ – площадь поверхности нагрева лома.

Тогда $c_{г-ф-л}$ можно определить в соответствии с равенством

$$c_{г-ф-л} = \frac{\varphi_{ф-л}^{\circ} \cdot (1 - \varepsilon_{г}) + 1}{\varphi_{ф-л}^{\circ} \cdot (1 - \varepsilon_{г}) [\varepsilon_{л} + \varepsilon_{г} (1 - \varepsilon_{л})] + \varepsilon_{г}}, \quad (17)$$

в котором $\varphi_{ф-л}^{\circ} = E_{л}/E_{ф}$ – угловой коэффициент переноса энергии излучения на поверхность лома; $F_{ф}$ – площадь внутренней поверхности футеровки конвертера; $\varepsilon_{г}$ и $\varepsilon_{л}$ – степень черноты газовой среды и поверхности лома.

Значение $\alpha_{ф}$ рассчитывали согласно работе [14] по выражению:

$$\alpha_{ф} = KW^{0,8}, \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}), \quad (18)$$

где K – коэффициент, при температурах нагреваемой поверхности лома 200-800 °С и 700-1000 °С равный соответственно 1,2 и 1,7; W – скорость нагретых газов в рабочем пространстве конвертера, м/с.

Поскольку подача кислорода через верхнюю фурму в процессе предварительного подогрева лома производится с расходом 40-50 % от необходимого для создания сверхзвуковых струй, принимаем, что истечение газа через многосопловую кислородную фурму характеризуется как дозвуковое. Тогда для расчета угла θ раскрытия кислородной струи можно использовать выражение [15]:

$$\text{tg} \frac{\theta}{2} = 0,234 \cdot \rho_{г}^{-0,141}, \quad (19)$$

в котором $\rho_{г}$ – плотность газа, кг/м³.

Для определения параметров факела необходимо определить координаты нижней границы струи при условии равенства динамических напоров встречных потоков. С целью нахождения распределения скоростных характеристик по оси дозвуковой струи используется уравнение [16]:

$$\frac{W_y}{W_0} = \frac{0,96}{2ay/d_{\text{ВЫХ}} + 0,29}, \quad (20)$$

где W_y и W_0 – скорость потока на расстоянии y от сопла и начальная скорость струи; $a = 0,066 \div 0,076$ – эмпирический коэффициент; $d_{\text{ВЫХ}}$ – выходной диаметр сопла.

На расстоянии, намного превышающем ядро начальных скоростей и диаметр сопла, используется соотношение [16]:

$$\frac{W_y}{W_0} \frac{y}{d_{\text{ВЫХ}}} = \frac{0,48}{a}, \quad (21)$$

а для расчета скорости газового потока в поперечном сечении струи – уравнение [16]:

$$\frac{W_x}{W_y} = \left[1 - \left(\frac{x}{b} \right)^{3/2} \right]^2, \quad (22)$$

здесь W_x – скорость потока на расстоянии x от оси струи; b – радиус струи в данном сечении при условии, что $b = 2,27 \cdot x_c$ – расстояние по радиусу струи до точки, в которой скорость потока равна половине ее максимального значения по оси струи.

При расчетах процессов горения считали, что в самой зоне химического реагирования скорость тепловыделения настолько велика, что можно пренебречь расходом теплоты на нагрев смеси газов в незначительном интервале температур протекания реакций в пламени. При этом влияние температуры на скорость химической реакции дожигания монооксида углерода до диоксида углерода значительно сильнее влияния на процесс концентрации реагирующих веществ. Для горения монооксида углерода в струях кислорода принимали, что параметры факела устойчивы при скоростях потоков газа в диапазоне 5-10 м/с, сопоставимых со скоростью распространения фронта пламени, что дает возможность определить положение фронта горения.

Учитывая геометрические параметры факела горения единичной струи и угол в плане между осями струй, истекающих из кислородной фурмы, несложно определить геометрические параметры совокупного факела горения. Рассчитанные значения используются для определения высоты расположения фурмы при расчетном расходе кислорода на единицу массы загружаемого твердого топлива с учетом отсутствия жесткого воздействия высокотемпературного факела на нагреваемый лом и определения соответствующих граничных условий на его поверхности.

При решении задачи нестационарной теплопроводности использовали модифицированный метод элементарных тепловых балансов [17] с расщепле-

нием по направлениям. С целью улучшения устойчивости расчетной схемы для решения задачи применена неявная разностная схема, решаемая методом прогонки [18].

Алгоритм расчета предусматривает разогрев футеровки конвертера до рабочей температуры, соответствующей моменту окончания предыдущей плавки.

Численные эксперименты проводили для условий работы 160-т конвертеров кислородно-конвертерного цеха №1 ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат» (ЗСМК). Принимали, что в соответствии с технологической инструкцией в конвертер с нагретой футеровкой загружается лом в количестве 27-50 % от массы металлозавалки. С целью обеспечения быстрого и устойчивого «зажигания» и горения присаженного угля марки ТОМ, ССО возможна предварительная заливка жидкого чугуна в количестве 10-30 т. Осуществляется присадка на лом угля в количестве не более 9 кг/т. В дальнейшем осуществляется подача кислорода с расходом 150-200 м³/мин через 5-сопловую фурму, расположенную на высоте не менее 4 м по сельсину. По ходу нагрева присаживается уголь равномерными порциями в количестве не более 24 кг/т.

Время процесса прогрева лома изменялось от нуля до 9 мин, при этом температура внутренних слоев футеровки конвертера (t_{ϕ}) варьировалась в пределах 800-1600 °С. Температура заливаемого чугуна ($t_{\text{ч}}$) составляла 1250-1350 °С, а начальная температура лома – 20 °С. В качестве функции отклика использовали среднемассовую температуру лома ($t_{\text{л}}$, °С).

В результате статистической обработки массива данных получена следующая регрессионная зависимость (R^2 – коэффициент детерминации, F – число Фишера):

$$t_{\text{л}} = -189,569 + 9,628m_{\text{ч}} + 20,704\tau_{\text{пр}} + 4,025m_{\text{уг}} + 0,074t_{\phi} + 0,092t_{\text{ч}}, \text{ °С},$$

$$R = 0,95, \quad R^2 = 0,90, \quad F(5,1947) = 3326,1, \quad (23)$$

здесь $m_{\text{ч}}$ – масса заливаемого чугуна, т; $\tau_{\text{пр}}$ – время предварительного прогрева лома, мин; $m_{\text{уг}}$ – количество присаживаемого угля, кг/т лома; t_{ϕ} и $t_{\text{ч}}$ – температура в градусах Цельсия.

Анализ уравнения (23) показывает, что в исследованных диапазонах совместная загрузка угля и лома не является значимым фактором, поскольку в объеме лома ввиду его недостаточного прогрева не создается должных условий для зажигания топлива.

На рисунке 3 представлена графическая интерпретация зависимости среднемассовой температуры лома от наиболее значимых параметров процесса.

Аналогичным образом получены зависимости для остальных параметров процесса:

$$m_{\text{уг}} = 24,071 + 0,09t_{\text{л}} - 0,88m_{\text{ч}} - 1,83\tau_{\text{пр}} - 0,007t_{\phi} - 0,008t_{\text{ч}}, \text{ кг/т лома},$$

$$R=0,61, \quad R^2=0,37, \quad F(5,1947)=226,91; \quad (24)$$

$$\tau_{\text{пр}} = 7,41 + 0,029t_{\text{л}} - 0,28m_{\text{ч}} - 0,114m_{\text{уг}} - 0,002t_{\phi} - 0,003t_{\text{ч}}, \text{ мин},$$

$$R=0,78, \quad R^2=0,60, \quad F(5,1947)=598; \quad (25)$$

$$m_{\text{ч}} = 19,036 + 0,089t_{\text{л}} - 1,85\tau_{\text{пр}} - 0,36m_{\text{чг}} - 0,007t_{\text{ф}} - 0,008t_{\text{ч}}, \text{ т},$$

$$R=0,93, \quad R^2=0,86, \quad F(5,1947)=2400. \quad (26)$$

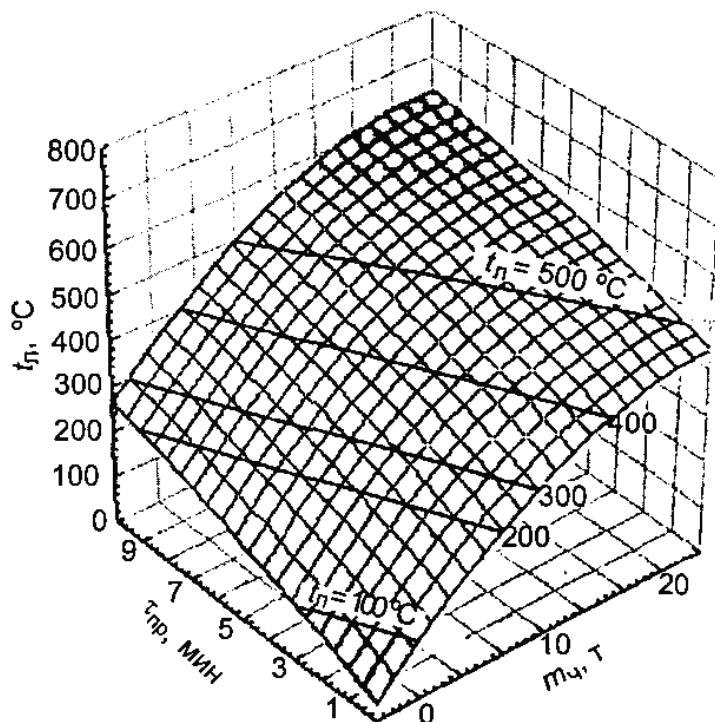


Рисунок 3 –Зависимость среднемассовой температуры лома от времени его предварительного прогрева и массы заливаемого чугуна

Графическая интерпретация полученных результатов представлена на рисунках 4-6. Полученная информация использована при разработке технологии предварительного подогрева лома и реализации технологии конвертерной плавки с низким и сверхнизким (до 560 кг/т) расходом чугуна на плавку в 160-т агрегатах ЗСМК.

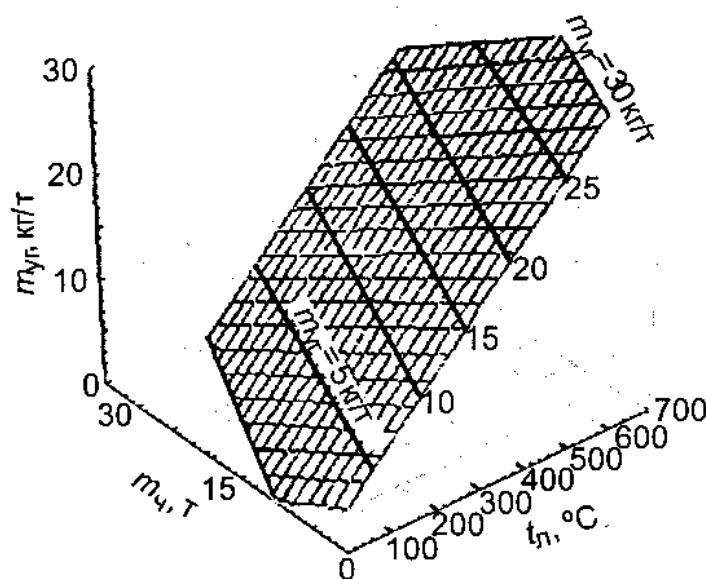


Рисунок 4 –Зависимость расхода угля от требуемой среднемассовой температуры лома и количества заливаемого чугуна

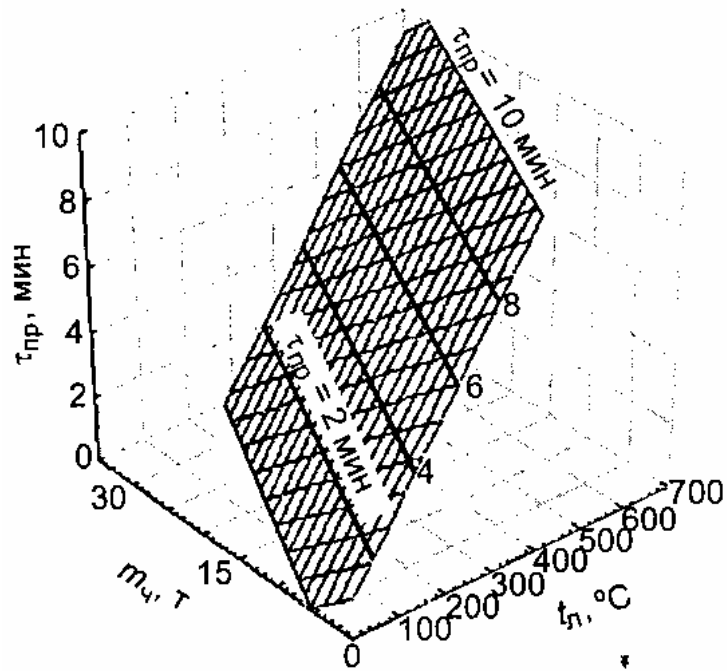


Рисунок 5 – Зависимость времени процесса нагрева лома от требуемой его среднemasсовой температуры и количества заливаемого чугуна

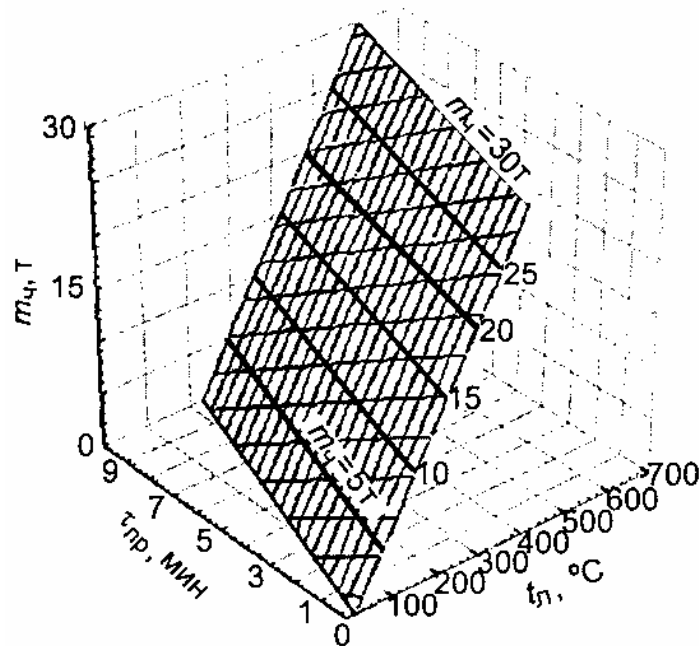


Рисунок 6 – Зависимость массы заливаемого на лом чугуна от времени процесса предварительного нагрева лома и требуемой его среднemasсовой температуры

Таким образом, с использованием методов математического моделирования разработана модель для определения параметров кислородных факелов, позволяющих осуществлять предварительный подогрев лома в конвертере с использованием твердого углеродсодержащего топлива.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Takuma Shibayama Разработка конвертера с верхним и нижним дутьем. II. Metallургические характеристики К-ВОР-процесса / Shibayama Takuma e.a. // Tetsu to hagane. J.Iron and Steel Inst.Jap. – 1980. – V. 66. – № 11. – P. 879.
2. Bogdandy L. Der bodenblasende Sauerstoffreaktor / L. Bogdandy, K. Brotzmann, E. Fritz // Erzmetall. – 1982. – V. 35. – № 7-8. – S.382-389.
3. Bogdandy L. Amélioration du soufflage par le fond au moyen de la technique de soufflage combine et augmentation de la mise au mille de ferrailles / L. Bogdandy, K. Brotzmann, E. Fritz // Rev. mét. – 1982. – V. 79. – № 10. – P. 855-862.
4. Henrion R. Augmentation du pourcentage de ferrailles au convertisseur. Etat actuel du influence sur la mise de mitzailles et qualite des aciers elaborés / R. Henrion, F. Goedert // Rev. mét. – 1984. – V. 81. – № 5. – P. 399-403.
5. Поживанов А.М. Повышение эффективности применения углей для снижения расхода чугуна в конвертерах / А.М. Поживанов, Б.М. Бойченко, В.И. Баптизманский [и др.] // Сталь. – 1989. – № 2. – С. 21-25.
6. Бровкин Л.А. К решению задач теплопроводности в пористом теле / Л.А. Бровкин, Л.С. Крылова // Известия вузов. Энергетика. – 1987. – № 2. – С. 63-67.
7. Умрихин П.В. Основы скоростной мартеновской плавки. Теория и практика / П.В. Умрихин, Н.И. Кокарев. – М.: Metallургиздат, 1951. – 136 с.
8. Мастрюков Б.С. Теория, конструкции и расчеты металлургических печей. В двух томах. Т.2. Расчеты металлургических печей / Б.С. Мастрюков. – М.: Metallургия, 1986. – 376 с.
9. Костин В.Ф. // Совершенствование технологии и автоматизации сталеплавильных процессов. – 1977. – № 2. – С. 83-86.
10. Баптизманский В.И. Тепловая работа кислородных конвертеров / В.И. Баптизманский, Б.М. Бойченко, В.П. Черевко. – М.: Metallургия, 1988. – 174 с.
11. Чиграй И.Д. Огнеупоры для производства стали в конвертерных цехах / И.Д. Чиграй, А.П. Кудрина. – М.: Metallургия, 1982. – 160 с.
12. Огурцов А.П. Непрерывное литье стали / А.П. Огурцов, А.В. Гресс. – Днепропетровск: Системные технологии, 2002. – 675 с.
13. Сталеплавильное производство: Справочник. В двух томах / Под. ред. Л.М. Самарина. – М.: Metallургия, 1964. Т.2. – 1039 с.
14. Лисиенко В.Г. Теплофизика металлургических процессов / В.Г. Лисиенко, В.И. Лобанов, Б.И. Китаев. – М.: Metallургия, 1982. – 240 с.
15. Чернятевич А.Г. Вопросы теории и практики повышения эффективности продувки конвертерной ванны / А.Г. Чернятевич // Сталь. – 1993. – № 6. – С. 26-30.

16. Баптизманский В.И. Физико-химические основы кислородно-конвертерного процесса / В.И. Баптизманский, В.Б. Охотский. – Киев. Донецк: Вища школа, 1981. – 183 с.

17. Беляев Н.М. Применение методов элементарных тепловых балансов к решению задач теплопроводности со сложными граничными условиями / Н.М. Беляев, И.Н. Манусов, И.К. Каримов. – Днепропетровск: изд. ДГУ, 1985. – 128 с.

18. Самарский А.А. Теория разностных схем / А.А. Самарский. – М.: Наука, 1977. – 656 с.

19. Журавлев В.А. Теплофизика формирования непрерывного слитка / В.А. Журавлев, Е.М. Китаев. – М.: Metallurgy, 1974. – 216 с.

УДК 669.184.244.66

Р.Ф. Нугуманов, Е.В. Протопопов, А.Г. Чернятевич, И.А. Жибинова

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

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

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ПОДОГРЕВА ЛОМА В ПРОЦЕССЕ ФАКЕЛЬНОГО ТОРКРЕТИРОВАНИЯ ФУТЕРОВКИ КОНВЕРТЕРОВ

Выполнено численное моделирование и получены рекомендации по предварительному подогреву лома в полости кислородного конвертера перемещающимися высокотемпературными факелами, формирующимися в процессе факельного торкретирования футеровки.

Numeric simulation has been carried out and some recommendations of a preliminary bar heating in an oxygen steel-making converter by moving high-temperature cones forming in the process of cone spraying brickwork have been obtained.

Возможным и эффективным способом предварительного подогрева лома для условий ККЦ № 1 ОАО «ЗСМК», исключаящим чрезмерный локальный перегрев шихты, появление высокоокисленной жидкой фазы, вызывающей осложнения в последующих стадиях конвертирования металла и не оказывающим отрицательного влияния на стойкость футеровки, является совмещение операций факельного торкретирования конвертера и подогрева лома [1]. Интенсификация и равномерность подогрева лома в этом случае обеспе-

чивается перемещением высокотемпературных рассредоточенных струй горячей в потоках кислорода торкрет-массы относительно поверхности лома, а также уменьшением тепловых потерь и увеличением тепловоспринимающей поверхности лома при горизонтальном положении конвертера во время торкретирования.

При моделировании нагрева рассматривали следующие взаимосвязанные процессы: внешний теплообмен в пространстве конвертера, внутренний теплообмен в слое лома с учетом возможного оплавления поверхностных слоев, внутренний теплообмен в слое футеровки с учетом теплотерь в окружающую среду и на нагрев лома. Причем с целью упрощения численного моделирования нагрева лома внешняя и внутренняя задачи решались отдельно.

При подогреве лома в конвертере в процессе факельного торкретирования футеровки из-за ограниченности свободного пространства агрегата над заваленным ломом, не удовлетворяющего требованиям нормальной организации факела горения (порошкообразный уголь начинает гореть на расстоянии не менее 1,5 м от фурмы), процесс сжигания высокоэнтальпийного пылевидного топлива можно рассматривать протекающим во всем свободном от лома объеме конвертера. Причем процессы горения имеют следующие особенности: течение турбулентное, за исключением тонких слоев, прилегающих к стенкам; плотность и другие параметры потока газов изменяются в широких пределах в пространстве и во времени; в некоторых участках имеют место рециркуляционные потоки. Все это наряду с невозможностью точного математического описания поверхности лома приводит к целесообразности определения лишь термодинамических параметров факела горения.

Одним из основных термодинамических параметров факела является его температура. В данном случае рассчитывали балансовую температуру (T_{ϕ}), зависящую от температуры нагреваемой поверхности лома [2]:

$$T_{\phi} = \frac{Q_T}{v_a \cdot c_{yx}}, \quad (1)$$

где v_a – объем продуктов сгорания, м³/кг, рассчитанный по методике [3]; c_{yx} – средняя теплоемкость уходящих из конвертера газов, кДж/(м³·град). Значение c_{yx} получено линеаризацией табличных данных [4] в исследуемом диапазоне температур; Q_T – теоретическая теплота горения, кДж/кг, определяемая по уравнению теплового баланса:

$$Q_T = Q_H^p \cdot \eta_{TM} \cdot \eta_{yx} \cdot \eta_{вп} \cdot \eta_{дис} \cdot \eta_y \cdot \eta_3 \cdot \eta_{O_2} + c_n \cdot t_n \cdot G_n + k \cdot CO_2 \cdot t_{O_2} \cdot I_{O_2}^T + c_b \cdot t_b \cdot G_b + c_{TM} \cdot t_{TM} \cdot G_{TM} - Q_{изл.г.} - Q_{\phi} - Q_L, \quad (2)$$

где Q_H^p – низшая удельная теплота сгорания топлива, кДж/с, рассчитываемая по формуле Менделеева; $\eta_{TM}, \eta_{yx}, \eta_{вп}, \eta_{дис}, \eta_y, \eta_3, \eta_{O_2}$ – соответственно потери тепла на нагрев огнеупорного порошка, с уходящими газами, поступающего в конвертер воздуха, диссоциацию газов, углерода порошка до температуры воспламенения, золы топлива, поступающего в факел кислорода;

$c_n, c_{O_2}, c_B, c_{TM}$ – теплоемкости соответственно коксового порошка, кислорода, порошка торкретмассы, поступающих в факел; $t_n, t_{O_2}, t_B, t_{TM}$ – температуры соответственно коксового порошка, кислорода, порошка торкретмассы, поступающих в факел; G_n, G_B, G_{TM} – средние расходы соответственно коксового порошка, сжатого воздуха на пневматическую транспортировку торкретмассы, торкретмассы на торкретирование; k – коэффициент расхода кислорода; $I_{O_2}^T$ – теоретически необходимое количество кислорода, м³/кг; $Q_{изл.г.}$ – потери тепла на излучение через горловину конвертера, кДж; Q_ϕ – потери тепла излучением от газов к части поверхности водоохлаждаемой торкретфурмы, кДж; Q_λ – потери тепла на подогрев лома, кДж.

Коэффициенты $\eta_{TM}, \eta_{yx}, \eta_{вп}, \eta_{дис}, \eta_y, \eta_z, \eta_{O_2}, k, I_{O_2}^T$ рассчитывали с использованием методики, приведенной в работе [5], при этом требуемые теплофизические величины определяли на основании линеаризации табличных значений [4, 6] в исследуемых диапазонах температур.

Для описания лучистого теплообмена принимали допущения, что в рассматриваемой части рабочего пространства конвертера газовая среда изотермична и обладает одинаковыми по всем направлениям оптическими свойствами. Тогда

$$Q_{изл.г.} = \frac{5,67 \cdot 10^{-8} [(t_{yx} + 273)^4 - (t_k + 273)^4] \cdot F_r}{1/\epsilon_r + 1/\epsilon_k - 1}, \quad (3)$$

где t_k, ϵ_k – температура и степень черноты металлических конструкций в створе горловины конвертера соответственно. Согласно [6] приняли $t_k=30^\circ\text{C}$ и $\epsilon_k=0,85$; ϵ_r – степень черноты уходящих газов, $\epsilon_r=0,807$ [7]; F_r – площадь горловины конвертера, м²; t_{yx} – температура уходящих газов.

Величина Q_ϕ определяется как

$$Q_p = c_B \cdot \Delta t \cdot g_B, \quad (4)$$

где c_B – теплоемкость воды, кДж/(кг·град); Δt – перепад температуры воды на выходе и входе в торкретфурму; g_B – расход воды на охлаждение торкретфурмы, кг/с.

В данном случае, как и для многих пирометаллургических агрегатов, можно принять результирующее излучение кладки равным нулю, учитывая, что в этом случае потери в окружающую среду кладкой компенсируются теплоотдачей конвекцией от печных газов к внутренней поверхности футеровки. При моделировании подогрева лома в процессе факельного торкретирования взаимный теплообмен в полости конвертера между серым газом и серой лучевоспринимающей поверхностью можно описать уравнением [8]:

$$Q_\lambda = \left\{ c_{ГКМ} \cdot 10^{-8} [T_\phi^4 - (t_\lambda + 273)^4] + \alpha_k [T_\phi - (t_\lambda + 273)] \right\} \cdot F_M, \quad (5)$$

здесь F_M – площадь поверхности нагрева, м²; t_λ – температура поверхности нагрева, °C;

$$c_{ГКМ} = \frac{\varphi_{КМ}^{\circ} (1 - \varepsilon_{Г}) + 1}{\varphi_{КМ}^{\circ} (1 - \varepsilon_{Г}) [\varepsilon_{М} + \varepsilon_{Г} (1 - \varepsilon_{М})] + \varepsilon_{Г}}, \quad (6)$$

где $\varphi_{КМ}^{\circ}$ – угловой коэффициент переноса энергии излучения на поверхности металла,

$$\varphi_{КМ}^{\circ} = F_{М} / F_{КЛ}, \quad (7)$$

где $F_{КЛ}$ – площадь внутренней излучающей поверхности кладки конвертера, m^2 ; $\alpha_{к}$ – коэффициент теплоотдачи конвекцией, $Вт/(m^2 \cdot град)$, равен [9]:

$$\alpha_{к} = k_{ск} \cdot w^{0,8}, \quad (8)$$

где $k_{ск}$ – коэффициент, равный 1,2 и 1,7 при температурах нагреваемой поверхности соответственно 200...800 и 700...1000 °С; w – скорость нагретых газов, $м/с$, в соответствии с [7]:

$$w = w_0 \frac{0,96}{\frac{0,08 \cdot h}{d} \cdot 2 + 0,29}, \quad (9)$$

здесь h – расстояние от среза сопла фурмы до нагреваемой поверхности, $м$; w_0 – скорость газопылевого потока на срезе сопла фурмы, находится с учетом параметров поступающих реагентов, $м/с$; d – диаметр сопла фурмы, $м$; $\varepsilon_{М}$ – степень черноты лома, равная до температуры лома 1370 °С 0,85, свыше – 0,93 [6].

Внутренний теплообмен в слое лома и в объеме футеровки описывается известным уравнением теплопроводности:

$$\rho(x, y, T) \cdot c(x, y, T) \frac{\partial T}{\partial \tau} = \frac{\partial}{\partial x} \left(\lambda(x, y, T) \frac{\partial T}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\lambda(x, y, T) \frac{\partial T}{\partial y} \right), \quad (10)$$

где ρ , c , λ – соответственно плотность, теплоёмкость и теплопроводность, зависящие от координат и температуры.

Ряд допущений при постановке задачи аналогичен принятым в работе [19].

Коэффициент теплоемкости (c_3) также можно определить по [10]:

$$c_3 = c_{л} \cdot (1 - P), \quad (11)$$

где $c_{л}$ – средняя теплоемкость лома в исследуемом диапазоне температур, $c_{л}=710$ Дж/(кг·град); P – порозность лома.

Значения виртуального коэффициента теплопроводности шихты ($\lambda_{ш}$) определяли с учетом допущений [11]. Причем в первом случае

$$\lambda_{ш} = \lambda_{л} \cdot [1 - (1 - \lambda_{п.г.}/\lambda_{л}) \cdot P_{л}], \quad (12)$$

и во втором

$$\lambda_{ш} = \lambda_{л} \cdot [1/(1 + (\lambda_{л}/\lambda_{п.г.} - 1) \cdot P_{л})], \quad (13)$$

где $\lambda_{л}$, $\lambda_{п.г.}$ – теплопроводность лома и газовых прослоек соответственно, $Вт/(м \cdot град)$. При этом

$$\lambda_{п.г.} = \lambda_{д} + \lambda_{л} \quad (14)$$

где $\lambda_{д}$ – коэффициент теплопроводности дымовых газов, заполняющих полости лома.

Расчет λ_d осуществляется по выражению, полученному линеаризацией табличных значений [4]:

$$\lambda_d = 8,6 \cdot 10^{-5} t_{л}^{\Pi} + 0,0228, \text{ Вт/(м·град)}, \quad (15)$$

здесь: $t_{л}^{\Pi}$ – температура стенок прослойки, °С; $\lambda_{л}$ – коэффициент, учитывающий излучение внутри прослоек [112], Вт/(м · град), равный

$$\lambda_{л} = 0,04 \cdot \varepsilon_{пр} \cdot c_0 \left[\left(t_{л}^{\Pi} + 273 \right) / 100 \right]^3 \cdot \delta_{пр}, \quad (16)$$

где $\varepsilon_{пр}$ – приведенная степень черноты прослойки:

$$\varepsilon_{пр} = 1 / (2 / \varepsilon_m - 1); \quad (17)$$

$$c_0 = 5,67 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{град)}; \delta_{пр} \text{ – толщина прослойки, } \delta_{пр} = 0,15 \dots 0,20 \text{ м.}$$

Значения $\lambda_{ш}$, рассчитанные по приведенным формулам, соответствуют значениям $\lambda_{ш}$, полученным опытным путем [12, 13].

При расчете температурных полей в футеровке агрегата плотность огнеупора принята 2900 кг/м^3 , теплопроводность и теплоёмкость рабочего слоя кладки и коэффициент теплоотдачи конвекцией в соответствии с данными [19]. При решении задачи нестационарной теплопроводности использован модифицированный метод элементарных тепловых балансов [14] с расщеплением по направлениям.

Расчетная схема математической модели приведена на рисунке 1.

Профиль поверхности лома при горизонтальном расположении конвертера может задаваться уравнением третьего порядка. При этом используется алгоритм, написанный для полной прямоугольной расчетной области с выключением некоторых контрольных объемов таким образом, чтобы оставшиеся объемы-ячейки составляли рассматриваемую расчетную область. С целью экономии времени счета, а также для улучшения устойчивости расчетной схемы для решения задачи применена неявная разностная схема, решаемая методом прогонки [15]. Согласно [16] температурное поле расчетной области на полуцелом шаге можно получить при решении специфической системы уравнений (большинство элементов её матрицы равны нулю, за исключением трех диагоналей). В общем виде любое из её уравнений можно представить как случай распространения тепла по оси ординат (рисунок 1):

$$A_i \cdot t_{i-1,j}^{\tau+\Delta\tau/2} + B_i \cdot t_{i,j}^{\tau+\Delta\tau/2} + C_i \cdot t_{i+1,j}^{\tau+\Delta\tau/2} = F_i. \quad (18)$$

По методу левой прогонки решение системы уравнений можно представить в виде

$$T_i = \alpha_{i+1} \cdot t_{i+1} + \beta_{i+1} \text{ при } i = N-1, \dots, 1, \quad (19)$$

где α_{i+1} , β_{i+1} – прогоночные коэффициенты:

$$\alpha_{i+1} = \frac{C_i}{A_i \cdot \alpha_i + \beta_i}, \quad (20)$$

$$\beta_{i+1} = \frac{F_i - A_i \cdot B_i}{A_i \cdot \alpha_i + B_i}, \text{ при } i = 2, \dots, N-1 \quad (21)$$

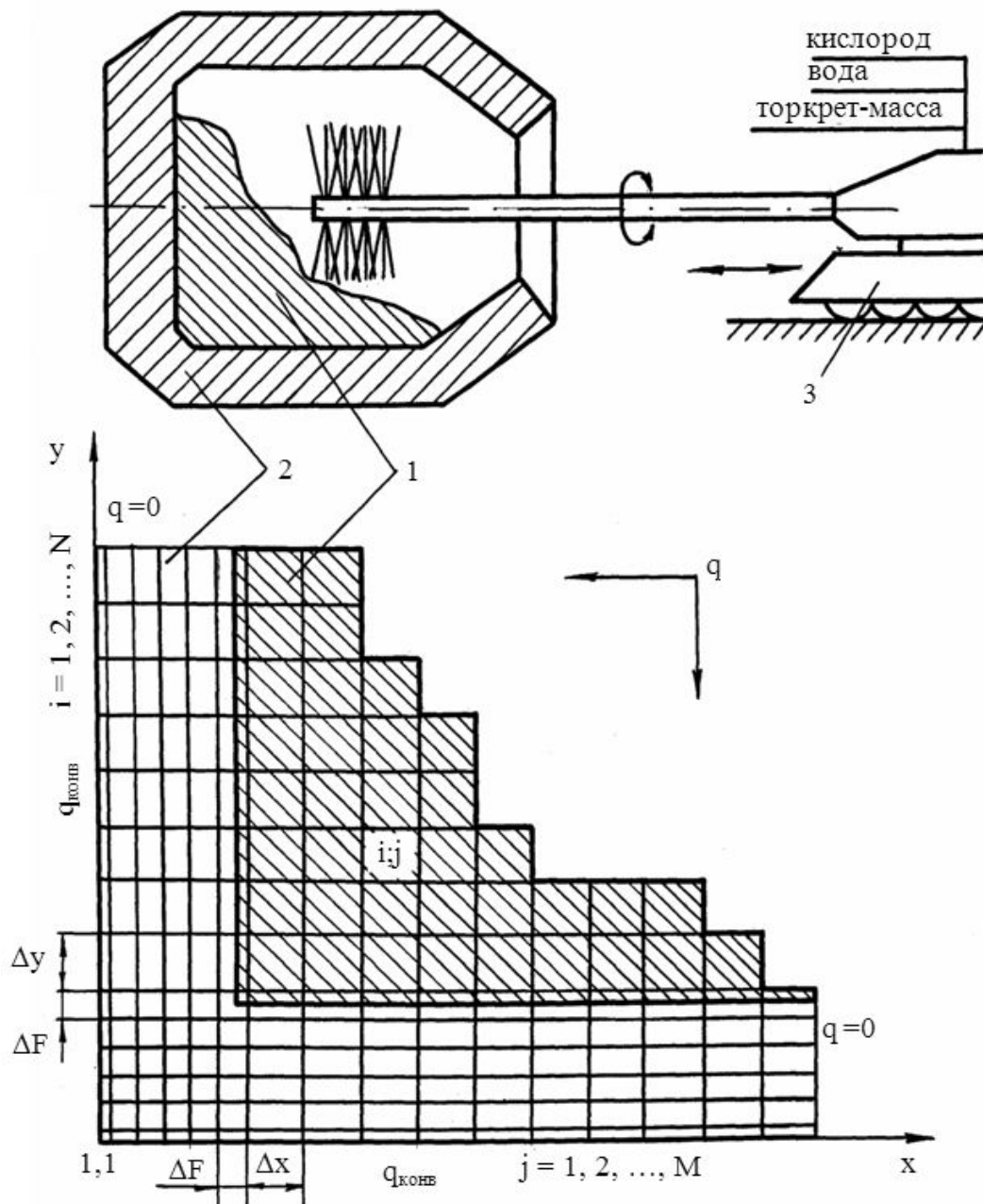


Рисунок 1 – Схема предварительного подогрева лома и разбивки исследуемой области на расчетные элементы:

1 – лом; 2 – футеровка; 3 – торкретмашина; ΔF – размер расчетного объема футеровки в направлении основного потока тепла

Для начала счета по формулам прямого хода необходимо знать α_2, β_2 :

$$\alpha_2 = -\frac{C_1}{B_1}; \quad \beta_2 = \frac{F_1}{B_1}. \quad (22)$$

Необходимую для расчета по формуле (19) температуру находим согласно выражению

$$t_N = \frac{F_N - B_N \cdot A_N}{A_N \cdot \alpha_n + B_N}. \quad (23)$$

С целью более точного описания температурного поля расчетной области и в связи с низкой теплопроводностью футеровки, что обуславливает значительный градиент температур, применена разбивка на элементарные объёмы с различными величинами шагов по сечению футеровки и лома (рисунок 1).

Тогда, например, расчетные формулы значений коэффициентов уравнения (18) в случае распространения потока тепла по оси ординат примут вид:

$$A_i = \begin{cases} 0 & \text{при } i=1 \text{ и } 1 \leq j \leq M; \\ -\frac{d_\phi dt}{dF^2} & \text{при } i=k \text{ и } 1 \leq j \leq k \text{ или при } 1 \leq j \leq M; \\ -4 \frac{\lambda_\phi dt}{dF^2 (3c_\phi \rho_\phi + c_\Delta \rho_H)} & \text{при } i=k \text{ и } k < j \leq M; \\ -2 \frac{\lambda_\phi dt}{dF^2 (c_\phi \rho_\phi + c_\Delta \rho_H)} & \text{при } i=k+1 \text{ и } 1 \leq j < k; \\ -2 \frac{(\lambda_{III} + \lambda_\phi) dt}{(dy + dF) dy (c_\phi \rho_\phi + c_\Delta \rho_H)} & \text{при } i=k+1 \text{ и } j=k; \\ -2 \frac{d_{III} \cdot dt}{dy (dF + dy)} & \text{при } i=k+1 \text{ и } k < j \leq M; \\ -\frac{d_\phi \cdot dt}{dy^2} & \text{при } k+1 < i \leq N \text{ и } 1 \leq j < k; \\ -\frac{(\lambda_{III} + \lambda_\phi) dt}{dy^2 (c_\phi \rho_\phi + c_\Delta \rho_H)} & \text{при } k+1 < i \leq N \text{ и } j=k; \\ -\frac{d_{III} \cdot dt}{dy^2} & \text{при } k+1 < i \leq N \text{ и } k < j \leq M; \end{cases} \quad (24)$$

$$F_i = \begin{cases} t_{i,j}^{\tau+\Delta\tau/2} & \text{при } 1 < j < M \text{ и } 1 < i < N; \\ t_{i,j}^{\tau+\Delta\tau/2} - \frac{d_\phi (t_{i,j}^{\tau+\Delta\tau/2} - t_\phi) dt}{c_\phi \cdot \rho_\phi \cdot dF} & \text{при } 1 \leq j \leq k \text{ и } i=1; \\ t_{i,j}^{\tau+\Delta\tau/2} - \frac{d_\phi (t_{i,j}^{\tau+\Delta\tau/2} - t_\phi) dt}{c_\phi \cdot \rho_\phi \cdot dy} & \text{при } k < j \leq M \text{ и } i=1; \\ t_{i,j}^{\tau+\Delta\tau/2} + \frac{Q_L \cdot dt}{c_\Delta \cdot \rho_H \cdot dH} & \text{при } k \leq j \leq M \text{ и } i=N; \end{cases} \quad (25)$$

$$C_i = \begin{cases} -\frac{d_\phi dt}{dF^2} & \text{при } i \leq j < k \text{ и } 1 \leq j < M; \\ -4 \frac{\lambda_{III} dt}{(dF + dy) \cdot dF (c_\phi \rho_\phi + c_\varepsilon \rho_H)} & \text{при } i = k \text{ и } k < j \leq M; \\ -4 \frac{(\lambda_\phi + \lambda_{III}) dt}{(dF + dy) dF (\varepsilon c_\phi \rho_\phi + c_\varepsilon \rho_H)} & \text{при } i = k \text{ и } j = k; \\ -2 \frac{d_\phi \cdot dt}{(dF + dy) dF} & \text{при } i = k \text{ и } 1 \leq j < k; \\ -\frac{d_{III} \cdot dt}{dy^2} & \text{при } k < i \leq N \text{ и } 1 \leq j < k; \\ -\frac{(\lambda_\phi + \lambda_{III}) dt}{dy^2 (c_\phi \rho_\phi + c_\varepsilon \rho_H)} & \text{при } k < i \leq N \text{ и } j = k; \\ -\frac{d_\phi \cdot dt}{dy^2} & \text{при } k < i \leq N \text{ и } 1 \leq j < k; \\ 0 & \text{при } i = N \text{ и } 1 \leq j \leq M \end{cases} \quad (26)$$

$$B_i = 1 - A_i - C_i, \quad (27)$$

где $d_\phi = \frac{\lambda_\phi}{c_\phi \cdot \rho_\phi}$, $d_{III} = \frac{\lambda_{III}}{c_\varepsilon \cdot \rho_H}$ – температуропроводности соответственно футеровки и шихты, m^2/c ; t_{cp} – температура окружающей среды.

При этом необходимо отметить, что в каждом отдельно взятом случае расчета температурного поля значения M и N меняются в соответствии с исходными условиями задания формы поверхности нагреваемого лома и с учетом возможного оплавления некоторых участков его поверхности.

Избыточное тепло в рассматриваемом объеме лома можно определить как разность между поступившим и ушедшим теплом, при этом масса расплавленного металла в объеме составит

$$\Delta m = c \cdot \rho \cdot \Delta v \cdot \Delta T / L, \quad (28)$$

здесь Δv – объем рассматриваемого элемента, m^3 ; L – скрытая теплота плавления лома, $L = 250$ кДж/кг; ΔT – разность между «избыточной» температурой рассматриваемого объема и температурой ликвидус (t_L), равной, $^\circ C$ [17]:

$$t_L = 1536 - 54 \cdot c_{л} - 8,13 \cdot c_{л}^2, \quad (29)$$

где $c_{л}$ – содержание в ломе углерода, %.

Очевидно, что как только суммируемая во времени величина при постоянной температуре объема, равной t_L , достигнет массы расчетного объема, можно утверждать, что весь металл рассматриваемого объема перешел в жидкое состояние. При этом граничные условия, соблюдавшиеся для исчез-

нувшего объема, переносятся полностью на объемы, его окружающие, причем металл исчезнувшего объема пропитывает нижележащие объемы.

Расчет среднemasсовой температуры нагреваемого лома производился с учетом возможного оплавления:

$$t_{\text{см}} = \frac{t_{\text{Л}} c_{\text{ж}} m_{\text{ж}} + \frac{\sum t_{i,j} \cdot dv_{i,j}}{V_{\text{T}}} \cdot c_{\text{T}} m_{\text{T}}}{m_{\text{ж}} c_{\text{ж}} + m_{\text{T}} c_{\text{T}}}, \quad (30)$$

где $c_{\text{ж}}$, c_{T} – теплоёмкости соответственно жидкого и твёрдого лома, Дж/(кг·град); $m_{\text{ж}}$, m_{T} – массы соответственно жидкой и твердой составляющих насыпной массы лома; V_{T} – объём твердого лома, м³; $dv_{i,j}$ – объём i, j -го узла твёрдого лома, м³.

Алгоритм расчета предусматривает разогрев футеровки конвертера температуры, соответствующей моменту окончания предыдущей плавки (моделируется динамический разогрев футеровки), причем на внутренней поверхности футеровки задаются граничные условия первого рода. Далее моделируется охлаждение агрегата в течение заданного времени простоя за счет теплоотдачи конвекцией от брони и излучением от светящейся футеровки на окружающие металлоконструкции. После этого осуществляется моделирование подогрева заваленного лома расчетным высокотемпературным факелом горения торкретмассы в струях кислорода и теплопередачей от футеровки.

В процессе отладки программы были оптимизированы параметры схемы, определяющие продолжительностью расчета на ПК. Так, расчет на ПК при фактической продолжительности нагрева лома при факельном торкретировании в 5 мин, определяемой условием стабильной сбалансированной работы цеха, осуществляется за 5...6 мин в зависимости от массы заваливаемого лома, что дает основания для использования программы в режиме «советчика».

Зависимость средней температуры поверхности лома от его насыпной плотности по истечении 5 мин подогрева представлена на рисунке 2. При сравнении данных практических замеров и расчетной температуры очевидно некоторое превышение натуральных данных, что вполне объясняется ошибкой прибора (оптический пирометр «Проминь») и трудностью визуального выбора объекта для измерения средней температуры поверхности.

Определённый практический интерес имеет тройная диаграмма (рисунок 3) зависимости среднemasсовой температуры лома по истечении 5 мин процесса его подогрева при факельном торкретировании от состава заваливаемого лома. Зависимость насыпной плотности лома от его состава определялась на основании данных работы [18]. Уменьшение среднemasсовой температуры лома при росте его насыпной плотности до 0,9 т/м³ обусловлено наличием в металлозавалке значительного количества легковеса, который при повороте конвертера в горизонтальное положение оказывается выше тяжеловеса. В данных условиях перегрев поверхности лома приводит к соответствующему уменьшению воспринимаемого теплового потока и уменьшению

тепловоспринимающей поверхности лома при сокращении объема заваливаемого лома. Последующее повышение среднемассовой температуры происходит в результате увеличения толщины газовых прослоек, что, наряду с ростом насыпной плотности лома, приводит к повышению его температуропроводности, следовательно, в этом случае имеет место возрастание воспринимаемого теплового потока из-за уменьшения температуры поверхности нагрева.

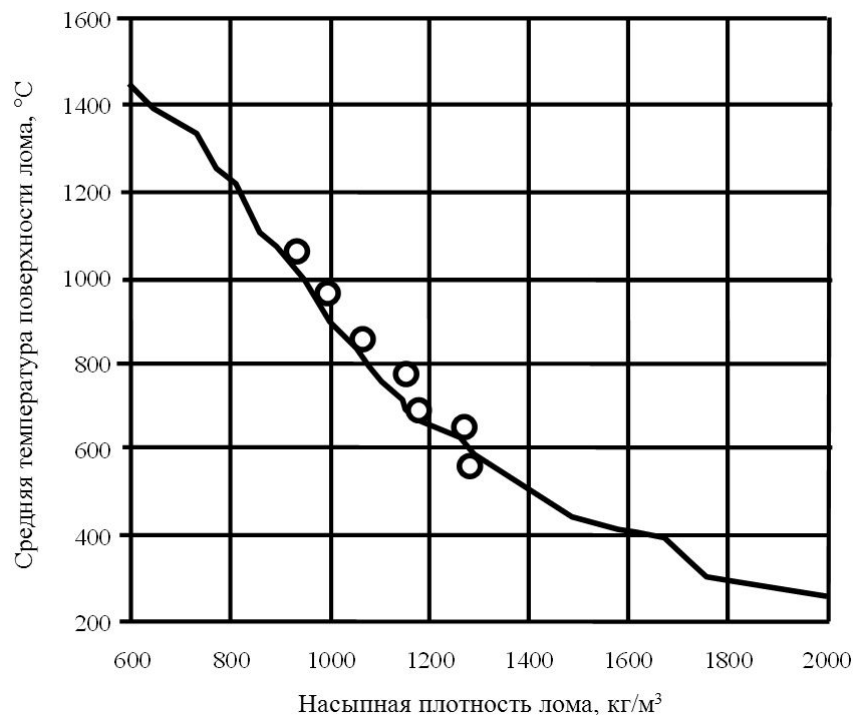


Рисунок 2 – Зависимость изменения средней температуры поверхности лома от его насыпной плотности по истечении 5 мин подогрева:
 ———— – расчетная кривая; о – данные практических замеров

Некоторая неравномерность изменения среднемассовой температуры объясняется величиной расчетных объёмов, формирующих поверхность лом-факел, что в условиях трудности определения точного состава подогреваемого лома и его распределения в полости конвертера существенного значения не имеет.

При подогреве лома в полости конвертера большое значение имеет температурный режим футеровки. Как видно (рисунок 4), за время подогрева существенно (до 750 °С при $\rho_n = 1000 \text{ кг/м}^3$) охлаждается только поверхностный слой футеровки. Температура же на глубине свыше 0,06 м вследствие более низкой теплопроводности огнеупора изменений не претерпевает (рисунок 4, а). Зависимость температуры внутренней поверхности футеровки через 5 мин процесса подогрева лома от его насыпной плотности, приведенная на рисунке 4, б. Как видно, тепловой поток от футеровки, воспринимаемый насыпной массой лома, возрастает по мере повышения насыпной плотности, то есть при увеличении количества тяжеловеса.

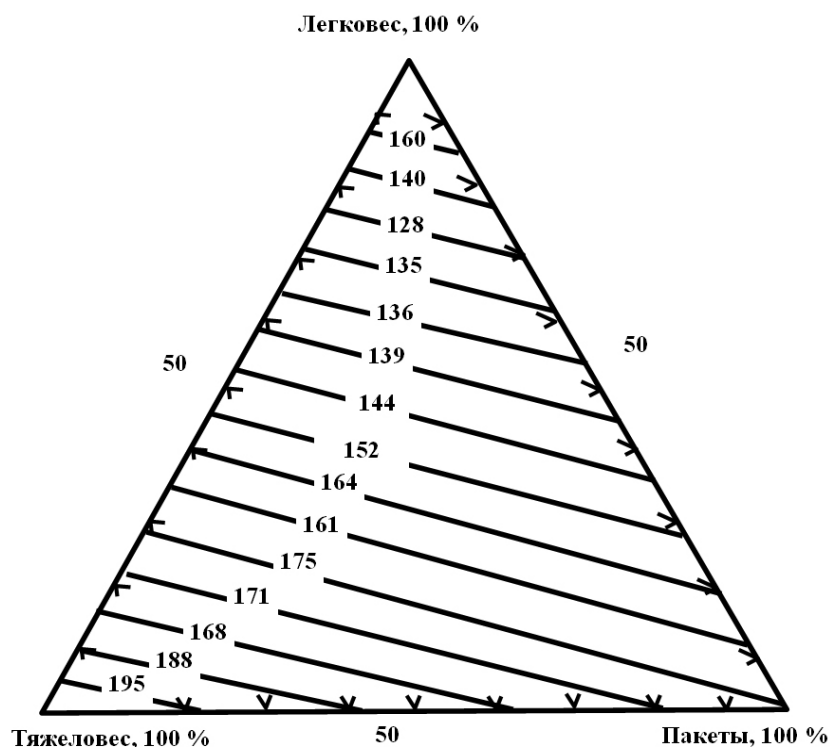


Рисунок 3 –Зависимость среднemasовой температуры лома от его состава по истечении 5 мин подогрева

При этом с увеличением длительности подогрева лома в конвертере свыше 5 мин, как это видно из рисунка 5, тепловой поток со стороны футеровки значительно уменьшается. Поэтому очевиден вывод о нецелесообразности проведения операции подогрева лома в полости конвертера длительностью свыше 5 мин, особенно в случае поверхностного нагрева лома горелками небольшой мощности. Можно объяснить данный факт как снижением тепловоспринимающей способности лома по мере нагрева его поверхностных слоев, так и возможностью возникновения значительных термонапряжений во внутренних слоях футеровки, приводящих к преждевременному износу футеровки.

Кроме того, следует отметить, что в результате воздействия высокотемпературного факела на поверхность лома температура последнего в течение первых 2 мин процесса возрастает до практически максимальных значений (перепад средней температуры поверхности лома по истечении 2 мин процесса и в конце подогрева не превышает для используемых в практике составов заваливаемого лома ~ 140 °C). Поэтому нет необходимости поддерживать исходные значения расхода торкрет-массы из-за последующего поднятия температуры факела горения в конвертере выше рекомендуемых значений, что может привести к износу футеровки и недостаточно полной утилизации тепла отработанных газов. На основании численных исследований можно рекомендовать в течение первых трех минут уменьшать расход торкрет-массы с 380 кг/мин до 365 кг/мин, в последующий период подогрева расход торкрет массы изменять не следует. При расчетах использовалась торкрет-масса, состоящая из 30 % коксика (87,7 % углерода; 0,5 % водорода; 0,67 %

азота, 0,4 % серы, 1,5 % кислорода; 0,2 % влаги; зольность 9,6 %) и 70 % магнетита. При этом соотношение расхода торкретмассы (кг/мин) и кислорода ($\text{м}^3/\text{мин}$) 2,08:1 обеспечивает температуру факела горения смеси $1850 \pm 5 \text{ }^\circ\text{C}$.

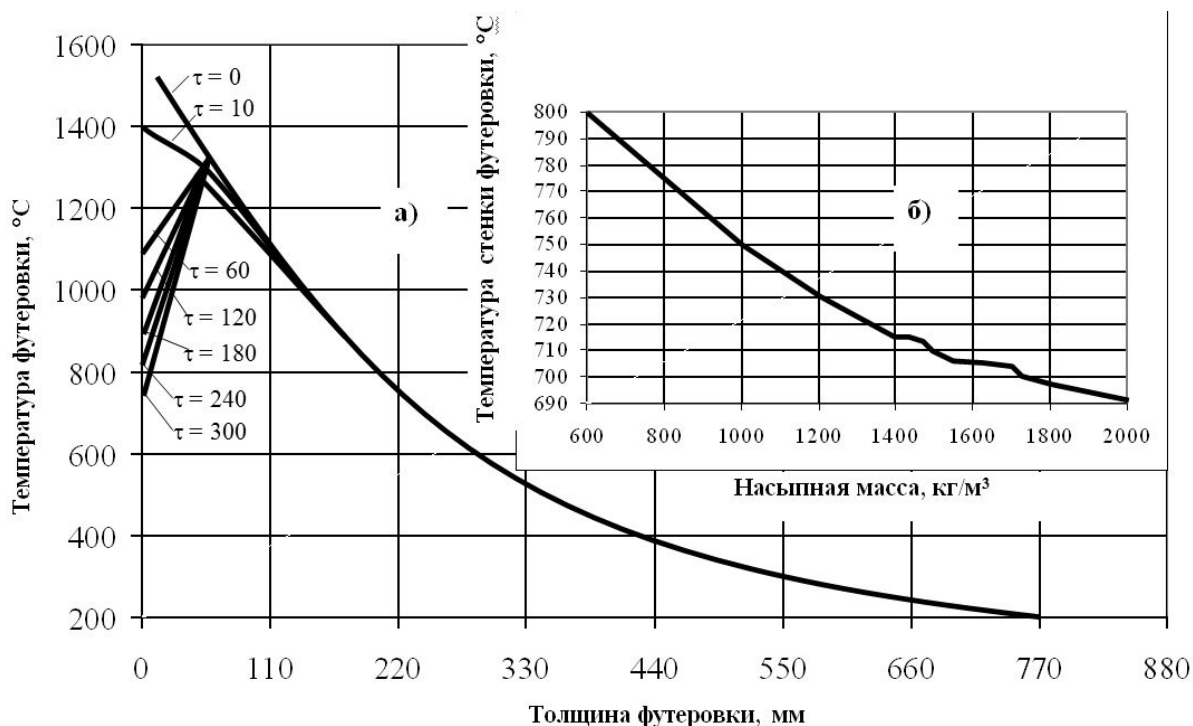


Рисунок 4 – Температурный режим футеровки при подогреве лома

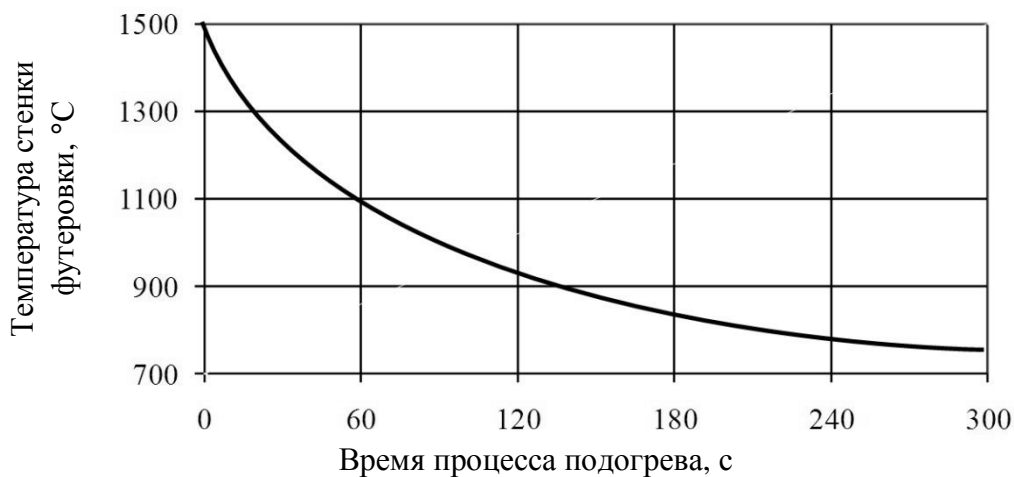


Рисунок 5 – Динамика изменения температуры слоя футеровки, прилегающего к нагреваемому лому

Так как предварительный подогрев лома оказывает существенное влияние на технологический ход процесса конвертирования чугуна, в первую очередь на его тепловую сторону, возникает логичный вопрос об исследовании закономерностей плавления лома в агрегате с различной начальной температурой последнего, определяемой условиями предварительного подогрева.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Чернятевич А.Г. Теоретические и практические аспекты повышения энерго-сберегающей эффективности продувки конвертерной ванны / А.Г. Чернятевич // Теория и практика кислородно-конвертерных процессов: Тез. докл. VII Всесоюз. науч.-техн. конф. – Днепропетровск, 1987. – С. 41, 42.
2. Китаев Б.И. Теплотехнические расчеты металлургических печей / Б.И. Китаев, Б.Ф. Зобнин, В.Ф. Ратников. – М.: Металлургия, 1970. – 528 с.
3. Гресс А.В. Численное и экспериментальное исследование подогрева лома в полости конвертера при факельном торкретировании футеровки / А.В. Гресс, А.Г. Чернятевич, И.А. Павлюченков [и др.] // Известия вузов. Черная металлургия. – 1991. – № 6. – С. 89-91.
4. Мастрюков Б.С. Теория, конструкции и расчеты металлургических печей. В двух томах. Т.2. Расчеты металлургических печей / Б.С. Мастрюков. – М.: Металлургия, 1986. – 376 с.
5. Растригин О.П. Исследование температурного режима факельного торкретирования 160- и 300-т конвертеров / О.П. Растригин, А.Д. Танкин, Е.Д. Штепа [и др.] // Огнеупоры. – 1986. – № 6. – С. 38-46.
6. Казанцев Е.И. Промышленные печи: Справочное руководство для расчетов и проектирования / Е.И. Казанцев. – М.: Металлургия, 1975. – 367 с.
7. Шагалов С.Л. Сжигание твердого топлива в топках парогенераторов / С.Л. Шагалов, И.Н. Шницер. – Л.: Энергия, 1976. – 176 с.
8. Сталеплавильное производство: Справочник. В двух томах / Под. ред. Л.М. Самарина. – М.: Металлургия, 1964. Т.2. – 1039 с.
9. Лисиенко В.Г. Теплофизика металлургических процессов / В.Г. Лисиенко, В.И. Лобанов, Б.И. Китаев. – М.: Металлургия, 1982. – 240 с.
10. Бровкин Л.А. К решению задач теплопроводности в пористом теле / Л.А. Бровкин, Л.С. Крылова // Известия вузов. Энергетика. – 1987. – №2. – С. 63-67.
11. Умрихин П.В. Основы скоростной мартеновской плавки. Теория и практика / П.В. Умрихин, Н.И. Кокарев. – М.: Металлургиздат, 1951. – 136 с.
12. Костин В.Ф. // Совершенствование технологии и автоматизации сталеплавильных процессов. – 1977. – №2. – С. 83-86.
13. Бурылев Н.Г. Исследование теплообмена в насыпном слое мартеновской шихты / Н.Г. Бурылев // Теплотехника и технология мартеновской плавки при отоплении печей высококалорийным топливом. – Магнитогорск, 1980. – С.102-108.
14. Беляев Н.М. Применение методов элементарных тепловых балансов к решению задач теплопроводности со сложными граничными условиями / Н.М. Беляев, И.Н. Манусов, И.К. Каримов. – Днепропетровск: изд. ДГУ, 1985. – 128 с.
15. Самарский А.А. Теория разностных схем / А.А. Самарский. – М.: Наука, 1983. – 616 с.
16. Патанкар С. Численные методы решения задач теплообмена и динамики жидкости / С. Патанкар. – М.: Энергоатомиздат, 1984. – 152 с.

17. Меджибожский М.Я. Основы термодинамики и кинетики сталеплавильных процессов / М.Я. Меджибожский. – Киев, Донецк: Вища школа, 1986. – 280 с.

18. Коротков Г.А. Вторичные черные металлы: Краткий справочник / Г.А. Коротков, Д.Д. Корначев. – М.: Metallurgia, 1979. – 200 с.

19. Нугуманов Р.Ф. Высокотемпературное и численное моделирование предварительного подогрева лома в полости конвертера / Р.Ф. Нугуманов, Е.В. Протопопов, А.Г. Чернятевич // XIV Международная научно-техническая конференция «Теория и практика сталеплавильных процессов» 13-15 сентября 2010 г. Днепропетровск (Украина).

УДК 669.184.244.66

Р.Ф. Нугуманов, Е.В. Протопопов, А.Г. Чернятевич, И.А. Жибинова

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

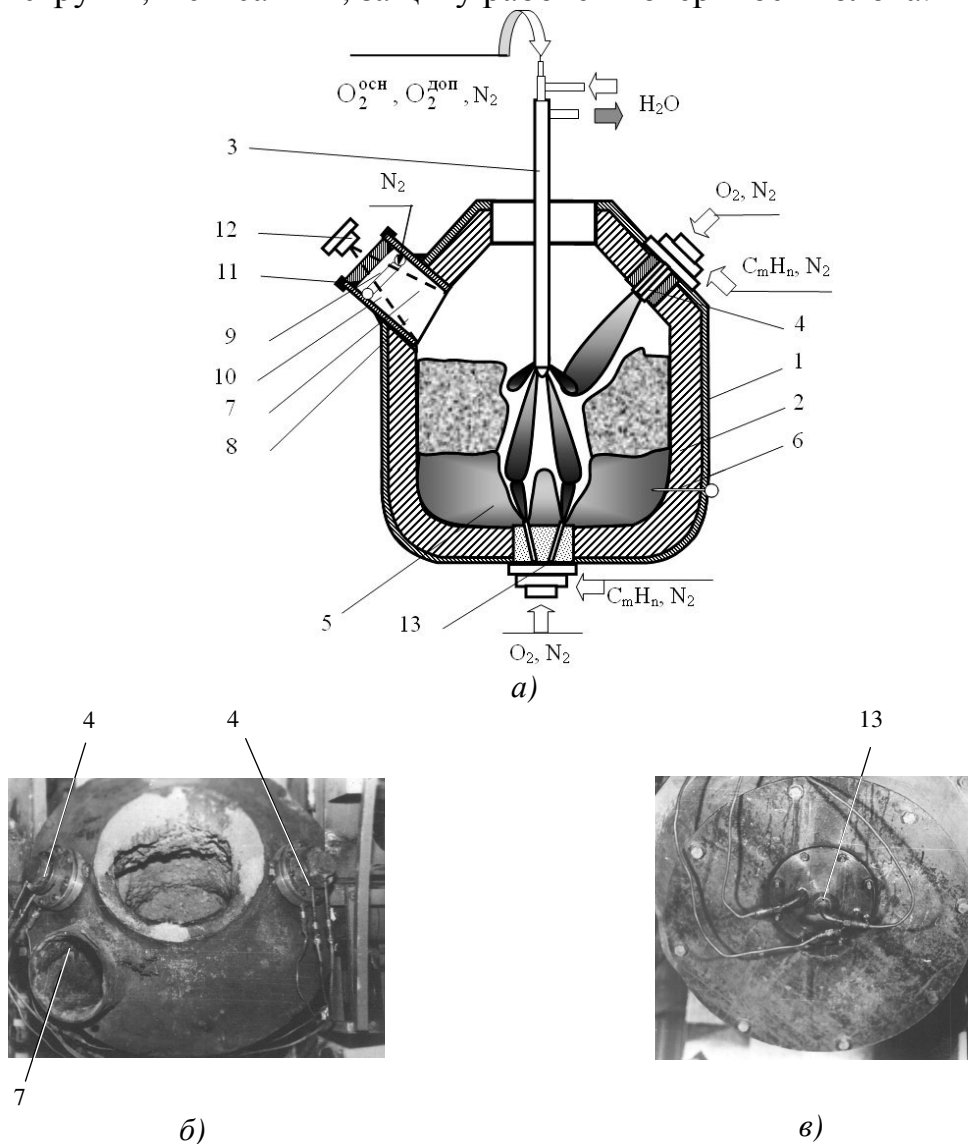
ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОЕ И ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ПОДОГРЕВА ЛОМА В ПОЛОСТИ КОНВЕРТЕРА БОКОВЫМИ ТОПЛИВНО-КИСЛОРОДНЫМИ ФУРМАМИ

Методами высокотемпературного физического и численного моделирования выполнены исследования предварительного подогрева металлического лома в полости кислородного конвертера при сжигании природного газа и порошкообразного угля. Предложены рекомендации по предварительному подогреву лома с использованием разработанных конструкций топливно-кислородных фурм.

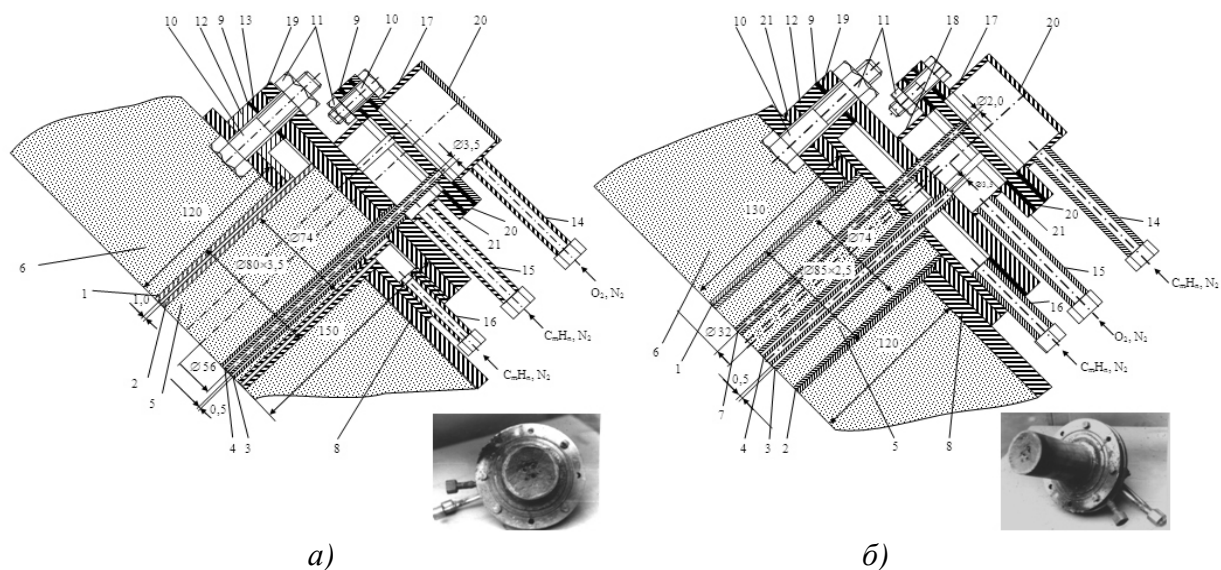
The investigations of a preliminary metal bar heating in an oxygen converter by natural gas and pounce combustion have been carried out by the methods of high-temperature physical and numeric simulation. Some recommendations about a preliminary bar heating have been suggested with oxygen lances constructions usage.

Положительный опыт мировой практики конвертирования [1-3], а также наличие в комплексе ККЦ №1 ОАО «ЗСМК» соответствующего оборудования [4] позволяет считать перспективный вариант подогрева лома в полости конвертера высокотемпературными факелами многоцелевых боковых фурм с применением пылевидного или газообразного топлива [5].

При проведении исследований высокотемпературные эксперименты на 160-кг конвертере (рисунок 1) по предварительному подогреву лома осуществляли с использованием двух разработанных конструкций боковых фурм (рисунок 2) [5]. Фурмы предложенных конструкций работают следующим образом. По патрубку кислород поступает в верхний (рисунок 2, а) или средний (рисунок 2, б) кислородный коллектор, а затем через три трубчатых сопла рассредоточенными струями подается в полость конвертера. Один поток природного газа подается в средний (рисунок 2, а) или нижний (рисунок 2, б) газовый коллектор, а затем проходит по трем кольцевым щелям вокруг кислородных сопел на рабочую поверхность огнеупорного блока, обеспечивая образование индивидуальной оболочки защитной среды вокруг каждой кислородной струи и, тем самым, защиту рабочей поверхности блока.



1 – корпус конвертера; 2 – магнетитовая футеровка; 3 – верхняя кислородная фурма; 4 – боковая фурма; конвертерная ванна; 6 – стационарная термопара; 7 – смотровое окно; 8 – смотровая труба; 9 – кварцевое стекло; 10 – трубчатое кольцо с отверстиями; 11 – подмазка магнетитовая; 12 – кинокамера; 13 – донная фурма
 Рисунок 1 – Схема устройства 160-кг лабораторного конвертера (а) и вид крепления боковых (б) и донных (в) фурм



1,2 – трубы наружная и внутренняя соответственно; 3, 4 – трубы сопла наружная и внутренняя; 5 – огнеупорный блок; 6 – футеровка конусной части конвертера; 7 – сопло периферийной защиты; 8 – кожух агрегата; 9 – уплотнительные прокладки; 10 – болт; 11 – гайка; 12, 13 – чаши 3-го коллектора нижняя и верхняя соответственно; 14, 15, 16 – патрубки подвода газов в 1-й, 2-й и 3-й коллектор соответственно; 17, 18 – трубы коллекторов 1-го и 2-го соответственно; 19, 20 – перегородки между 3-м–2-м и 2-м–1-м коллекторами; 21 – фланец; 22 – крышка 1-го коллектора
 Рисунок 2 – Конструкции и фотографии лабораторных боковых фурм первого (а) и второго (б) вариантов:

Второй поток природного газа подается в нижний (рисунок 2, а) или верхний (рисунок 2, б) газовый коллектор с выходом в первом варианте конструкции фурмы (рисунок 2, а) в виде кольцевого газового потока вокруг многосоплового блока, а во втором варианте (рисунок 2, б) – через цилиндрические сопла, расположенные по периферии фурмы. Таким образом, обеспечивается дополнительная защита фурмы и окружающей ее футеровки агрегата от высокотемпературного воздействия, появляется возможность управлять факелом боковой фурмы (горелки), а также оказывать влияние на поведение конвертерной ванны в процессе продувки.

Высокотемпературное моделирование подтвердило работоспособность боковых фурм (рисунок 2) в режимах разогрева футеровки конвертера (рисунок 3) и предварительного подогрева лома в полости агрегата (рисунок 4) при использовании в качестве топлива природного газа. Также была установлена возможность применения при подогреве металлолома в качестве топлива порошкообразного угля (рисунок 5), который подавался в потоке природного газа.

Определенные соотношения расходов кислорода, двух потоков природного газа и порошкообразного угля в условиях перекантровки конвертера обеспечивали эффективный подогрев лома до 1200-1300 °С с предотвращением локального проплавления лома и образования жидкой шлакометаллической фазы.

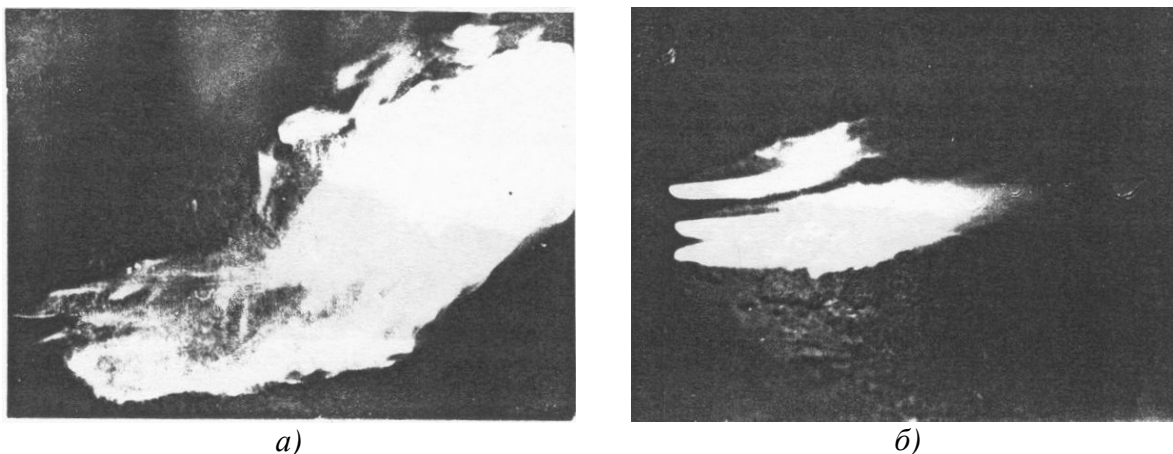


Рисунок 3 – Работа боковых фурм в режиме подогрева порошкообразным углем:

a) – 1 вариант конструкции (рисунок 2, *a*) – $Q_{O_2} = 0,007 \text{ м}^3/\text{с}$, $Q_{\text{пг}}^1 = 0,0014 \text{ м}^3/\text{с}$, $Q_{\text{пг}}^2 = 0,0021 \text{ м}^3/\text{с}$; *б)* – 2 вариант конструкции (рисунок 2, *б*) – $Q_{O_2} = 0,007 \text{ м}^3/\text{с}$, $Q_{\text{пг}}^1 = 0,0014 \text{ м}^3/\text{с}$, $Q_{\text{пг}}^2 = 0,0021 \text{ м}^3/\text{с}$

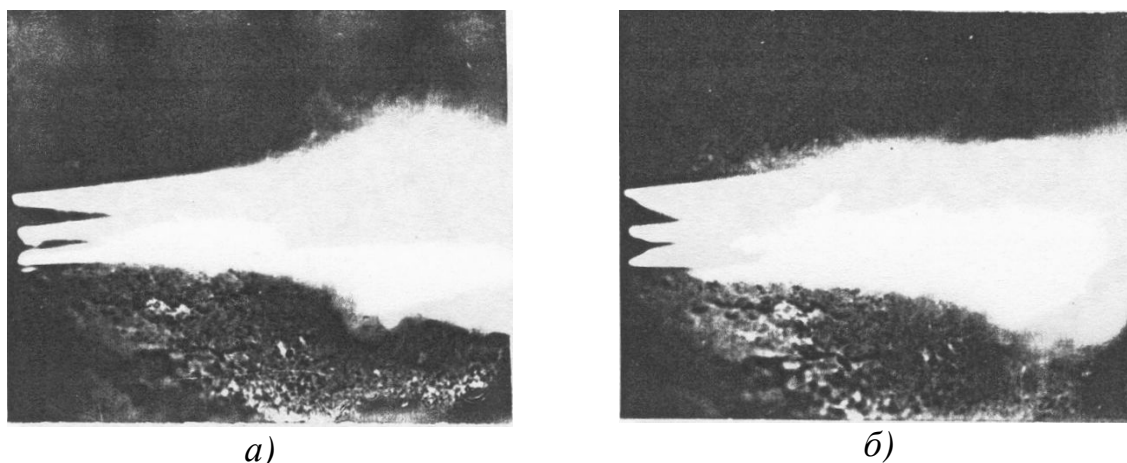
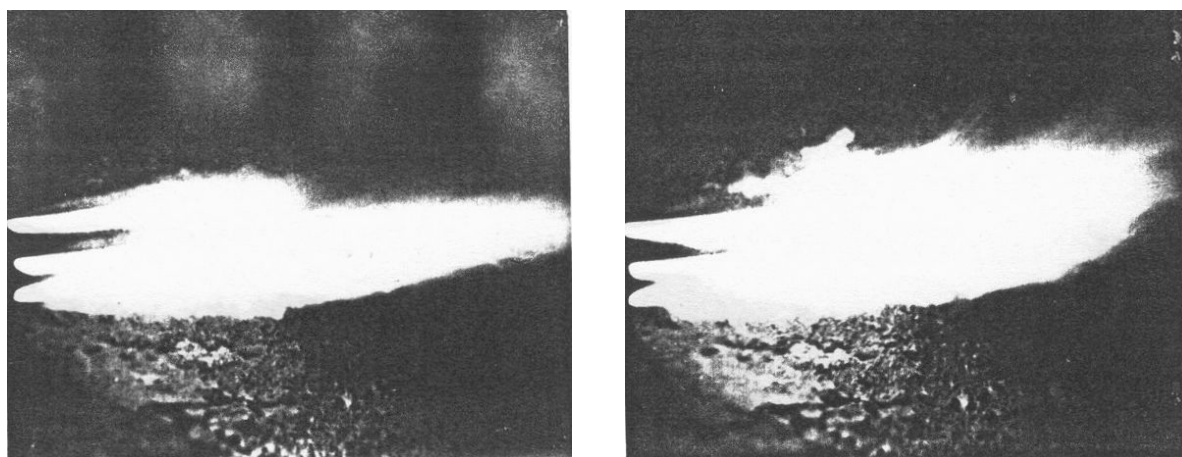


Рисунок 4 – Работа боковых фурм в режиме подогрева металлолома природным газом: *a)* – 1 вариант конструкции (рисунок 2, *a*) – $Q_{O_2} = 0,014 \text{ м}^3/\text{с}$, $Q_{\text{пг}}^1 = 0,003 \text{ м}^3/\text{с}$, $Q_{\text{пг}}^2 = 0,004 \text{ м}^3/\text{с}$; *б)* – 2 вариант конструкции (рисунок 2, *б*) – $Q_{O_2} = 0,014 \text{ м}^3/\text{с}$, $Q_{\text{пг}}^1 = 0,003 \text{ м}^3/\text{с}$, $Q_{\text{пг}}^2 = 0,004 \text{ м}^3/\text{с}$

С учетом результатов испытаний лабораторных конструкций фурм (рисунок 2) был спроектирован промышленный образец второго варианта конструкции боковой топливно-кислородной фурмы (рисунок б), имеющий меньший вес и большее число сопел с возможной установкой в верхней конической части 160-т конвертеров, что должно способствовать повышению гибкости технологии конвертирования и эффективности предварительного подогрева лома в конвертере, разогрева и обжига футеровки агрегата. Положительные результаты подтверждены результатами численного моделирования.



а)

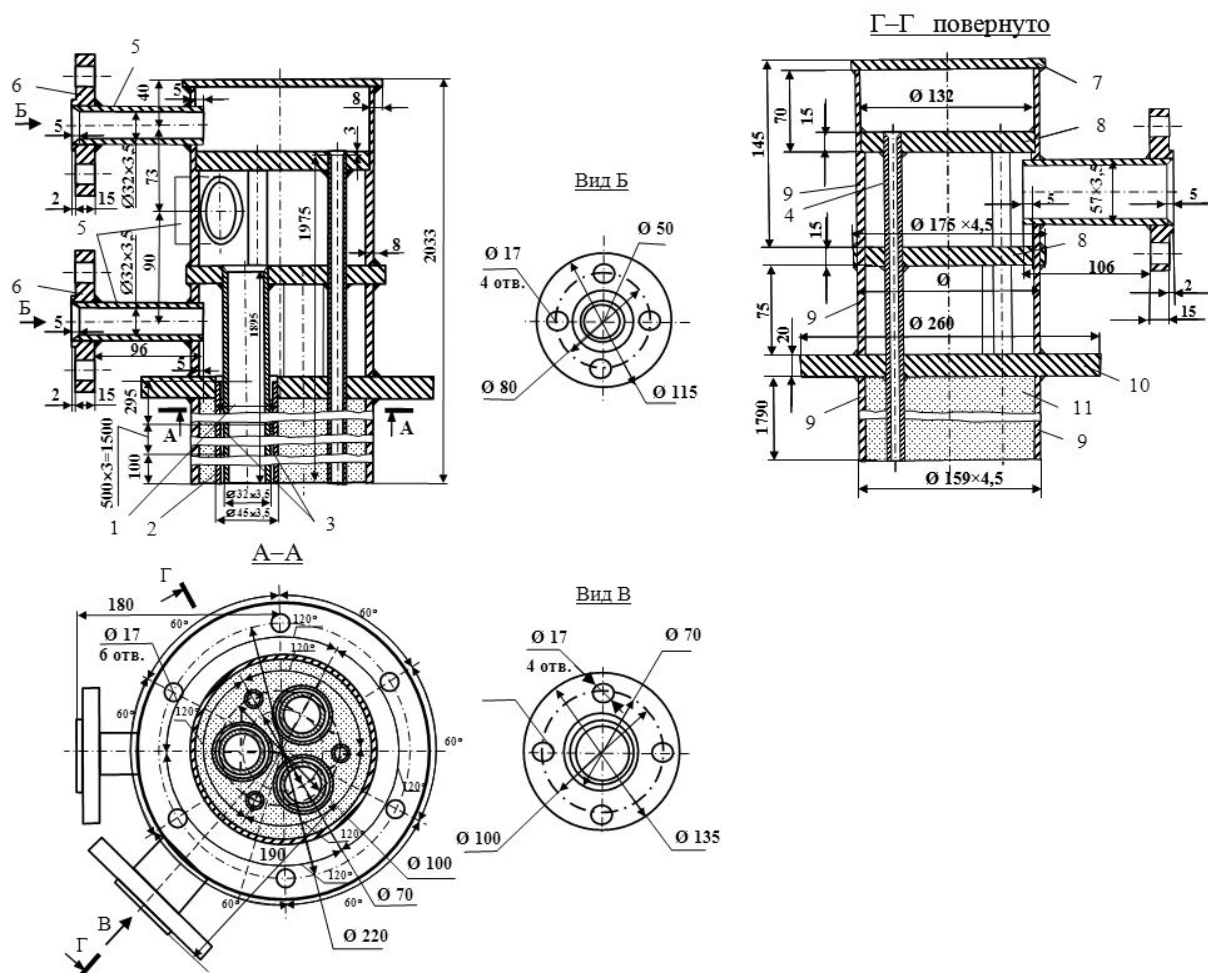
б)

Рисунок 5 – Работа боковых фурм в режиме подогрева порошкообразным углем:

а) – 1 вариант конструкции (рисунок 2, а) – ($Q_{O_2} = 0,014 \text{ м}^3/\text{с}$, $Q_{\text{пг}}^1 = 0,007 \text{ м}^3/\text{с}$, $Q_{\text{пг}}^2 = 0,001 \text{ м}^3/\text{с}$; б) – 2 вариант конструкции (рисунок 2, б) – $Q_{O_2} = 0,014 \text{ м}^3/\text{с}$, $Q_{\text{пг}}^1 = 0,007 \text{ м}^3/\text{с}$, $Q_{\text{пг}}^2 = 0,001 \text{ м}^3/\text{с}$

Для исследования предварительного подогрева лома в полости конвертера факелами многофункциональных боковых топливно-кислородных фурм (рисунок б) использована математическая модель, в которой рассматриваются следующие взаимосвязанные процессы: внешний теплообмен в рабочем пространстве кислородного конвертера; внутренний теплообмен в слое футеровки с учетом потерь тепла на нагрев лома и в окружающую среду; внутренний теплообмен в слое лома с учетом возможного оплавления его поверхностных слоев. С целью упрощения численного моделирования нагрева лома, внешняя и внутренняя задачи теплообмена решались отдельно. Моделью предусмотрена возможность исследования процесса подогрева лома как при наклонном, так и при вертикальном положениях агрегата, при этом, модель учитывает возможность поворота конвертера на $0 \dots 180^\circ$ вокруг оси цапф.

Передача тепла лому, подогреваемому в полости конвертера, осуществляется, в основном, за счет конвекции и излучения газовых потоков продуктов сгорания топлива, а также теплопроводностью самого лома. Внутри слоя заваленного в агрегат лома происходит контактный теплообмен при соприкосновении кусков шихты друг с другом, лучистый теплообмен между нагретыми кусками шихты и конвективный теплообмен через газовые прослойки между кусками лома. Кроме того, происходит передача тепла лому излучением и контактной теплопроводностью от нагретой футеровки конвертера.



1 – кислородное сопло; 2 – газовое сопло для защиты кислородного сопла; 3 – направляющие; 4 – газовое сопло для защиты фурмы; 5 – патрубок подвода газов; 6 – фланец; 7 – крышка; 8 – перегородка; 9 – наружная труба; 10 – фланец; 11 – огнеупорный блок

Рисунок 6 – Конструкции промышленной шестисопловой боковой фурмы топливно-кислородного дутья

Поверхность заваленного в агрегат лома имеет неопределенную форму, обусловленную различными размерами кусков, вследствие чего характер движения продуктов горения применяемого топлива в свободном от лома рабочем пространстве конвертера турбулентный, за исключением тонких слоев, прилегающих к стенкам. В некоторых участках полости агрегата имеет место наличие рециркуляционных потоков, а плотность, концентрация, температура и другие параметры факела изменяются в широких пределах, при этом отсутствуют границы факел горения – поверхность подогреваемого лома вследствие его возможного оплавления.

Точное математическое моделирование с учетом всех перечисленных факторов представляет собой довольно сложную задачу, поэтому ее решение требует упрощения физической картины рассматриваемого процесса. Так, например, невозможность точного математического описания аэротермодинамической обстановки в полости конвертера приводит к целесообразности

определения лишь термодинамических и геометрических параметров факелов горения.

В данной модели рассчитывается балансовая температура факела, зависящая от температуры поверхности нагреваемого лома, с использованием уравнения (1).

$$T_{\text{ф}} = \frac{Q_{\text{T}}}{v_{\text{а}} \cdot c_{\text{уx}}}, \quad (1)$$

где $v_{\text{а}}$ – объём продуктов сгорания, м³/кг, рассчитанный по методике [135]; $c_{\text{уx}}$ – средняя теплоемкость уходящих из конвертера газов, кДж/(м³·град). Значение $c_{\text{уx}}$ получено линеаризацией табличных данных [111] в исследуемом диапазоне температур; Q_{T} – теоретическая теплота горения, кДж/кг, определяемая по уравнению теплового баланса:

При расчете теоретической температуры горения (Q_{T}) в случае использования в качестве топлива природного газа учитывались потери тепла на нагрев топлива и кислорода, с уходящими газами, на диссоциацию газов, на излучение через горловину конвертера и на подогрев лома. Таким образом, уравнение теплового баланса для определения величины Q_{T} в данном случае имеет вид:

$$Q_{\text{T}} = Q_{\text{н}}^{\text{p}} \times \eta_{\text{пг}} \times \eta_{\text{O}_2} \times \eta_{\text{уx}} \times \eta_{\text{дис}} + c_{\text{пг}} \times t_{\text{пг}} \times G_{\text{пг}} + k \times c_{\text{O}_2} \times t_{\text{O}_2} \times L_{\text{O}_2}^{\text{T}} - Q_{\text{изл.г}} - Q_{\text{л}}, \quad (2)$$

где $Q_{\text{н}}^{\text{p}}$ – низшая теплота сгорания природного газа, Дж/м³, определяемая по методике, приведенной в работе; $\eta_{\text{пг}}$, η_{O_2} , $\eta_{\text{уx}}$, $\eta_{\text{дис}}$ – соответственно потери тепла на нагрев природного газа, кислорода, с уходящими газами, на протекание процессов диссоциации; $c_{\text{пг}}$ и c_{O_2} – удельные теплоемкости природного газа и кислорода соответственно, Дж/(м³·°C); $t_{\text{пг}}$ и t_{O_2} – соответственно температуры природного газа и кислорода, °C; $G_{\text{пг}}$ – расход природного газа, м³/с; $L_{\text{O}_2}^{\text{T}}$ – теоретически необходимое количество кислорода для сжигания 1 м³ природного газа, м³/с; k – коэффициент расхода кислорода; $Q_{\text{изл.г}}$ – потери тепла излучением через горловину конвертера, Дж; $Q_{\text{л}}$ – потери тепла на нагрев лома, Дж.

При расчете $Q_{\text{л}}$ в случае использования в качестве топлива порошкообразного углеродсодержащего материала учитывались потери тепла на нагрев: кислорода, углерода порошка топлива до температуры воспламенения, золы топлива, с уходящими газами, несущего газа (азота) для транспортировки порошка, на диссоциацию газов, на излучение через горловину агрегата и на подогрев лома. Для данного случая уравнение теплового баланса для определения величины $Q_{\text{л}}$ имеет вид:

$$Q_{\text{T}} = Q_{\text{н}}^{\text{p}} \times \eta_{\text{O}_2} \times \eta_{\text{уx}} \times \eta_{\text{дис}} \times \eta_{\text{у}} \times \eta_{\text{з}} \times \eta_{\text{а}} + c_{\text{п}} \times t_{\text{п}} \times G_{\text{п}} + c_{\text{а}} \times t_{\text{а}} \times G_{\text{а}} + k \times c_{\text{O}_2} \times t_{\text{O}_2} \times L_{\text{O}_2}^{\text{T}} - Q_{\text{изл.г}} - Q_{\text{л}}, \quad (3)$$

где $Q_{\text{н}}^{\text{p}}$ – низшая теплота сгорания природного газа, Дж/кг, определяемая по формуле Менделеева, приведенной в работе [6]; $\eta_{\text{у}}$, $\eta_{\text{з}}$, $\eta_{\text{а}}$ – соответственно

потери тепла на нагрев углерода порошкообразного топлива до температуры воспламенения, золы топлива и несущего газа (азота); c_p – удельная теплоемкость порошка, Дж/(кг·°C); c_a – удельная теплоемкость азота, Дж/(м³·°C); t_p и t_a – соответственно температуры топлива и несущего газа, °C; G_p и G_a – расходы порошка топлива и азота для его транспортировки, соответственно кг/с и м³/с.

Коэффициенты $\eta_{пг}$, η_{O_2} , $\eta_{ух}$, $\eta_{дис}$, η_y , η_z , η_a , k , $L_{O_2}^T$ рассчитывали с использованием известных методик в исследуемом диапазоне температур.

Для описания лучистого теплообмена принимаем обычные допущения, что в рассматриваемой части рабочего пространства конвертера газовая среда изотермична и обладает одинаковыми по всем направлениям оптическими свойствами. Тогда потери тепла излучением через горловину агрегата можно вычислить по известным уравнениям.

На внешней поверхности лома задан лучисто-конвективный теплообмен с высокотемпературной излучающей газовой средой в агрегате. Плотность теплового потока для каждого внешнего расчетного узла в данном случае описывается уравнением (4).

$$Q_{л} = \left\{ c_{гкм} \cdot 10^{-8} \left[T_{ф}^4 - (t_{л} + 273)^4 \right] + \alpha_k \left[T_{ф} - (t_{л} + 273) \right] \right\} \cdot F_M \quad (4)$$

Здесь F_M – площадь поверхности нагрева, м²; $t_{л}$ – температура поверхности нагрева, °C;

Приведенный коэффициент ($c_{гкм}$) излучающей системы «газ-кладка-поверхность нагрева», находится из уравнений (5)-(7).

$$c_{гкм} = \frac{\varphi_{км}^{\circ} (1 - \varepsilon_{г}) + 1}{\varphi_{км}^{\circ} (1 - \varepsilon_{г}) [\varepsilon_{м} + \varepsilon_{г} (1 - \varepsilon_{м})] + \varepsilon_{г}} \quad (5)$$

где $\varphi_{км}^{\circ}$ – угловой коэффициент переноса энергии излучения на поверхности металла,

$$\varphi_{км}^{\circ} = F_M / F_{кл} \quad (6)$$

где $F_{кл}$ – площадь внутренней излучающей поверхности кладки конвертера, м²; α_k – коэффициент теплоотдачи конвекцией, Вт/(м²·град), равен:

$$\alpha_k = k_{ск} \cdot w^{0,8} \quad (7)$$

где $k_{ск}$ – коэффициент, равный 1,2 и 1,7 при температурах нагреваемой поверхности соответственно 200...800 и 700...1000 °C; w – скорость нагретых газов, м/с:

$$w = w_0 \frac{0,96}{\frac{0,08 \cdot h}{d} \cdot 2 + 0,29} \quad (8)$$

здесь h – расстояние от среза сопла фурмы до нагреваемой поверхности, м; w_0 – скорость газопылевого потока на срезе сопла фурмы, находится с учетом параметров поступающих реагентов, м/с; d – диаметр сопла фурмы, м;

ϵ_m – степень черноты лома, равная до температуры лома 1370 °С 0,85, свыше – 0,93.

Внутренний теплообмен в слое лома и прилегающей части футеровки агрегата описывается следующими уравнением теплопроводности:

– для горизонтального положения конвертера:

$$\rho \cdot c \cdot \frac{\partial T}{\partial \tau} = \frac{\partial}{\partial x} \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial x} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial y} \right), \quad (9)$$

– для вертикального положения конвертера:

$$\rho \cdot c \cdot \frac{\partial T}{\partial \tau} = \frac{1}{r} \frac{\partial}{\partial r} \left(r \cdot \lambda \frac{\partial T}{\partial r} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(\lambda \frac{\partial T}{\partial z} \right), \quad (10)$$

где λ , c , ρ – соответственно коэффициент теплопроводности, Вт/(м·°С), теплоемкости, Дж/(кг·°С), и плотность, кг/м³, материала рассматриваемого объема, зависящие от его координат и температуры.

Загруженный в конвертер металлический лом при расчетах принимается как сплошное тело с расчетными виртуальными коэффициентами теплоемкости и теплопроводности. Виртуальный коэффициент теплоемкости (c_3) определяется по формуле (11), а значение виртуального коэффициента теплопроводности шихты ($\lambda_{ш}$) по аналогии определяли по выражениям (12) и (13).

$$c_3 = c_l \cdot (1 - P), \quad (11)$$

где c_l – средняя теплоемкость лома в исследуемом диапазоне температур, $c_l = 710$ Дж/(кг·град); P – порозность лома.

$$\lambda_{ш} = \lambda_l \cdot [1 - (1 - \lambda_{п.г.}/\lambda_l) \cdot P_l], \quad (12)$$

$$\lambda_{ш} = \lambda_l \cdot [1/(1 + (\lambda_l/\lambda_{п.г.} - 1) \cdot P_l)], \quad (13)$$

где λ_l , $\lambda_{п.г.}$ – теплопроводность лома и газовых прослоек соответственно, Вт/(м·град).

Для расчета коэффициентов теплопроводности лома (λ_l), дымовых газов (λ_d) и газовых прослоек ($\lambda_{п.г.}$) использовали выражения (14)-(16).

$$\lambda_{п.г.} = \lambda_d + \lambda_l, \quad (14)$$

где λ_d – коэффициент теплопроводности дымовых газов, заполняющих полости лома.

$$\lambda_d = 8,6 \cdot 10^{-5} t_{л}^{\Pi} + 0,0228, \text{ Вт/(м·град)}, \quad (15)$$

здесь: $t_{л}^{\Pi}$ – температура стенок прослойки, °С; λ_l – коэффициент, учитывающий излучение внутри прослоек [112], Вт/(м · град), равный

$$\lambda_l = 0,04 \cdot \epsilon_{пр} \cdot c_0 \left[(t_{л}^{\Pi} + 273)/100 \right]^3 \cdot \delta_{пр}, \quad (16)$$

где $\epsilon_{пр}$ – приведенная степень черноты прослойки:

$$\epsilon_{пр} = 1/(2/\epsilon_m - 1);$$

$$c_0 = 5,67 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{град)}; \delta_{пр} \text{ – толщина прослойки, } \delta_{пр} = 0,15 \dots 0,20 \text{ м.}$$

При расчете температурных полей в футеровке агрегата приняли плотность огнеупора 2900 кг/м³, а теплопроводность и теплоемкость футеровки определяли из уравнений (17) и (18).

$$\lambda_{\phi} = 6,3 - 0,0025 \cdot t_{\phi}, \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}, \quad R = 0,96, \quad (17)$$

$$c_{\phi} = 1072 + 0,27 \cdot t_{\phi}, \text{ Дж/(кг}\cdot\text{К)}, \quad R = 0,94, \quad (18)$$

где t_{ϕ} – текущая температура футеровки, °С.

Вследствие высокой теплопроводности материал брони конвертера не учитывается.

На внешней поверхности футеровки конвертера задан теплообмен свободной конвекцией (граничные условия III рода). В этом случае коэффициент теплоотдачи конвекцией определяли по формуле (19).

$$\alpha_{\phi} = k_{\text{л}} \cdot (10 + 0,06 \cdot t_{\phi}), \text{ Вт/(м}^2\cdot\text{К)} \quad (19)$$

в которой $k_{\text{л}}$ – коэффициент, зависящий от положения в пространстве теплоотдающей поверхности лома.

На границе контакта лом-футеровка заданы граничные условия IV рода.

Моделями предусмотрена возможность оплавления лома. Избыточное тепло в рассматриваемом элементарном объеме лома определяется как разность между поступившим в объем и ушедшим из него теплом. При этом масса расплавленного металла в объеме определяется из выражений (20)-(21).

$$\Delta m = c \cdot \rho \cdot \Delta v \cdot \Delta T / L. \quad (20)$$

Здесь Δv – объем рассматриваемого элемента, м³; L – скрытая теплота плавления лома, $L = 250$ кДж/кг; ΔT – разность между «избыточной» температурой рассматриваемого объема и температурой ликвидус (t_L), равной, °С [132]:

$$t_L = 1536 - 54 \cdot c_{\text{л}} - 8,13 \cdot c_{\text{л}}^2, \quad (21)$$

где $c_{\text{л}}$ – содержание в ломе углерода, %.

Расчет среднemasсовой температуры нагреваемого лома производился с учетом его возможного оплавления по уравнению (22).

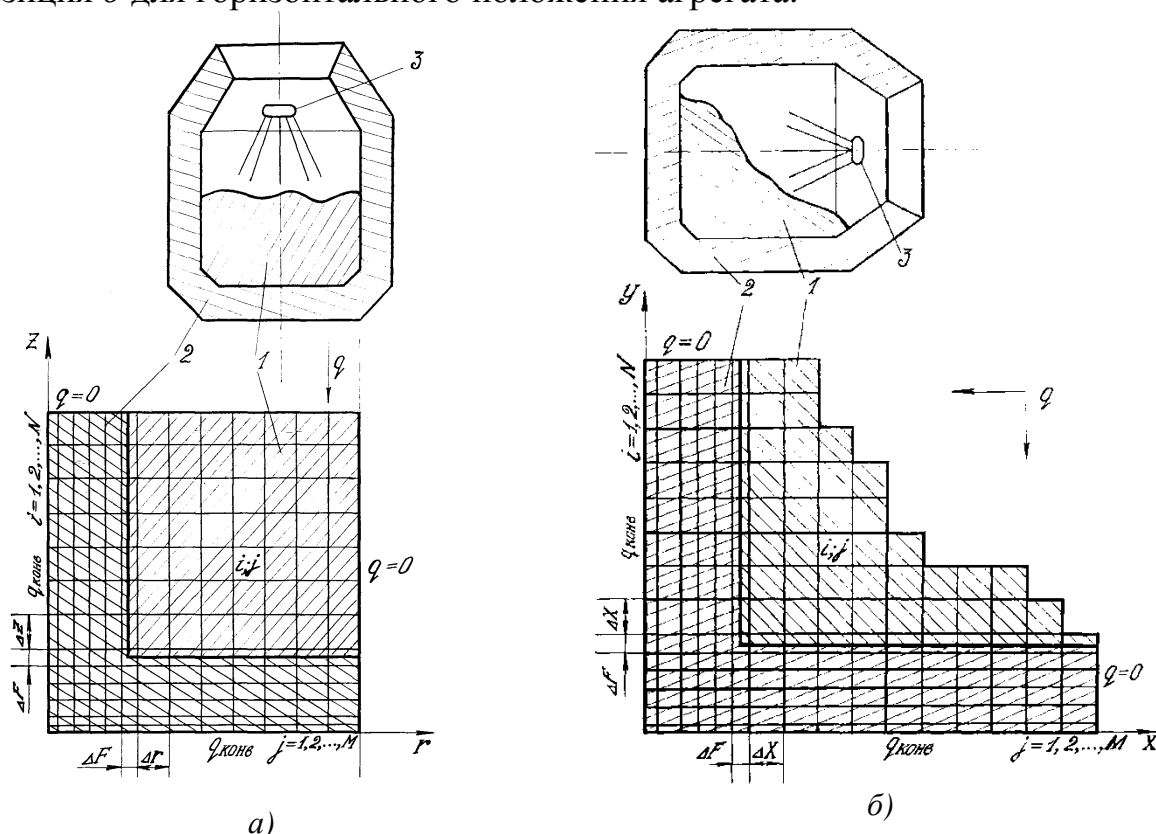
$$t_{\text{см}} = \frac{t_L c_{\text{ж}} m_{\text{ж}} + \frac{\sum t_{i,j} \cdot dv_{i,j}}{v_{\text{T}}} \cdot c_{\text{T}} m_{\text{T}}}{m_{\text{ж}} c_{\text{ж}} + m_{\text{T}} c_{\text{T}}}, \quad (22)$$

где $c_{\text{ж}}$, c_{T} – теплоёмкости соответственно жидкого и твёрдого лома, Дж/(кг·град); $m_{\text{ж}}$, m_{T} – массы соответственно жидкой и твердой составляющих насыпной массы лома; v_{T} – объём твёрдого лома, м³; $dv_{i,j}$ – объём i, j -го узла твёрдого лома, м³.

Алгоритм расчета, как и ранее, предусматривает разогрев футеровки конвертера до рабочей температуры. Затем моделируется охлаждение агрегата в течение заданного времени простоя, а после этого осуществляется моделирование подогрева заваленного лома расчетным высокотемпературным факелом горения топлива в струях кислорода и теплопередачей от футеровки конвертера.

При решении задачи нестационарной теплопроводности использован модифицированный метод элементарных тепловых балансов с расщеплением по направлениям. Расчетные схемы математических моделей приведены на

рисунке 7, позиция *a* для вертикального положения конвертера и рисунке 7, позиция *б* для горизонтального положения агрегата.



1 – металлолом; 2 – футеровка; 3 – боковая фурма; Δz , Δr – размеры элементарных объемов соответственно по высоте и радиусу металлолома; ΔF – размер элементарных объемов по футеровке; q – полный тепловой поток; $q_{\text{конв}}$ – его конвективная составляющая; Δx , Δy – размеры элементарных объемов соответственно по длине и высоте металлолома

Рисунок 7 – Схема предварительного подогрева лома и область расчета температур в вертикальном (а) и горизонтальном (б) конвертере

Профиль поверхности лома при горизонтальном положении конвертера задается уравнением третьего порядка. В этом случае используется алгоритм, написанный для прямоугольной расчетной области с исключением некоторых объемов таким образом, чтобы оставшиеся объемы-ячейки составляли рассматриваемую расчетную область. С целью экономии времени счета на ПК, а также для повышения устойчивости расчетной схемы для решения задачи применена неявная разностная схема, решаемая одним из методов прогонки. Программа расчетов написана на алгоритмическом языке Turbo Pascal и реализована на ПК.

Путем численного моделирования с использованием данных математических моделей исследованы процессы предварительного подогрева лома с использованием в качестве топлива природного газа и порошкообразного угля применительно к условиям работы 160-т конвертеров ОАО «ЗСМК».

На рисунке 8, позиция *a* (топливо-природный газ) и рисунке 8, позиция *б* (топливо-порошкообразный уголь) представлена динамика изменения

средней температуры поверхности подогреваемого лома в зависимости от его насыпной плотности и положения конвертера. Некоторое увеличение значений средней температуры поверхности нагреваемого лома в случае применения твердого углеродсодержащего теплоносителя в порошкообразном виде при обоих положениях агрегата вполне объясняется большей степенью черноты пыле-кислородного факела ($\epsilon \approx 0,8$) по сравнению с газо-кислородным ($\epsilon \approx 0,4$). Снижение же температуры поверхности лома при подогреве его порошкообразным углем при горизонтальном положении агрегата в начальный период процесса объясняется неустойчивым горением порошка топлива в факеле, в результате чего уменьшается величина теплового потока от факела к поверхности лома.

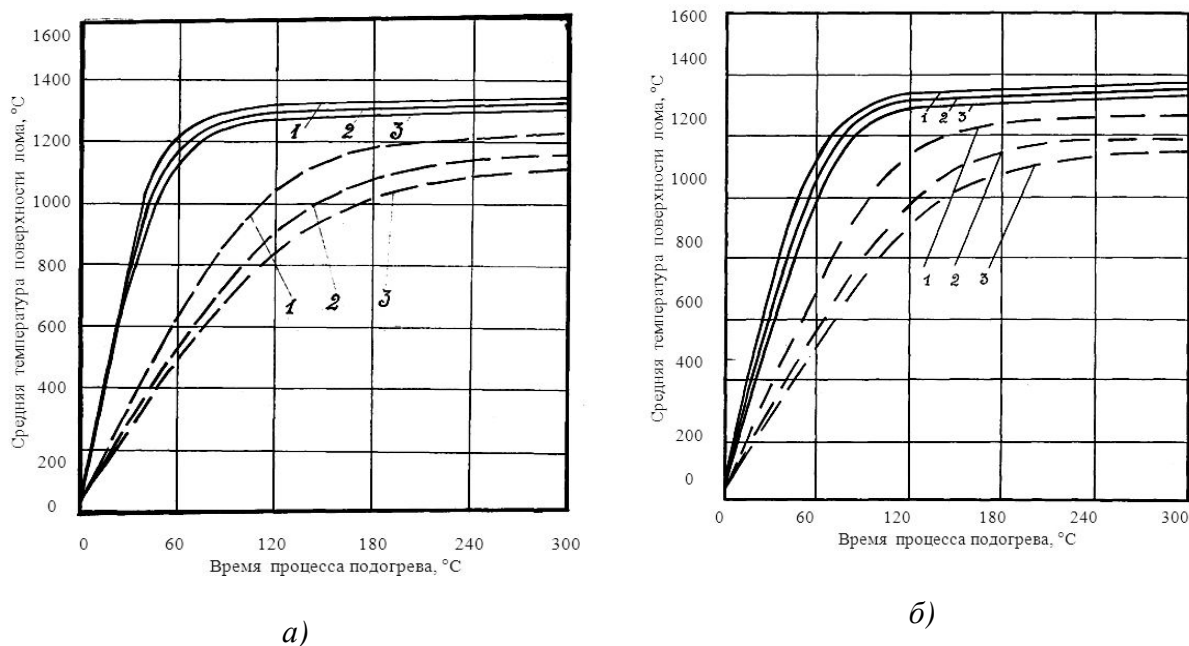


Рисунок 8 – Динамика изменения средней температуры поверхности подогреваемого металлолома в полости 160-т конвертера газокислородными (а) и пыле-кислородными (б) факелами в зависимости от насыпной плотности шихты ($\rho_{\text{нас}}$) и положения агрегата: — — — — — подогрев лома в вертикально расположенном конвертере; — — — — — подогрев лома в горизонтально расположенном агрегате; 1 – $\rho_{\text{нас}} = 0,9 \text{ т/м}^3$; 2 – $\rho_{\text{нас}} = 1,0 \text{ т/м}^3$; 3 – $\rho_{\text{нас}} = 1,1 \text{ т/м}^3$

Зависимость средней температуры поверхности металлолома от его насыпной плотности по истечении 5 мин подогрева с использованием указанных топлив представлена на рисунке 9, позиция а и рисунке 9, позиция б.

Предварительными расчетами установлено, что при горизонтальном положении конвертера в период подогрева лома площадь контакта последнего с высокотемпературными продуктами горения больше, чем при подогреве в вертикально расположенном агрегате (примерно в 1,2 раза), что наряду с возникновением дополнительного теплового потока от стен конвертера (работа агрегата как отражательной печи) и меньшей толщиной подогреваемого слоя лома, приводит к более быстрому увеличению температуры поверхностных слоев, а это, в свою очередь, дает возможность уменьшить расход реа-

гентов на горение факела требуемой температуры, не влияющей на стойкость футеровки конвертера. Температура факела горения принимаемого топлива задавалась равной 1900 ± 5 °С.

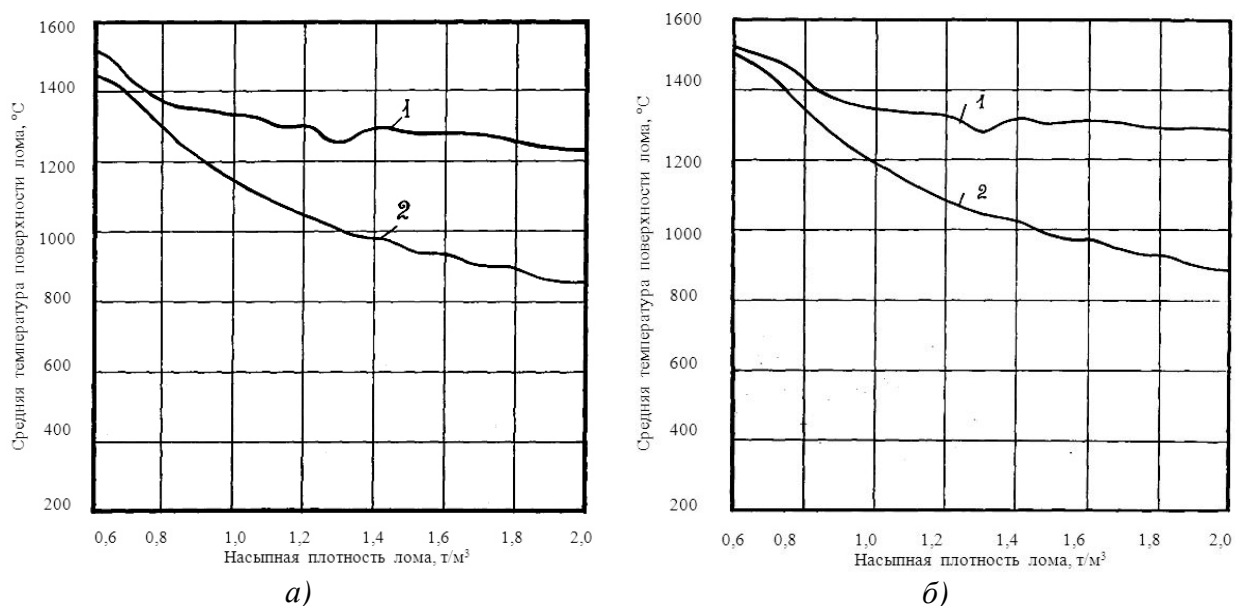


Рисунок 9 – Зависимость изменения средней температуры поверхности подогреваемого лома от его насыпной плотности и положения 160-т конвертера по истечении 5 мин подогрева газокислородными и пыле-кислородными факелами:

- 1 – подогрев лома при горизонтальном положении конвертера;
- 2 – подогрев лома в вертикально расположенном агрегате

Значения расходов реагентов на горение факелов, их тепловой мощности и объема отходящих газов в зависимости от насыпной плотности подогреваемого лома приведены на рисунке 10, позиция *а* (для природного газа) и рисунке 10, позиция *б* (для порошкообразного угля). Длины факелов горения природного газа, рассчитанные по методике [7], изменялись от 23,4 до 31,1 калибра (рисунок 11), что меньше расстояния от среза фурмы до поверхности лома. Это предотвращает образование в шихте колодцев, распространяясь в которых, газы недостаточно подогревают лом и уходят из полости конвертера с более высокой температурой, уменьшается степень окисленности железа лома в результате более равномерного разогрева его поверхности.

Определенный практический интерес имеют тройные диаграммы зависимости среднемассовой температуры лома по истечении 5 мин его подогрева от состава лома, заваленного в агрегат, положения последнего и применяемого топлива (рисунок 12 и рисунок 13).

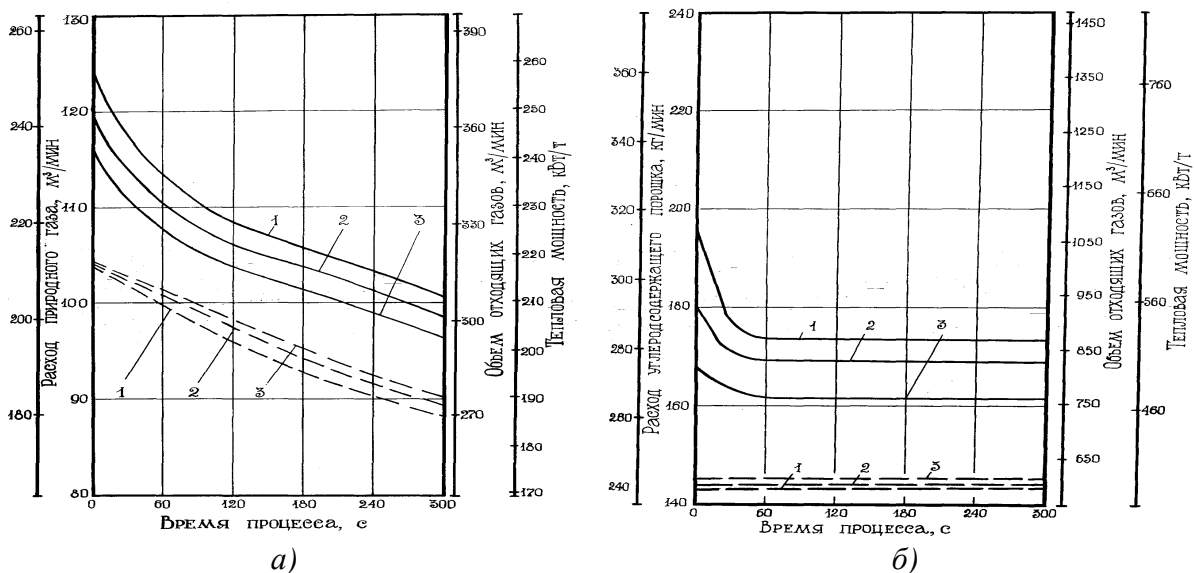


Рисунок 10 – Динамика изменения расходов реагентов на горение факелов, их тепловой мощности и объема отходящих газов в зависимости от насыпной плотности лома и положения 160-т конвертера при использовании в качестве топлива природного газа (а) и порошкообразного угля (б):

- – подогрев лома в вертикально расположенном конвертере;
- – подогрев лома в горизонтально расположенном агрегате;
- 1 – $\rho_{\text{нас}} = 0,9 \text{ т/м}^3$; 2 – $\rho_{\text{нас}} = 1,0 \text{ т/м}^3$; 3 – $\rho_{\text{нас}} = 1,1 \text{ т/м}^3$

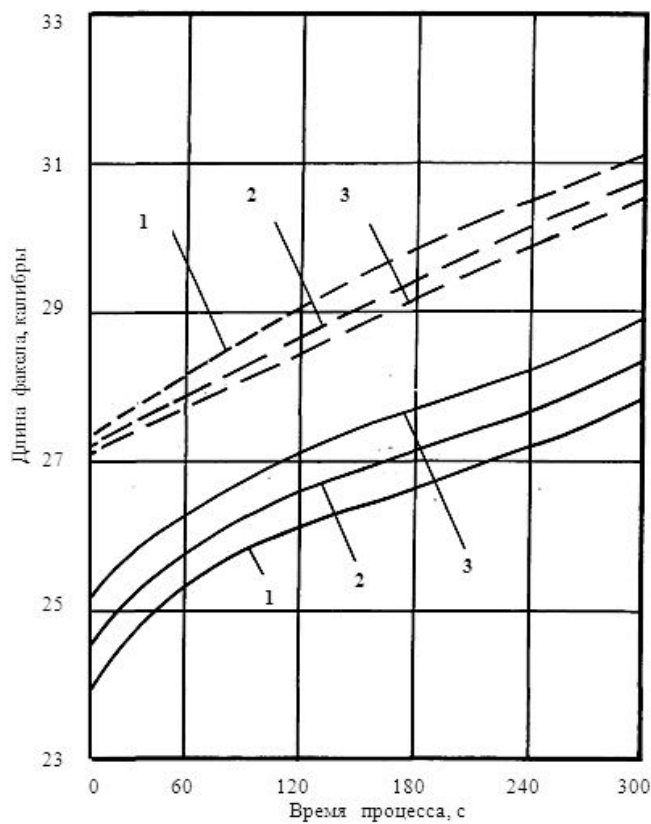


Рисунок 11 – Динамика изменения длины газо-кислородных факелов в зависимости от насыпной плотности лома и положения 160-т конвертера

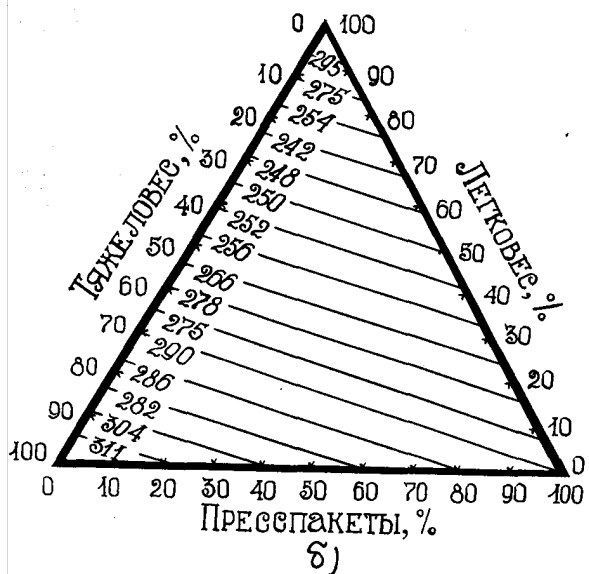
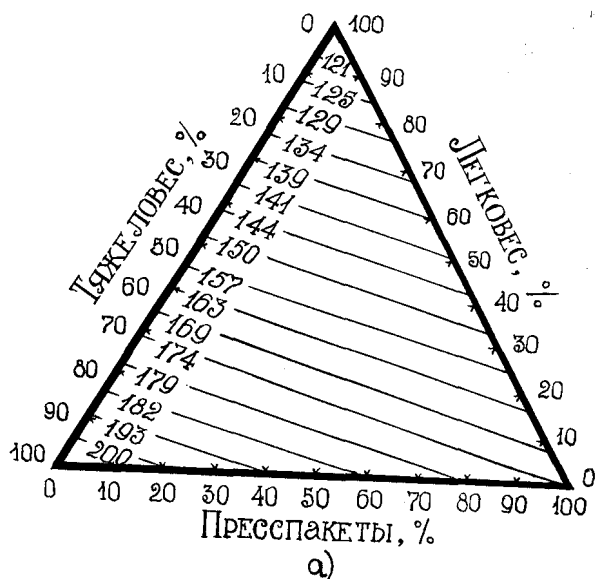


Рисунок 12 – Зависимость среднemasсовой температуры нагрева лома различного состава по истечении 5 мин подогрева природным газом в вертикально (а) и горизонтально (б) расположенном 160-т конвертере

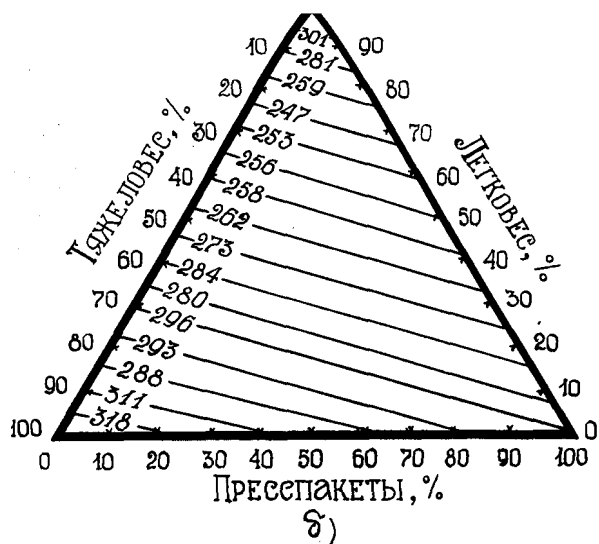


Рисунок 13 – Зависимость среднemasсовой температуры нагрева лома различного состава по истечении 5 мин подогрева порошкообразным углем в вертикально (а) и горизонтально (б) расположенном 160-т конвертере

Зависимость насыпной плотности металлолома от его состава определялась на основании данных работы [8]. Очевидно, что при уменьшении насыпной плотности повышается вероятность оплавления поверхностных слоев лома, что приводит к возникновению жидких оксидов железа, приводящих при своем замораживании к появлению коржей, препятствующих свободному прохождению высокотемпературных газов через верхний слой лома, понижению тепловоспринимающей способности насыпной массы лома. При повышении же насыпной массы лома из-за увеличения плотности элементарного объема, значение средней температуры поверхности уменьшается, что созда-

ет более благоприятные условия для нагрева лома в вертикально расположенном конвертере (рисунок 12, позиция *a* и рисунок 13, позиция *a*). При горизонтальном положении конвертера происходит уменьшение средне-массовой температуры лома при росте его насыпной плотности до $0,9 \text{ т/м}^3$. Это обусловлено наличием в металлозавалке значительного количества легковеса, что обеспечивает высокий перегрев поверхности лома с соответствующим уменьшением воспринимаемого теплового потока, и уменьшением тепловоспринимающей поверхности лома, вызываемого уменьшением его объема. Далее происходит повышение среднemasсовой температуры в результате увеличения толщины газовых прослоек, что, наряду с повышением насыпной плотности, приводит к увеличению теплопроводности. Следовательно, в этом случае имеет место увеличение воспринимаемого теплового потока из-за уменьшения температуры поверхности нагрева (рисунок 12, позиция *б* и рисунок 13, позиция *б*). Некоторая неравномерность изменения среднemasсовой температуры объясняется величиной и расположением расчетных объемов, формирующих поверхность контакта лом-факел (в процессе расчета выбирается автоматически), что в условиях трудности определения состава подогреваемого лома и его точного расположения в полости конвертера существенного значения не имеет.

При подогреве лома в полости конвертера большое значение имеет температурный режим футеровки. Как видно из рисунка 14, за время подогрева существенно (до $750 \text{ }^\circ\text{C}$ при насыпной плотности металлолома $\rho_n = 1000 \text{ кг/м}^3$) охлаждается лишь поверхностный слой футеровки, температура же на глубине $0,06 \text{ м}$ изменений не претерпевает вследствие низкой теплопроводности огнеупора.

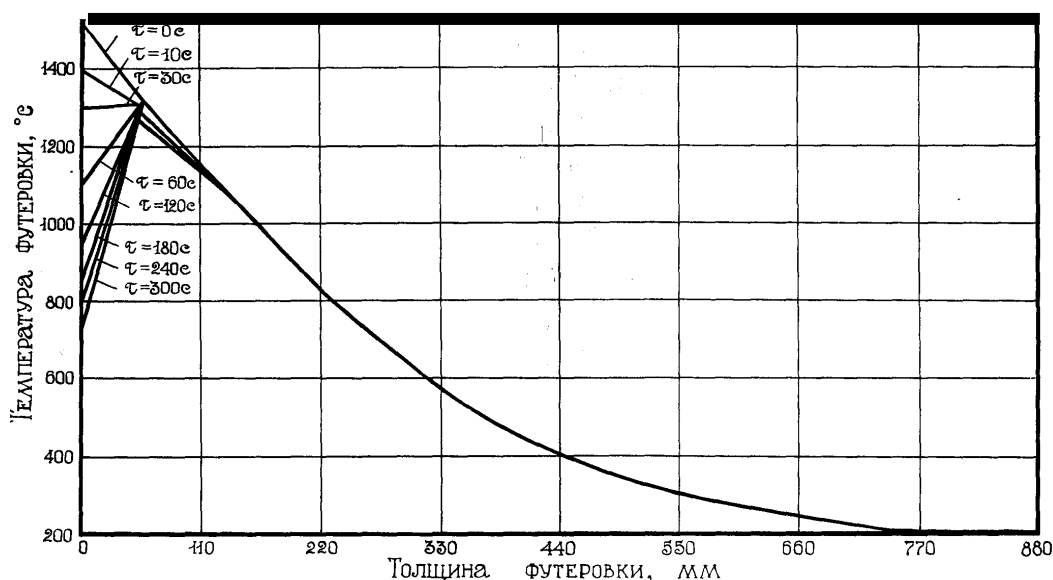


Рисунок 14 – Температурный режим футеровки при подогреве лома

Зависимость температуры рабочей поверхности футеровки от насыпной плотности лома через 5 мин его подогрева, приведенная на рисунке 15, позволяет сделать вывод, что воспринимаемый тепловой поток от футеровки

возрастает по мере повышения насыпной плотности подогреваемой шихты, т.е. при увеличении количества тяжеловеса. При этом, с увеличением длительности подогрева лома в конвертере свыше 5 мин, как это видно из рисунка 16, тепловой поток со стороны футеровки значительно уменьшается. Поэтому, очевиден вывод о нецелесообразности проведения операции подогрева лома в полости конвертера длительностью свыше 5 мин. Объясняется это как снижением величины теплового потока к насыпной массе лома, так и возможностью возникновения значительных термонапряжений в слое огнеупорного материала футеровки, приводящих к ее преждевременному износу.

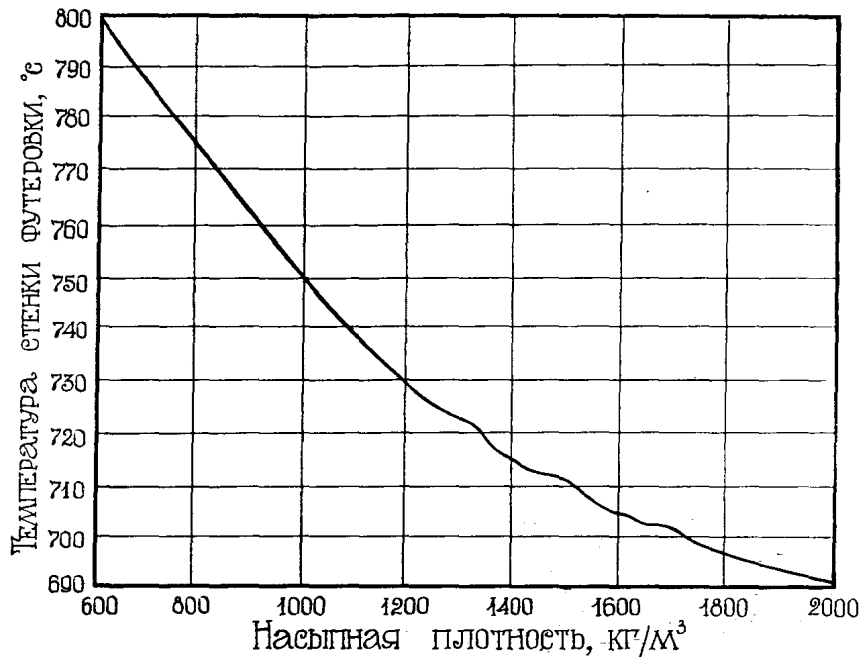


Рисунок 15 – Зависимость температуры рабочей поверхности футеровки от насыпной плотности лома по истечении 5 мин подогрева

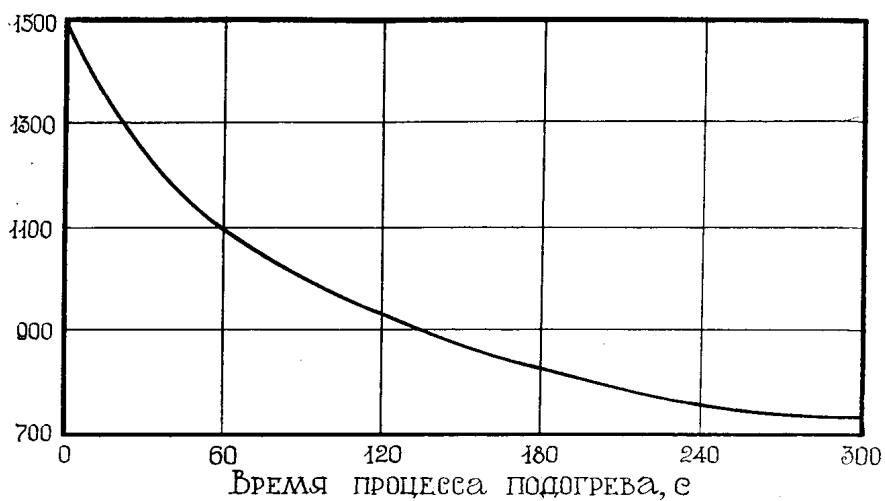


Рисунок 16 – Динамика изменения температуры рабочего слоя футеровки, прилегающего к нагреваемому лому

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Баптизманский В.И. Металлолом в шихте кислородных конвертеров / В.И. Баптизманский, Б.М. Бойченко, Е.В. Третьяков. – М.: Металлургия, 1982. – 136 с.
2. Баптизманский В.И. Тепловая работа кислородных конвертеров / В.И. Баптизманский, Б.М. Бойченко, В.П. Черевко. – М.: Металлургия, 1988. – 174 с.
3. Колганов Г.С. Дожигание отходящих газов в конвертере / Г.С. Колганов, М.В. Колесников, А.Д. Хмелевский [и др.] // Сталь. – 1985. – №5. – С.24-26.
4. Айзатулов Р.С. Выплавка стали в 160-тонном конвертере с повышенной до 40-100 % долей лома в металлошихте / Р.С. Айзатулов, Н.И. Воронин, Г.В. Колганов [и др.] // Сталь. – 1989. – №6. – С.26-27.
5. Разработка и направления совершенствования конструкций конвертерных агрегатов и дутьевых устройств для жидкофазного восстановления оксидов металла / Е.В. Протопопов, А.Г. Чернятевич, Д.А. Лаврик, Е.Л. Мастеровенко // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2002. – № 6. – С. 4-11.
6. Филимонов Ю.П. Топливо и печи / Ю.П. Филимонов, Н.С. Громова. – М.: Металлургия, 1987. – 320 с.
7. Семикин И.Д. Топливо и топливное хозяйство металлургических заводов / И.Д. Семикин, С.И. Аверин, И.И. Радченко. – М.: Металлургия, 1965. – 392 с.
8. Коротков Г.А. Вторичные черные металлы: Краткий справочник / Г.А. Коротков, Д.Д. Корначев. – М.: Металлургия, 1979. – 200 с.
9. Гресс А.В. Численное и экспериментальное исследование подогрева лома в полости конвертера при факельном торкретировании футеровки / А.В. Гресс, А.Г. Чернятевич, И.А. Павлюченков [и др.] // Известия вузов. Черная металлургия. – 1991. – № 6. – С. 89-91.
10. Мастрюков Б.С. Теория, конструкции и расчеты металлургических печей. В двух томах. Т.2. Расчеты металлургических печей / Б.С. Мастрюков. – М.: Металлургия, 1986. – 376 с.
11. Костин В.Ф. // Совершенствование технологии и автоматизации сталеплавильных процессов. – 1977. – №2. – С. 83-86.
12. Меджибожский М.Я. Основы термодинамики и кинетики сталеплавильных процессов / М.Я. Меджибожский. – Киев, Донецк: Вища школа, 1986. – 280 с.

УДК 669.18:669.14.018.294.2

Л.А. Годик, Н.А. Козырев, Р.А. Гизатулин, О.И. Нохрина,
Д.В. Бойков

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

ОСВОЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОЙ НАДЕЖНОСТИ С ПОНИЖЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ВОДОРОДА*

В статье представлены результаты технологии выплавки в ДСП и внепечной обработки на АКП обеспечивающие снижение содержания водорода в металле. Разработанные мероприятия позволили при производстве рельсовой стали в условиях отсутствия средств вакуумирования получить 65,5 % плавков с содержанием водорода 3,5 ppm и менее; 26,4 % плавков с содержанием водорода 3,6 – 4,0 ppm; 7,3 % плавков с содержанием водорода 4,1 – 4,5 ppm, и 0,8 % плавков с содержанием водорода 4,6 – 5,5 ppm.

In article are presented results to technologies smelting in DSP and out stove of the processing on AKP providing reduction of the contents of the hydrogen in metal. The Designed actions have allowed at production rail become in condition of the absence of the facilities vacuum get 65,5 % smeltings with contents of the hydrogen 3,5 ppm and less; 26,4 % smeltings with contents of the hydrogen 3,6 - 4,0 ppm; 7,3 % smeltings with contents of the hydrogen 4,1 - 4,5 ppm, and 0,8 % smeltings with contents of the hydrogen 4,6 - 5,5 ppm.

Существующая технология производства железнодорожных рельсов низкотемпературной надежности гарантирует отсутствие в готовых рельсах флокенов. Это достигается применением противфлокеновой обработки в виде замедленного охлаждения рельсов в специальных коробах после прокатки. Тем не менее, после сварки на рельсосварочных предприятиях рельсов, не имеющих флокенов, в единичных случаях наблюдалось их появление в зоне сварных стыков. Причиной этого был локальный нагрев металла, провоцирующий диффузию водорода в высокотемпературную зону, и быстрое охлаждение за счёт передачи тепла в холодную часть рельса.

В связи с этим ОАО «РЖД» были введены ограничения по содержанию водорода в жидкой рельсовой стали (таблица 1). Для обеспечения содержания

* Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ в рамках Федеральной целевой программы «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России» на 2009 – 2013 гг.

водорода, соответствующего предъявленным требованиям, был проведен комплекс исследовательских работ по изучению источников и процессов поступления водорода в металл в ходе выплавки в дуговых электросталеплавильных печах и внепечной обработки стали для производства рельсов низкотемпературной надежности.

В качестве металлошихты использовался металлолом и чугуны. В завалку и по ходу плавки присаживаются шлакообразующие материалы, в том числе известь в количестве до 70 кг/т. Высокий расход извести связан, прежде всего, с необходимостью удаления фосфора, поступающего из чугуна.

Полупродукт выпускался из печи с отсечкой печного шлака и присадкой в ковш твердой шлакообразующей смеси и силикомарганца, количество которого определялось из расчета получения содержания марганца на нижнем марочном пределе. Внепечная обработка металла производилась на агрегате «ковш-печь» (АКП) с продувкой металла азотом в сталеразливочном ковше через донные фурмы. По ходу внепечной обработки производилось раскисление шлака периодическими присадками порошков кокса и ферросилиция, отбор проб и корректировка химического состава металла (в том числе по содержанию углерода), нагрев его до температуры разлива на МНЛЗ. По ходу внепечной обработки присаживалась известь. Влияние различных технологических параметров выплавки и внепечной обработки на содержание водорода в рельсовых сталях изучалось на 315 плавках. Измерение содержания водорода производилось с помощью прямого зондового измерения анализатором «Hydris» в начале и в конце обработки металла на АКП. Поскольку известь в печь присаживалась с целью удаления фосфора, было изучено влияние количества присаживаемой извести на степень дефосфорации. Установлено, что присадки извести массой более 65 кг/т неэффективны для целей дефосфорации и лишь приводят к росту содержания водорода в полупродукте. В этой ситуации процесс обновления шлака, совмещенный с небольшими присадками извести на ранней стадии плавки, до отбора первой пробы металла, является предпочтительным.

Таблица 1 – Требования по содержанию водорода в рельсовой стали для ОАО «РЖД»

Марка стали	Назначение (категория)	Содержание водорода, ppm
НЭ76Ф, Э76Ф	Рельсы для скоростного совмещенного движения	до 3,5 включительно
	Рельсы категории НЭ, Т1, Н	до 4,0 включительно
	НЭ, Т1, Н для рельсов стыкового пути	более 4,0 до 5,5 включительно
Э73В*	Рельсы остряковые	до 4,0 включительно
Примечание* – Металл плавки с содержанием водорода более 5,5ppm утилизируется в другие виды проката		

Присадка извести на АКП связана с решением двух задач:

- 1) удаление серы до требуемого уровня ее в готовой стали;
- 2) снижение потерь тепла металлом при разливке на МНЛЗ путем увеличения толщины высокоосновного шлакового покрова.

При изучении влияния количества вводимой извести на процесс десульфурации и содержание водорода на агрегате ковш-печь было выяснено, что присадка извести более 2 кг/т не дает эффекта по удалению серы, поскольку с ростом основности снижается активность шлака и лишь приводит к росту содержания водорода в металле. Минимальное содержание водорода наблюдается при основности шлака 2,3.

В процессе экспериментов была установлена зависимость прироста водорода в металле от количества присаживаемого на выпуске и в процессе обработки на АКП порошка кокса. Изучение влияния большого количества других технологических параметров на содержание водорода в жидком металле выявило положительное влияние увеличения доли чугуна в завалке. Повышенное количество чугуна в печи обеспечивает более интенсивное «кипение», и в процессах поступления и удаления водорода наступает преобладание процесса дегазации.

Не выявлено зависимости содержания водорода от количества присадок силикомарганца, плавикового шпата и ферросилиция при выпуске полупродукта из печи и обработке на АКП, так как все материалы перед присадкой просушиваются в достаточной мере и не повышают содержания водорода.

Поскольку единственным источником поступления влаги в известь и порошок кокса является влага атмосферы, а абсолютная влажность атмосферного воздуха определяется в большой степени его температурой, было изучено влияние среднесуточной температуры на содержание водорода в стали. Была отмечена ярко выраженная сезонность в содержании водорода в жидкой стали. Так в мае его среднее значение составило 3,7 ppm. А в июле, как в более жарком месяце – уже 4,1 ppm. Далее наблюдалось снижение содержания водорода, и в декабре оно составило 2,7 ppm (рисунок 1).

В результате исследования 1749 плавок, выплавленных в течение года, была получена следующая эмпирическая модель зависимости содержания водорода от температуры атмосферы, которая позволяет спрогнозировать содержание водорода в жидкой стали

$$[H] = 0,0273T_{\text{атм.}} + 3,4985; \text{ ppm} \quad (R^2 = 0,2575),$$

где $T_{\text{атм.}}$ – температура, °С; R^2 – коэффициент корреляции.

На основании результатов проведенного исследования были разработаны дополнительные требования к технологии выплавки и внепечной обработки рельсовой стали, обеспечивающие снижение содержания водорода в металле и исключают случаи образования флокенов в районе сварных стыков рельсов:

1. Масса присаживаемой в печь извести – не более 65 кг/т;

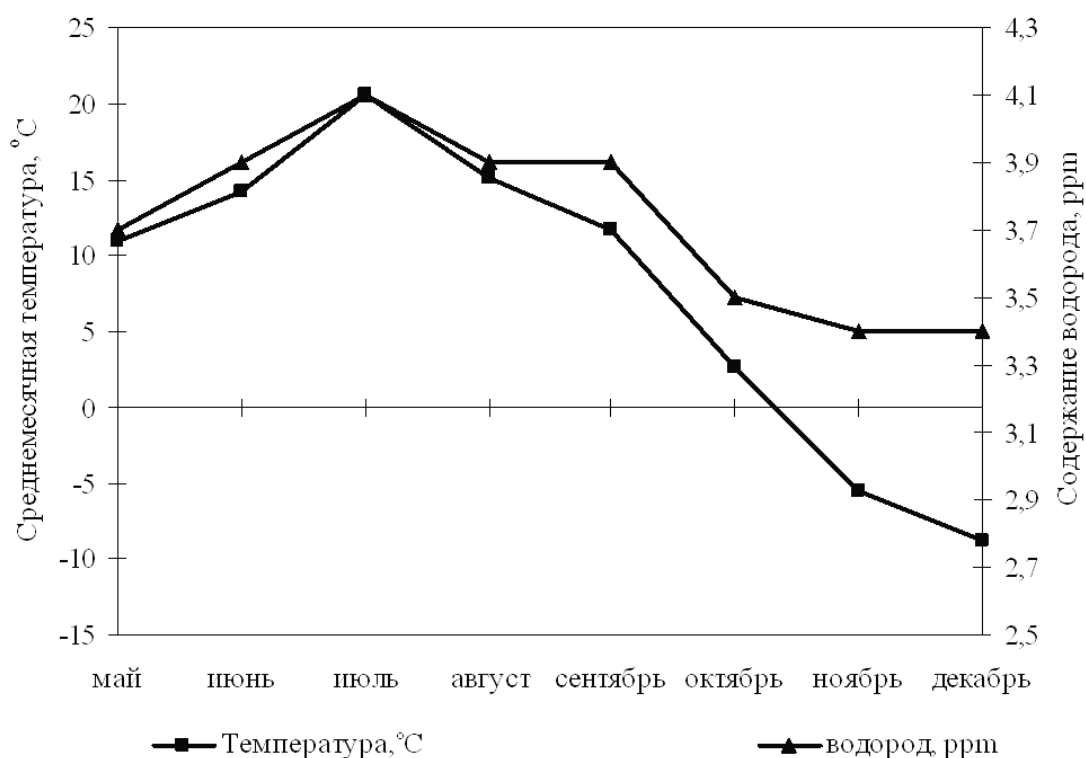


Рисунок 1 – Диаграмма изменения среднемесячного содержания водорода, относительной влажности, температуры атмосферы

2. Содержание углерода в первой ковшевой пробе – не менее 0,6 % и соответственно присадка кокса на АКП – не более 3 кг/т;
3. Исключить присадки порошка кокса на выпуске;
4. Увеличить количество присаживаемой на выпуске извести до 10 кг/т, а присаживаемой на АКП – ограничить до 2 кг/т;
5. Использовать на плавку чугуна не менее 350 кг/т стали.

Наряду с указанными технологическими приёмами были выполнены также некоторые очевидные для снижения содержания водорода организационные мероприятия:

- исключено попадание влаги в расплав из водоохлаждаемых элементов печи и АКП,
- уменьшена до 12 часов длительность хранения извести,
- внедрены крышки к контейнерам для перевозки ферросплавов и шлакообразующих,
- произведена настройка орошения электродов, исключая попадание воды в печь.

Комплекс принятых технологических и организационных мероприятий позволил выполнить требования ОАО «РЖД» по содержанию водорода для рельсовой стали низкотемпературной надежности.

М.В. Темлянец, М.В. Матвеев, К.Е. Костюченко, М.Ю. Лосицкая,
А.С. Пышнов, А.С. Добровольский

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

ИССЛЕДОВАНИЕ КИНЕТИКИ ВЫГОРАНИЯ УГЛЕРОДА В ПЕРИКЛАЗОУГЛЕРОДИСТЫХ КОВШЕВЫХ ОГНЕУПОРАХ

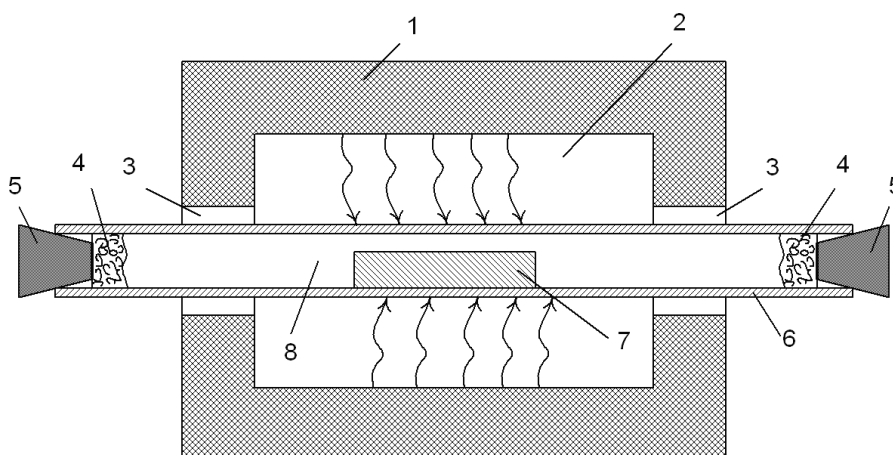
В статье представлены результаты исследования кинетики обезуглероживания периклазоуглеродистых ковшевых огнеупоров.

In the article the outcomes of research of a kinetics of a decarbonization magnesiacarbon refractories are shown.

Одним из негативных явлений, сопровождающих предплавочный разогрев новых периклазоуглеродистых футеровок сталеразливочных ковшей является выгорание углерода, содержащегося в структуре огнеупора. Обезуглероживание поверхностных слоев огнеупора приводит к снижению его механической прочности, стойкости к различного рода разрушающим воздействиям, что в итоге снижает стойкость футеровки и является причиной загрязнения расплава стали неметаллическими включениями футеровочного происхождения [1, 2]. В связи с этим установление основных закономерностей обезуглероживания огнеупоров при высокотемпературном разогреве имеет большое практическое значение.

В работе проведено исследование влияния температурно-временного фактора и состава атмосферы на кинетику обезуглероживания смолосвязанных периклазоуглеродистых огнеупоров на основе плавленного периклаза и чешуйчатого графита марки RI-MC11LC с содержанием углерода 8 – 10 %, которые широко используются для выполнения рабочего слоя футеровок сталеразливочных ковшей. Эксперименты проводили с использованием образцов, имеющих поперечные размеры 14×18×50 мм вырезанных из кирпичей. Нагрев образцов проводили в электрической печи сопротивления СУОЛ-0,25.1/12,5-И1 с нагревателями из карбида кремния в атмосфере воздуха. Образцы нагревали до температур 800, 900, 1000, 1100, 1200 °С и выдерживали при постоянной температуре в течение 1, 2 и 3 ч. Температуру образца непрерывно измеряли хромель-алюмелевой термопарой и многоканальным программным регулятором температур «Термодат 19Е2». Массу образцов до и после эксперимента определяли на весах Vibra AF-220CE. Для установления влияния состава атмосферы провели две серии экспериментов. В первой серии в процессе эксперимента загрузочное окно печи было открыто для свободного доступа атмосферного воздуха. Во второй серии экспериментов образец помещали в трубку из кварцевого стекла, концы которой герметично закрывали

пробками (рисунок 1). Доступ атмосферного воздуха во внутренне пространство трубки, в котором находился образец отсутствовал.



1 – футеровка печи, 2 – внутреннее пространство печи, заполненное атмосферным воздухом, 3 – загрузочные окна печи, 4 – каолиновая вата, 5 – резиновые пробки, 6 – трубка из кварцевого стекла, 7 – исследуемый периклазоуглеродистый образец, 8 – внутренне пространство кварцевой трубки

Рисунок 1 – Схема установки для проведения нагрева образцов без доступа воздуха

Количественно интенсивность выгорания углерода оценивали по потере массы образцов [3, 4]. Удельные потери массы образцов определяли по соотношению

$$\Delta m_y = \frac{\Delta m}{F} = \frac{m_1 - m_2}{F}, \text{ кг/м}^2 \quad (1)$$

где Δm – потери массы образца в процессе эксперимента, кг; m_1 и m_2 – массы образца до и после эксперимента, кг; F – площадь поверхности образца, м².

Фактически потери массы образца состоят из потерь вследствие удаления в атмосферу влаги $\Delta m_{\text{вл}}$, летучих $\Delta m_{\text{лет}}$ и окисленного углерода $\Delta m_{\text{с}}$, таким образом

$$\Delta m = \Delta m_{\text{вл}} + \Delta m_{\text{лет}} + \Delta m_{\text{с}}. \quad (2)$$

Учитывая, что в экспериментах использовали огнеупоры одной марки и химического состава с одинаковой влажностью, а минимальная температура нагрева составляла 800 °С (более чем достаточная для удаления химически связанной влаги и летучих) принимали, что

$$\Delta m_{\text{вл}} + \Delta m_{\text{лет}} = \text{const}. \quad (3)$$

После ускоренного охлаждения на воздухе образцы распиливали и изготавливали шлиф поверхностной зоны огнеупора. Глубину δ обезуглероженного слоя определяли как расстояние от поверхности до не измененной зоны огнеупора.

При обработке результатов экспериментальных данных принимали, что зависимость потерь массы (или толщины обезуглероженного слоя) от времени подчиняется закону квадратного корня, который отражает диффузионный механизм обезуглероживания

$$\Delta m = k\sqrt{\tau}, \quad (4)$$

где k – константа скорости окисления, $\text{г}/(\text{см}^2 \cdot \text{мин}^{0,5})$; τ – время выдержки огнеупора при постоянной температуре, мин.

Для соотношения (4) принимали, что константа скорости окисления подчиняется уравнению Аррениуса, которое можно представить в виде

$$k = A \exp\left(-\frac{B}{T}\right), \quad (5)$$

где A и B – эмпирические коэффициенты, зависящие от химического состава огнеупора, состава атмосферы и других факторов, $\text{г}/(\text{см}^2 \cdot \text{мин}^{0,5})$, K ; T – температура, K .

Графическая зависимость $\ln k = f(1/T)$, в логарифмических координатах имеет вид прямой линии. Из нее находили количественные значения коэффициентов A и B .

На рисунке 2 представлена зависимость константы скорости окисления от температуры, полученная по результатам лабораторных экспериментов по обезуглероживанию огнеупора в атмосфере воздуха.

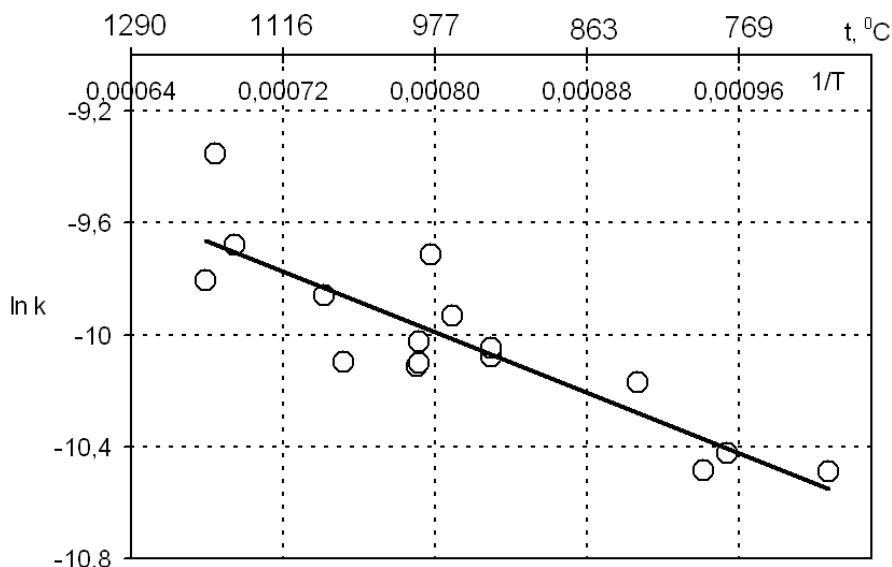


Рисунок 2 – Температурная зависимость логарифма константы скорости обезуглероживания

Для прогнозных расчетов получено соотношение, позволяющее определить потери массы огнеупора от обезуглероживания в зависимости от температуры и времени нагрева, погрешность расчета по полученному соотношению составляет $\pm 10\%$:

$$\Delta m = 0,0198 \exp(-1354/T) \sqrt{\tau} \quad (6)$$

На рисунке 3 представлены результаты исследования зависимости глубины обезуглероженного слоя от температуры и времени выдержки огнеупора в атмосфере воздуха.

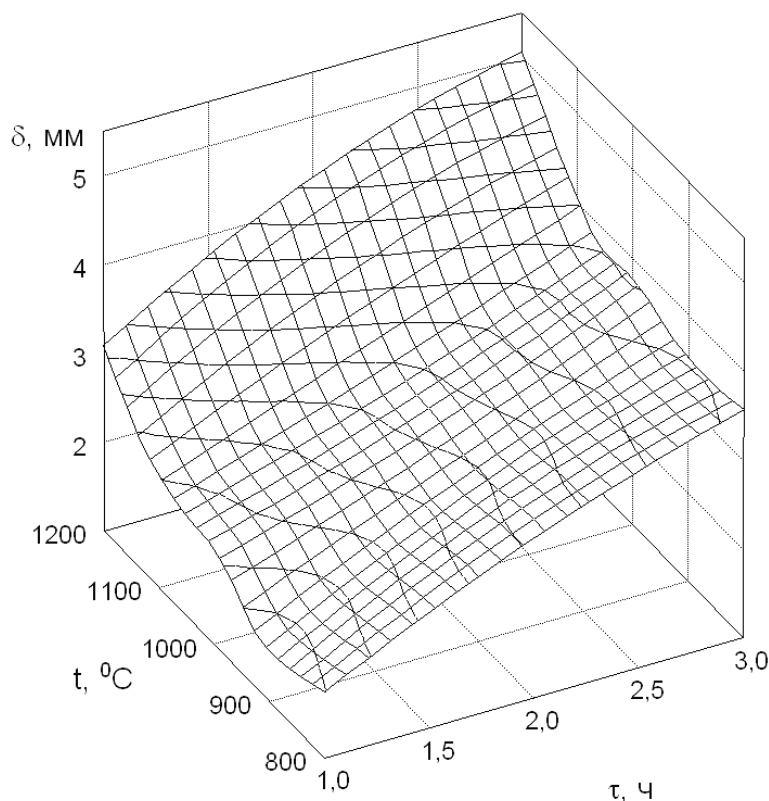


Рисунок 3 – Температурно-временная зависимость глубины обезуглероженного слоя

Из рисунка 3 видно, что увеличение температуры от 800 до 1200 °С и времени выдержки от 1 до 3 ч приводит к росту глубины обезуглероженного слоя с 1 до 5 мм, т.е. в 5 раз.

В результате статистической обработки экспериментальных данных для осуществления прогнозных расчетов получена зависимость, связывающая потери массы образца и глубину обезуглероженного слоя, которая представлена на рисунке 4.

В атмосфере воздуха, содержащей 21 % кислорода обезуглероживание периклазоуглеродистого огнеупора исследуемой марки происходит весьма интенсивно. На скорость окисления углерода существенное влияние оказывает как температура нагрева, так и время выдержки.

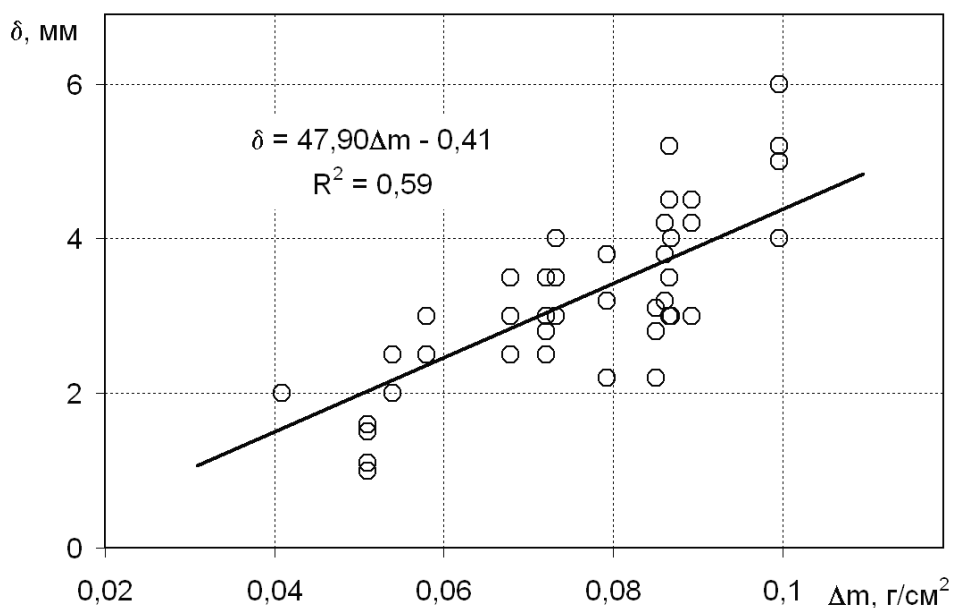


Рисунок 4 – Зависимость глубины обезуглероженного слоя от потерь массы образцов

При нагреве образцов в герметичной кварцевой трубке, т.е. бескислородной атмосфере обезуглероживание огнеупоров практически не происходит. На рисунке 5 показана зависимость потерь массы образцов от температуры нагрева при выдержке в течении 2 ч в кварцевой трубке без доступа воздуха.

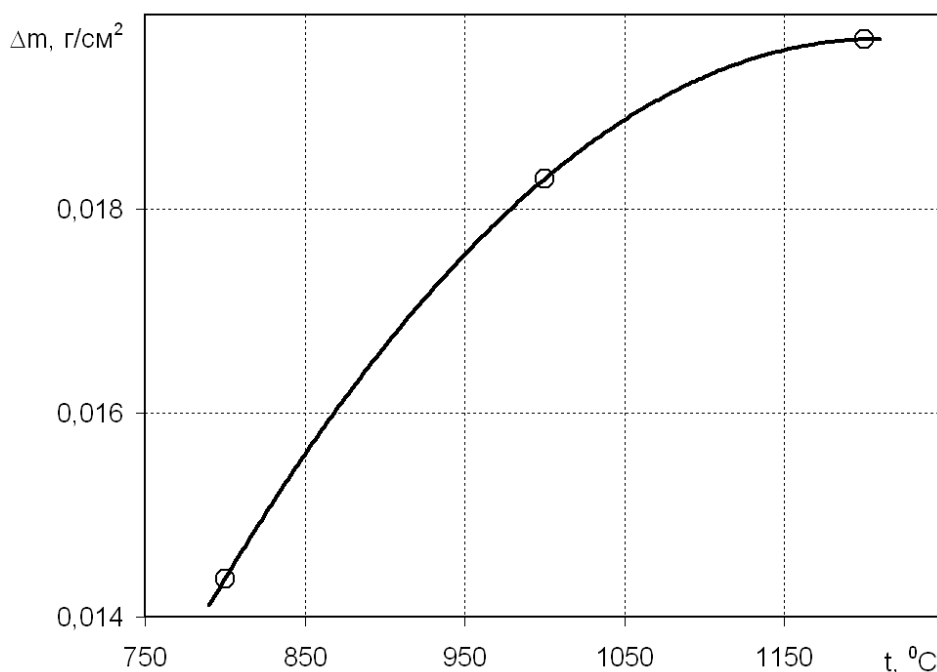


Рисунок 5 – Зависимость потерь массы образцов от температуры нагрева при выдержке в течении 2 ч в кварцевой трубке без доступа воздуха

Как видно из рисунка 5 увеличение температуры приводит к некоторому росту интенсивности обезуглероживания, однако по сравнению с окислением в воздушной атмосфере потери массы образцов почти в 4,5 раза меньше и связаны в первую очередь с удалением влаги и летучих из огнеупора. Относительные потери массы образца при выдержке в кварцевой трубке составляют 1,3 – 1,8 %, а в атмосфере воздуха 6,4 – 8,1 %.

Исследование макроструктуры образцов нагретых в кварцевой трубке показывает, что обезуглероженный слой полностью отсутствует. Соответственно разогрев периклазоуглеродистой футеровки в безокислительной атмосфере является весьма эффективным способом минимизации обезуглероживания огнеупоров при нагреве ковша перед приемом расплава. Технически и технологически такая технология реализуема посредством использования электростендов для сушки и разогрева футеровок [5].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Темлянцев М.В., Матвеев М.В. Обезуглероживание периклазоуглеродистых огнеупоров при тепловой обработке футеровок сталеразливочных ковшей // *Металлург.* – 2010. – № 8. – С. 60 – 62.

2. Темлянцев М.В., Матвеев М.В. Исследование обезуглероживания периклазоуглеродистых огнеупоров при разогреве футеровок сталеразливочных ковшей перед приемом расплава // *Изв. вузов. Черная металлургия.* – 2010. – № 10. – С. 38 – 40.

3. Л.В. Иващенко, Л.Б. Романовский, Г.И. Шевченко и др. Влияние природы технологической связки и углеродистого вещества на выгорание углерода из периклазоуглеродистых смесей // *Огнеупоры.* – 1986. – № 11. – С. 8 – 12.

4. Л.В. Иващенко, Л.Б. Романовский, Г.И. Шевченко и др. Свойства и поведение периклазоуглеродистых композиций при окислительном обжиге // *Огнеупоры.* – 1987. – № 6. – С. 8 – 12.

5. Бершицкий И.М., Тарарышкин А.В. Энергосберегающие и экологически безопасные установки для электрической сушки и подогрева футеровки ковшей // *Сталь.* – 2010. – № 2. – С. 24, 25.

УДК 669.71

Г.В. Галевский, М.Я. Минцис

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

СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРОИЗВОДСТВА АЛЮМИНИЯ В НОВОКУЗНЕЦКЕ

Проведен анализ состояния технологии и оборудования на Новокузнецком алюминиевом заводе («РУСАЛ – Новокузнецк»). Показано, что завод и управляющая компания используют устаревшую экологически опасную технологию электролиза с анодом Содерберга. Предложен вариант реконструкции электролизного производства, предусматривающий установку электролизеров с обожженными анодами.

The state of technology and equipment at the plant «RUSAL – Novokuznetsk» are analyzed. The necessity of reconstruction of the aluminum production is shown.

В настоящее время алюминий является самым востребованным среди цветных металлов – его мировое потребление превышает 40 млн. т в год. Несмотря на кризис, прирост потребления алюминия в 2010 г. составил около 7,0 %. Структура мирового потребления алюминия представлена на рисунке 1, а уровень потребления алюминия в лидирующих странах – на рисунке 2.

Производство алюминия на территории Российской Федерации сосредоточено на 12 заводах. Из них 4 находятся в европейской части, 2 – на Урале и 6 – в Западной и Восточной Сибири. 10 алюминиевых заводов пущены в период с 1932 по 1966 гг., 1 – Саяногорский алюминиевый завод – в 1985 г., и еще 1 – Хакасский алюминиевый завод – в 2007 г.

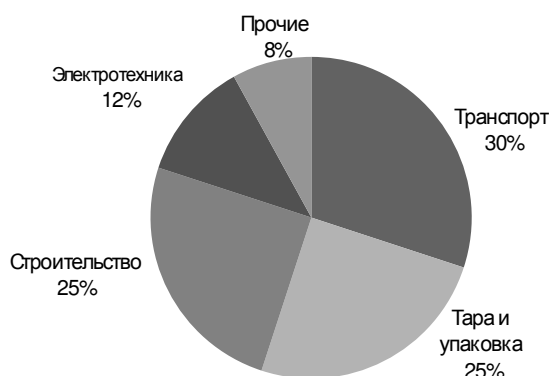


Рисунок 1 – Структура мирового потребления алюминия (2008 г.)

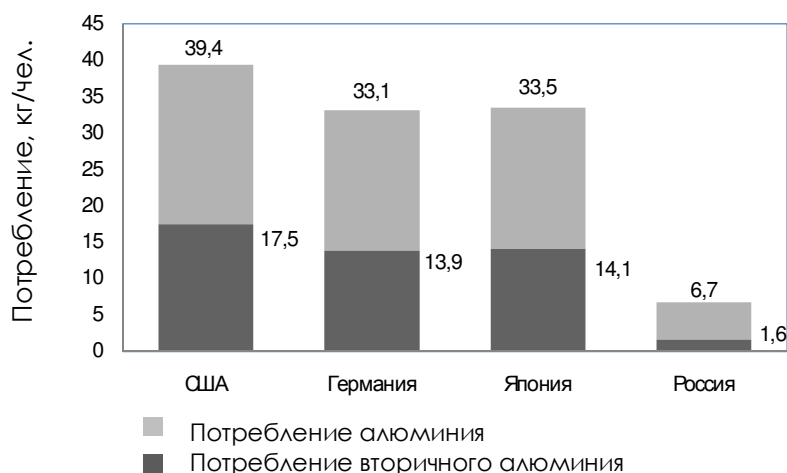


Рисунок 2 – Уровень потребления алюминия в различных странах в 2008 г.

Общий объем производства алюминия составляет около 4 млн. т в год. Все заводы входят в состав компании «Русский алюминий», транснациональной по своим энерго-сырьевым и производственным активам, еще достаточно молодой, но амбициозной, объединившей в течении 10 лет весь российский алюминиевый бизнес и устойчиво входящей в тройку ведущих мировых производителей. Анализ состояния основных производственных мощностей, инвестиционной и технической политики компании позволяет представить её следующий технолого-экологический и социальный портрет:

- повышенная инвестиционная активность в зарубежных проектах;
- мировое лидерство по эксплуатации устаревшего экологически опасного основного оборудования – электролизеров с анодом Содерберга. Характеристика парка электролизеров российских заводов компании приведена в таблице 1. Поэтому 75 % выпускаемого алюминия производится на электролизерах с анодом Содерберга. Применение устаревшего оборудования приводит к крайне низкой производительности труда, составляющей 140 т/чел, в то время как на зарубежных предприятиях она достигает 250 т/чел. Следует отметить, что ведущие мировые производители алюминия в последней четверти 20-го столетия реконструировали большинство своих заводов, заменив электролизеры с анодом Содерберга на электролизеры с обожженными анодами. Такая реконструкция стала неизбежной вследствие ужесточения национальных экологических законодательств. В таблице 2 приведены типичные технико-экономические показатели электролизеров завода Грундартанги (Исландия) в год пуска (1948 г.) и год завершения реконструкции (1999 г.), а в таблице 3 обобщен опыт реконструкции алюминиевого завода в г. Наг-Хаммади (Египет). Сравнение показателей свидетельствует о чрезвычайно высоком уровне реконструкции, позволившей создать производство, полностью соответствующее современным технологическим и экологическим стандартам;

- относительно низкая доля продукции высокого передела, только к 2015 году планируется довести её до 50 %;
- слабое освоение рециклинговых технологий; эколого-экономическая привлекательность рециклинга предопределила высокий интерес к нему ведущих алюминийпроизводящих корпораций (таблица 4); прогнозируется, что к 2030 г. доля вторичного алюминия в общем производстве составит более 40 %;

Таблица 1 – Характеристика парка электролизеров на российских заводах компании «РУСАЛ»

Завод	Тип, количество и ток электролизеров					
	БТ		ВТ		ОА	
	кол-во	ток, кА	кол-во	ток, кА	кол-во	ток, кА
ВАЗ	–		–		160	50
УАЗ	272	72	–		162	162
НкАЗ	76	88	351	140	–	
	328	104	180	170	–	
НАЗ	260	76	–		98	90
КАЗ	330	85	–		–	
БАЗ	360	76	–		–	
	180	95	–		–	
ВГАЗ	–		246	130	–	
			176	160	–	
ИркАЗ	–		178	130	200	≈ 350
			368	160	–	
КрАЗ	–		1858	160	278	130
БрАЗ	–		2160	160	–	
			142	105-125	–	
САЗ	–		–		344	175-190
			–		338	255
ХАЗ	–		–		336	320
Итого	1806 (18,6%)		5659 (58,3%)		2248 (23,1%)	
Всего 9713 (100%)						
БТ, ВТ – электролизеры с анодом Содерберга с боковым и верхним токоподводом ОА – электролизеры с обожженными анодами						

Таблица 2 – Типичные технико-экономические показатели электролизеров завода Грундартанги (Исландия) в 1948 г. (год пуска) и 1999 г. (год завершения реконструкции)

Показатели	1948 г.	1999 г.
Сила тока, кА	50-60	300-330
Производительность, кг Al/ванна в сутки	385	2475
Расход электроэнергии, кВт·ч/кг Al	18,5-19,0	12,9-13,5
Плотность анодного тока, А/см ²	1,2-1,3	0,8-0,85
Площадь ванны, м ²	8	40-45
Номинальная площадь анода, м ²	4-5	38
Соотношение площадей (анод/ванна)	~0,55	~0,9
Средняя скорость катодного металла, см/сек.	10-15	4-6
Срок службы катода, сутки	600-800	1500-3000
Чел. час/т Al	5-8	1,7
Периодичность загрузки глинозема, мин.	80-240	0,7-1,5
Выбросы, кг/т Al		
F	~30	<0,5
CF ₄	~1,5	0,05
Анодные эффекты, ванна/сутки	3-4	0,05
Расход анодов нетто, кг C/кг Al	0,55	0,43
Число электролизеров в серии	~40	288
Мировое производство первичного алюминия, млн. т	~1	~20

Таблица 3 – Опыт реконструкции алюминиевого завода в г. Наг-Хаммади (Египет)

Параметр	Технология с анодом Содерберга		Технология с ОА, после реконструкции 2002 г.
	1982 г.	2002 г.	
Потребление технологической электроэнергии, кВт·ч/т Al	16370	15382	14175
Сила тока, кА	155	155	208
Выход алюминия по току, %	84	88,7	94,3
Расход углеродистых материалов, кг/т Al	560	520	421
Расход трифторида алюминия, кг/т Al	45	43	24
Производительность, кг Al/ванна в сутки	1080	1109	1531

Таблица 4 – Доля вторичного алюминия в структуре производства ведущих экспортеров (корпораций, стран, мирового сообщества)

Корпорация, страна, мировое сообщество	Производство первичного алюминия, млн. т в год	Производство вторичного алюминия, млн. т в год	Доля вторичного алюминия в общем производстве, %
Hurdo Aluminium (Норвегия)	1,05	0,75	42,9
Alcoa (США)	3,65	2,43	40,0
РУСАЛ (Россия)	2,50	0,3	12,0
США	3,76	3,45	47,9
Россия	3,35	0,5	13,0
Всего в мире, 2004 г.	24,0	12,6	34,4
Всего в мире, 2030 г. (прогноз)	30,0	22,0	42,3

- достаточно невысокий уровень социальной ответственности во взаимодействии с российскими регионами, отсутствие равноправного социально-экономического партнерства, что проявляется в многолетнем игнорировании реальных экологических угроз в районах производства алюминия, относительно низком уровне заработной платы работающих и объемах финансирования социальных проектов: в компании «РУСАЛ» доля заработной платы в структуре себестоимости, включая топ-менеджмент и социальные программы, одна из самых низких в алюминиевом бизнесе и не превышает 8 %.

Новокузнецкий алюминиевый завод (НкАЗ, в н. в. «РУСАЛ - Новокузнецк») был пущен в эксплуатацию 7 января 1943 г. (электролизный цех № 1, 1-я промплощадка). С этого времени Новокузнецк стал поставщиком не только броневого, но и крылатого металла. В 60-х годах ведутся интенсивные работы по строительству и пуску электролизного цеха № 2 (2-я промплощадка). С момента пуска завод использует технологию Содерберга и электролизеры с боковым (цех № 1) и верхним (цех № 2) токоподводом на силу тока 88 и 140 кА соответственно. Мокрая газоочистка обеспечивает частичное обеспыливание и обезвреживание отходящих технологических газов. Проведенный анализ позволяет выделить следующие, наиболее значимые вехи в истории завода (таблица 5). В 2009 г. завод достиг рекордного объема производства – 318 тыс. т алюминия. В этом объеме 87 % составляет обычный чушковой алюминий и только 13 % - сплавы.

Таблица 5 – Наиболее значимые вехи в истории Новокузнецкого алюминиевого завода

Период времени	Статус, событие, достижение
1943-1992 гг.	Государственное предприятие. Функционирование в условиях планового ресурсного обеспечения и сбыта продукции.
1993 г.	Преобразование государственного предприятия НкАЗ в акционерное общество открытого типа «Новокузнецкий алюминиевый завод».
1991-1993 гг.	Разработан проект реконструкции НкАЗ с объемом инвестирования 750 млн. долларов США, включающий: - перепрофилирование ЭЛЦ-1 на рециклинговые технологии (проект фирмы «Re-Metall» (Испания); - перевод электролизеров ЭЛЦ-2 на обожженные аноды с одновременным увеличением силы тока до 160-200 кА (проект фирмы «VAW Aluminium» (Германия)). Проведена технологическая и экологическая экспертиза проекта, найдены инвесторы, разработана инвестиционная программа.
1997-2001 гг.	ОАО «НкАЗ» функционирует в составе компании «МИКОМ».
2001 г.	ОАО «НкАЗ» входит в состав компании «РУСАЛ».
2001 г.	Сертифицирована система менеджмента качества НкАЗа на соответствие международному стандарту ISO 9001.
2001-2005 гг.	Реструктуризация НкАЗа, направленная на выведение всех непроизводственных активов, приближение к мировой практике определения основных технико-экономических показателей производства алюминия, дальнейшая оптимизация численности работающих (1992 г. – 6250, 2010 г. – 2260 человек).
2005 г.	Разработаны и приняты к реализации технологические и инвестиционные планы компании «РУСАЛ» на 2005-2010 гг. Для НкАЗа предусмотрено совершенствование существующей технологии Содерберга, вывод из эксплуатации электролизеров с боковым токоподводом, модернизация литейного производства.
2007 г.	Сертифицирована система экологического менеджмента НкАЗа на соответствие международному стандарту ISO 14001:2004
2007 г.	Завершена модернизация литейного производства – запущен комплекс по выпуску гомогенизированных цилиндрических слитков
2007 г.	Разработана и принята к реализации природоохранная программа НкАЗа на 2007-2010 годы, включающая модернизацию существующих систем газоочистки, реконструкция шламонакопителя, внедрение технологических мероприятий, дающих снижение выбросов смолистых веществ и фтористых соединений.

При оценке значения и роли алюминиевого завода для Новокузнецка, по-видимому, необходимо учитывать следующие факторы:

1) По оценкам социологов, жизнь примерно 75 тыс. горожан прямо или косвенно связана с алюминиевым заводом, что подтверждает его высокий градообразующий статус;

2) Алюминиевый завод постоянно реализует ряд ориентированных на город социальных программ;

3) Алюминиевый завод формирует определенную достаточно стабильную налогооблагаемую базу;

4) Алюминиевый завод представляет для города и региона значительную экологическую угрозу.

В таблице 6 приведены абсолютные выбросы основных вредностей, генерируемых производствами завода. Можно видеть, что суточные выбросы превышают 130 т. Следовательно, алюминиевый завод представляет собой концентрированный очаг выбросов в атмосферу токсичных веществ, в т.ч. канцерогенного и мутагенного действия. Экологическая ситуация усугубляется еще и тем, что завод находится в пределах городской черты и осуществляет свою деятельность фактически в условиях слияния промышленной и жилой зоны, хотя и располагает санитарно-защитной зоной 1 класса (не менее 1000 м от крайних источников загрязнения). Такое предприятие может функционировать только в условиях чрезвычайно либерального экологического законодательства и щадящих его инструкций по определению состава и объемов выбросов, рожденных Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору.

Таблица 6 – Абсолютные и относительные выбросы Новокузнецкого алюминиевого завода в окружающую атмосферу

Наименование выбросов	т/сутки	кг/т Al	кг/т Al*
Твердая пыль	55,2	63,4	2,0
Диоксид серы SO ₂	2,3	2,7	
Диоксид углерода	75,0	86,0	
Фтористые соединения	4,6	5,3	1,0
ПАУ (БаП)**	0,05	0,06	0,015
Всего	137,15	157,47	
* Международные согласованные стандарты по выбросам алюминиевой промышленности			
** Бенз(а)пирен			

Возникает естественный для российской действительности вопрос: что делать? Представляется, что пришло время г. Новокузнецку и Кузбассу в целом сказать «Нет» тупиковой политике так называемого постепенного совершенствования действующих технологии и оборудования, проводимой управляющей компанией, положить конец её технологическому и экологическому беспределу, обязать принять её и реализовать краткосрочную, инвестиционнообеспеченную программу превращения Новокузнецкого алюминиевого завода в современное, экологически безопасное предприятие. Допуская многовариантность подходов к разработке такой программы, считаем, что основу её должны составить следующие положения:

1) Вывод из эксплуатации электролизеров с боковым токоподводом на 1-ой промплощадке. Эти электролизеры были спроектированы и введены в эксплуатацию более 60 лет назад, и к настоящему времени морально и физически устарели. Значительная часть технологических операций, особенно по обслуживанию анода, производится вручную в крайне неблагоприятных санитарно-гигиенических условиях. Выполнение многих операций по транспортировке грузов затруднено из-за крайне низкой грузоподъемности мостовых кранов. Здания корпусов основательно обветшали и в них невозможно установить более мощные агрегаты из-за малых размеров. Считаем, что электролизеры с анодом Содерберга и боковым подводом тока в дальнейшем использовать нецелесообразно из-за низкой производительности труда, весьма тяжелых санитарно-гигиенических условий для персонала, высоких затрат на вентиляцию, сбор и очистку отходящих газов. Для завода дополнительным стимулом для вывода электролизеров этого типа из эксплуатации является крайне высокая стоимость электроэнергии, которая более чем на 40 % выше по сравнению с электроэнергией для мощностей, установленных на 2-ой промплощадке завода. Происходит это потому, что 2-ая промплощадка получает энергию по федеральным сетям, а 1-ая – по межрегиональным, стоимость транспортировки энергии по которым почти в 4 (!) раза выше, чем по федеральным. Такой подход к тарифам на электроэнергию для предприятия, на которое приходится около 16 % всей электроэнергии, потребляемой в Кузбассе, не имеет аналогов ни в России, ни за рубежом. Вывод мощностей 1-ой промплощадки должен проводиться постепенно, по мере реконструкции 2-ой, что обеспечит сохранение объема производства.

2) Реконструкция мощностей 2-ой промплощадки, проводимая с целью обеспечения экологической безопасности производства и улучшения его технико-экономических показателей, повышения производительности, снижения энергопотребления и др. Нам представляется, что в основе реконструкции должен быть переход от технологии электролиза с анодом Содерберга с верхним токоподводом к технологии с обожженными анодами, использование и частичное восстановление зданий электролизных корпусов и преобразовательных подстанций, сохранение расположения продольных осей электролизеров, мокрой системы очистки отходящих газов, поставки обожженных анодов соответствующим производством строящегося компанией Тайшетского алюминиевого завода. Это позволит в электролизных корпусах № 7, 8, 9, 10 вывести электролизеры типа С-3 на силу тока 140 кА и на их месте установить электролизеры с обожженными анодами на силу тока 175-180 кА. В корпусах № 11 и 12 вместо электролизеров типа С-8БМ на силу тока 170 кА установить электролизеры с обожженными анодами на силу тока 220-225 кА. Прогнозируемые параметры, технико-экономические и экологические показатели электролизеров после реконструкции приведены в таблице 7. Монтаж новых электролизеров целесообразно производить группами по 5-10 штук, начиная с любого конца серии, для чего необходимо предусмотреть монтаж обводной ошиновки, которую затем можно будет передвигать на следующую

группу электролизеров. На преобразовательной подстанции необходимо будет предусмотреть установку дополнительного подпиточного агрегата на силу тока до 32 кА. По завершению реконструкции мокрую систему очистки отходящих газов желательно заменить на сухую.

Таблица 7 – Настоящие и прогнозируемые после реконструкции параметры, технико-экономические и экологические показатели электролизеров НкАЗа

Параметры и показатели	Электролизеры			
	в настоящее время		после реконструкции	
	С-3	С-8БМ	С-3	С-8БМ
Сила тока, кА	141,0	170,0	175,0	220,0
Производительность, кг/сут.	1015	1210	1300	1630
Выход по току, %	89,1	88,4	92,0	92,0
Расход технол. э/энергии, кВт·ч/кг Al	15,5	15,9	14,0	14,0
Площадь анода, м ²	18,738	23,94	20,3	26,39
Анодная плотность тока, А/см ²	0,75	0,71	0,862	0,833
Площадь подины, м ²	30,720	38,728	27,82	33,46
Соотношение площадей анод/подина	0,61	0,62	0,73	0,788
Срок службы электролизера, сут.	1800	1800	2500	2500
Периодичность загрузки Al ₂ O ₃ , раз/сут.	8,5	9	АПГ	АПГ
Частота анодных эффектов, раз/сут.	1,27	1,33	0,1	0,1
Число электролизеров в серии	160-180	180	160-180	180
Выбросы, кг/т Al				
пыль	63,4		18	
фтористые соединения	5,3		0,4	
фторуглеродистые соединения	0,8		0,06	
ПАУ	0,06		0	

Такая реконструкция позволит обеспечить производительность завода по первичному алюминию на уровне 250-260 тыс. т/год. При этом по основным экологическим показателям реализуемая технология будет соответствовать международным согласованным стандартам для алюминиевой промышленности и будут прекращены выбросы наиболее агрессивных и высокотоксичных веществ. Отпадает необходимость в производстве анодной массы, флотации и утилизации электролитной пены, шламонакоплении. Предполагаемый объем инвестиций составит около 500 млн. дол. США, продолжительность реконструкции – около 4-х лет. Территория 1-ой промплощадки может быть использована для организации другого, но экологически безопасного производства, например, рециклинга вторичного алюминия в высокотехнологическом варианте его реализации.

Г.В. Галевский, М.Я. Минцис

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

О ВОЗМОЖНОСТИ МОДУЛЯЦИИ ТОКА НА СЕРИЯХ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ В РОССИИ

Рассмотрена целесообразность и возможность применения режима модуляции тока на сериях алюминиевых электролизеров в России.

The expediency and opportunity of application of a mode of modulation of a current on pot lines aluminums cells in Russia is considered.

Нагрузка энергосистемы представляет собой сумму мощностей, потребляемых большим числом абонентов. Суточный же график потребления электроэнергии имеет два ярко выраженных пика – утренний и вечерний. Между этими максимумами (пиками) нагрузок находится зона относительно низкой нагрузки, а более глубокий провал наблюдается в течение 6-8 ночных часов. Поэтому для энергосистемы очень важно снижение потребляемой мощности в «пиковые» часы, так как такой режим позволит более равномерно загрузить генерирующие мощности и снизить себестоимость электроэнергии.

С целью побуждения абонентов к более равномерному в течение суток потреблению электроэнергии в России применяется двухставочный тариф, который состоит из основной и дополнительной ставки.

За *основную ставку* (C_0) принимается плата за 1 МВт заявленной предприятием мощности в течение месяца (руб./МВт·мес.), которую оно предполагает потреблять в часы максимальной нагрузки в энергосистеме (в часы «пик») и которая контролируется специальными счетчиками.

Дополнительная ставка (C_d) предусматривает оплату за потребленную электроэнергию (руб./МВт·ч), которая фиксируется счетчиками.

Продолжительность утреннего и вечернего максимумов нагрузок различается в летние и зимние месяцы, но, как правило, составляет 2-4 часа.

Такая система в течение длительного времени действовала в СССР и вызывала нарекания со стороны производителей алюминия, которые считали, что практически равномерный график потребления электроэнергии позволяет им отказаться от оплаты за заявленный максимум. К сожалению, эти, во многом справедливые претензии, не принимались во внимание.

К настоящему времени во всем мире и в том числе в России ставка за потребленную электроэнергию формируется ежечасно, но в России сохранен двухставочный тариф, и ставка за заявленную предприятием мощность формируется ежемесячно.

В начале текущего века, из-за увеличивающихся цен на энергию и распространения практики почасового регулирования цен, некоторые зарубежные производители алюминия начали внедрять режим модуляции мощности, суть которого заключается в том, что сила тока увеличивается в течение более дешевых ночных часов и снижается в пиковые периоды.

Режим модуляции тока не ведет к снижению среднесуточного потребления электроэнергии, но помогает энергосистемам с меньшими затратами преодолевать период максимума нагрузок и поэтому приветствуется генерирующими зарубежными компаниями.

В России режим модуляции тока впервые был испытан в начале 70-х годов прошлого века на алюминиевых заводах в Новокузнецке и Волгограде, а полученные результаты показали техническую возможность и экономическую целесообразность его применения. В процессе почти годичного применения режима модуляции тока на одной из серий Новокузнецкого алюминиевого завода было установлено [1], что снижение силы тока на 10 % в течение 3-4 часов, с последующей компенсацией недополученного количества электроэнергии, практически не отразилось на технологическом режиме электролизеров и их технико-экономических показателях. Аналогичные показатели получены и на Волгоградском алюминиевом заводе.

Следует отметить, что обратная ЭДС (E_0) составляет около 0,3-0,4 от рабочего напряжения U_c на электролизере. Это приводит к тому, что изменение напряжения серии на ΔU вызывает относительно большие изменения тока ΔI и еще большие изменения мощности ΔP , что видно из приведенных ниже соотношений.

$$\Delta I/I = (\Delta U/U_c) \cdot [1/(E_0/U_c)] \approx 1,5 \cdot (\Delta U/U_c)$$

$$\Delta P/P = (\Delta I/I) \cdot [2 - (\Sigma E_0/U_c)] + (\Delta I/I) \cdot (U_c - \Sigma E_0) \approx 2,4 \cdot (\Delta U/U_c)$$

Таким образом, чем больше значение E_0 , тем больше будут изменения мощности при одинаковом изменении тока серии. Или иными словами: снижение тока на 1 % уменьшает потребляемую мощность приблизительно на 1,6 % (таблица 1).

Таблица 1 – Изменение напряжения, тока и мощности серии (% от номинала)

Напряжение	99,0	98,0	97,0	96,0	95,0	94,0	93,0	92,0	91,0	90,0
Сила тока	98,5	97,0	95,5	94,0	92,5	91,0	89,5	88,0	86,5	85,0
Мощность	97,5	95,1	92,6	90,2	87,9	85,5	83,2	81,0	78,7	76,3

Проведенные зарубежные исследования и практическое внедрение режима модуляции тока показали техническую возможность и экономическую эффективность внедрения этого режима. Некоторые результаты этих работ приведены ниже.

В Бразилии ежедневно стоимость электроэнергии в течение трехчасового «пикового» периода может в пять раз превышать нормальный тариф, что делает производство алюминия в этот период убыточным. Работы по модуля-

ции энергии на двух заводах компании Alcanbrasil были начаты в 1987 г. Стратегия выполнения модуляции заключалась в снижении потребления энергии на 3 часа в период максимума нагрузок с последующей компенсацией недобора энергии в течение суток [2]. На заводе Aratu при токе серии равном 61 кА, в «пиковый» период он снижался до 48 кА (на 21 %), при этом потребляемая энергия сокращалась на 31 %. В остальные часы суток ток поддерживался на уровне 62,2 кА (увеличение на 1,96 %). В результате 13-ти месячной эксплуатации серии в таком режиме были получены следующие показатели: выход по току составил 89,1 %, а расход электроэнергии – 14,82 кВт·ч/кг. Таким образом, в период модуляции энергии, ток серии был уменьшен с 61,0 до 60,3 кА (на 1,15 %), но при этом потребление энергии в часы максимума нагрузок снижено на 31 %.

В августе 1993 г. цена алюминия на Лондонской бирже металлов (LME) упала, а расходы на электроэнергию на заводе VALESUL (Бразилия) составили 43 % от общих производственных затрат. Поэтому на заводе было введено очень глубокое регулирование силы тока – до 50 % (!). В этом режиме средняя сила тока составила 158,8 кА, выход по току – 88,9 %, а расход энергии – 15,4 кВт·ч/кг Al. С января 1996 г. было принято решение о снижении силы тока до 30 % в пиковые периоды. Планируемые и полученные показатели в этом режиме модуляции приведены в таблице 2. По мнению специалистов компании, первые результаты показывают, что модуляция тока на уровне 40 % с сохранением показателей работы на сегодняшнем уровне «может стать не только мечтой, но и осуществимой реальностью».

Таблица 2 – Показатели завода VALESUL в режиме модуляции тока

Параметры и показатели	Ед. изм.	План	Факт 1996 г.
Сила тока в не пиковом режиме	кА	163,0	162,2
Сила тока в пиковом режиме	кА	129,0	129,0
Средняя сила тока	кА	159,7	159,3
Выход по току	%	89,4	90,4
Годовой выпуск алюминия	т	90520	91581

Завод Warrick компании ALCOA расположен в г. Нейбурге штата Иллинойс (США) и оборудован электролизерами типа P-100. Завод заключил соглашение с электростанцией, которое позволило создать программу модуляции мощности в пиковые часы нагрузок, которая отработана в течение 5 лет. Завод считает [3], что разработанные способы выполнения модуляции мощности приносят экономическую прибыль, не оказывая при этом отрицательного воздействия на технологию электролиза.

На алюминиевом заводе компании TRIMET в г. Эссене (ФРГ) работают три серии электролизеров с ОА на силу тока 165 и 175 кА. До начала использования модуляции мощности серии работали с выходом по току около 94 % при удельном расходе электроэнергии ниже 14 кВт·ч/кг.

В настоящее время TRIMET Essen управляет двумя сериями по обычной стратегии модуляции в ритме день/ночь [4]. Однако завод проводит на небольшой группе опытных электролизеров испытания с более агрессивной модуляцией, подразумевающей многократные изменения силы тока в течение суток.

Перевод в «спящий» режим был успешно внедрен на заводе Aluminium Delfzijl, который включал снижение силы тока со 140 до 100 кА с соответствующим увеличением напряжения на 2/3 электролизеров. На оставшейся трети производилось снижение напряжения до 3 В. В таком «спящем» режиме происходит снижение выхода по току до нуля, а мощность, подводимая к электролизеру, используется только для поддержания температуры. Снижение напряжения на одной трети электролизеров позволяло компенсировать напряжение на оставшихся 2/3 электролизерах, на которых поддерживается тепловой баланс и производительность, а общая мощность сокращается.

В течение 2009 г. на сериях НКАЗа, оборудованных электролизерами Содерберга на силу тока 140 и 170 кА, проводилась модуляция тока в часы максимума в энергосистеме продолжительностью 4 ч. Снижение тока составляло от 5,0 до 7,5 % на разных сериях. Результаты проведенных испытаний показали, что проведение модуляции тока на 7,5 % не оказывает отрицательного воздействия на технологический режим и показатели серии.

В течение семи месяцев 2008-09 гг. подряд на сериях Запорожского алюминиевого комбината проводилась модуляция силы тока на сериях электролизеров с анодами Содерберга с БТ, работающих на силе тока около 72 кА. Модуляция тока проводилась два раза в сутки: утром – на 3 ч ток снижался до 55 кА (около 24 %), и вечером – в течение 5 ч до 60 кА (17 %). Компенсация ампер-часов проводилась в остальное время суток (рисунок 1).

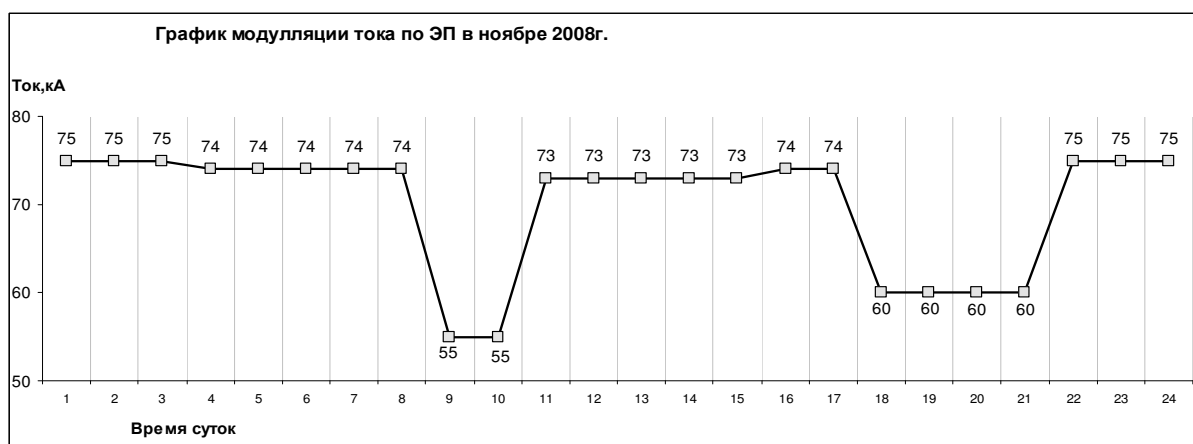


Рисунок 1 – Изменение тока в течение суток

Технологические параметры электролиза соответствовали проектным требованиям и убедительно свидетельствуют о технологической возможности применения модуляции тока на электролизерах с анодами Содерберга с боко-

вым подводом тока на 3-5 ч до 17-24 %, что соответствует 28-40 % снижения потребляемой мощности в часы «пик».

Применение двухставочного тарифа за потребленную электроэнергию целесообразно лишь в том случае, если этот тариф экономически побуждает потребителя снижать нагрузку в пиковые периоды в энергосистеме.

В сибирском регионе расположены Новокузнецкий, Красноярский, Иркутский, Братский, Саяногорский и Хакасский алюминиевые заводы, общая годовая производительность которых составляет около 3,8 млн. т первичного алюминия. В ближайшие годы вступят в строй Богучанский и Тайшетский алюминиевые заводы, суммарная годовая проектная производительность которых составит около 1 млн. т. Для производства такого количества металла потребуется около 80 млрд. кВт·ч в год, для выработки которого необходимы электростанции мощностью около 9 млн. кВт.

При 10 % модуляции тока снижение потребляемой мощности в пиковые часы составит не менее 16 %, то есть 1,44 млн. кВт, то есть равное мощности Беловской ГРЭС – самой крупной электростанции Кузбасса.

Понятно, что применение модуляции тока, даже в этих скромных размерах, позволило бы повысить надежность энергосистем Сибири, особенно в период чрезвычайных ситуаций и маловодных периодов. Кроме того, этот режим, как показывает опыт зарубежных компаний, способствовал бы увеличению эффективности производства электроэнергии.

Однако для внедрения этого режима необходимо экономически заинтересовать крупных потребителей и, в первую очередь, алюминиевые заводы, так как при режиме модуляции тока организация электролизного производства усложняется. Рассмотрим существующие в настоящее время особенности энергоснабжения в сибирском регионе и оценим экономическую целесообразность применения режима модуляции для алюминиевых заводов.

Применение режима модуляции тока целесообразно только тогда, когда стоимость электроэнергии в пиковые часы значительно выше, чем в среднем за сутки. Так, например, летом 2008 г. на Европейской энергетической бирже (ЕЕХ), при средней цене электроэнергии равной 67 €/МВт·ч, разница между самым дорогим и дешевым часом достигла 80 €/МВт·ч, то есть отличалась почти в 4 раза (рисунок 2). На рынках электроэнергии в США также внедрена система почасовой стоимости электроэнергии, а для завода ALCOA Warrick соотношение стоимости электроэнергии днем и ночью составляет 3,75:1, что стимулирует внедрение режима модуляции.

В сибирском же регионе (рисунок 3) разница в ценах составила: по Западной Сибири – 22 %, а по Восточной Сибири – только 7 %, что не стимулирует снижение нагрузки в «пиковые» периоды.

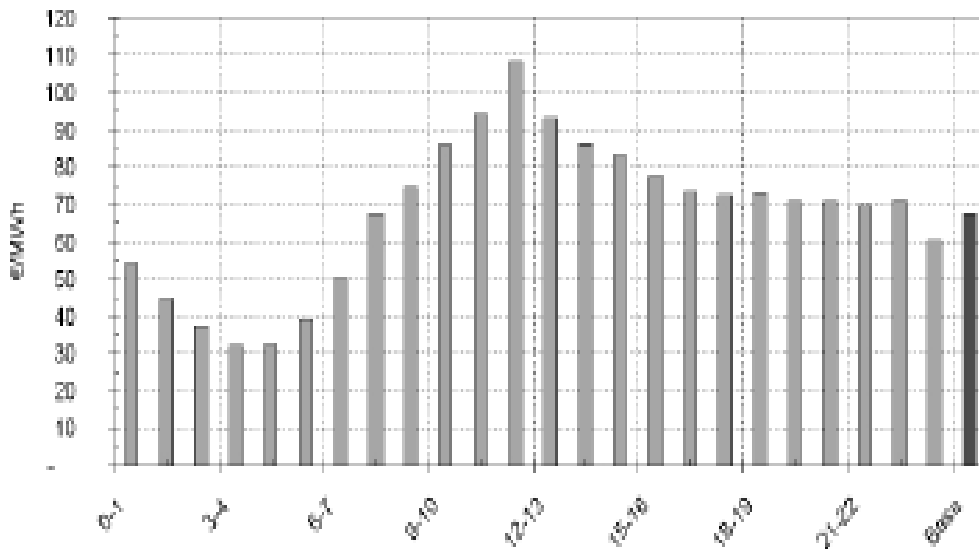
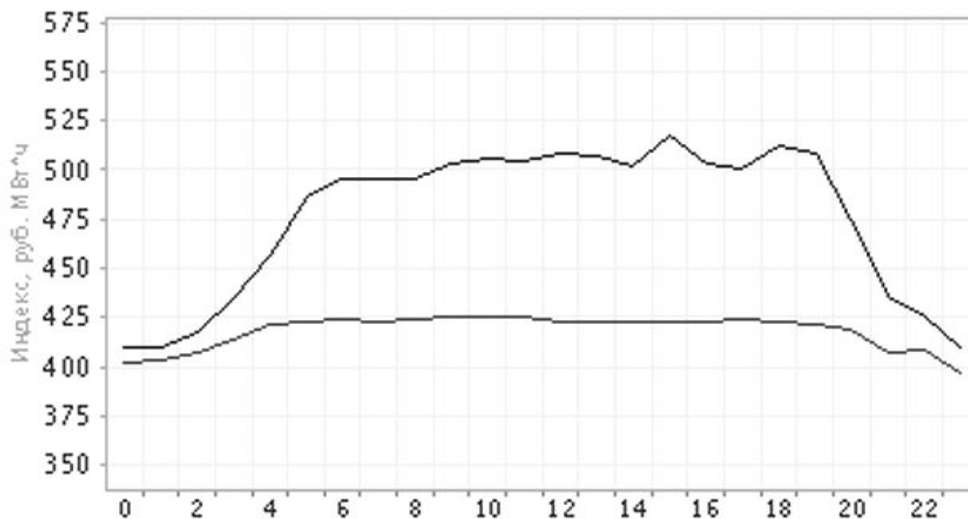


Рисунок 2 – Средняя стоимость электроэнергии в течение суток на ЕЭК



вверху – Западная Сибирь; внизу – Восточная Сибирь
Рисунок 3 – Суточное изменение цены электроэнергии

Проведенные исследования режима модуляции на НКАЗе и ВГАЗе в 70-е годы прошлого века, а также зарубежный опыт, рассмотренный выше, показал, что период сниженного тока не должен превышать 3-4 часов подряд. В противном случае может быть нарушен тепловой баланс электролизеров со всеми вытекающими негативными последствиями.

В 2008 г продолжительность утренних и вечерних пиковых периодов по сибирскому региону составляла не более 4 ч, а перерыв между ними – не менее 6 ч. В 2010 г. утренний максимум возрос до 5-11 ч, а вечерний – до 3-6 ч, с перерывом между ними от 1 до 5 ч.

Очевидно, что новый график не отражает фактическую нагрузку в энергосистемах Сибири, но его применение исключает техническую возможность

применения режима модуляции тока на алюминиевых заводах, расположенных в Сибири.

Применение модуляции тока на алюминиевых заводах в Сибирском регионе может резко повысить надежность энергоснабжения, повысить коэффициент заполнения графика нагрузок, уменьшить капиталовложения в строительство генерирующих мощностей. Однако существующая система оплаты за потребленную электроэнергию исключает технологическую возможность и экономическую целесообразность применения этого режима на алюминиевых заводах, расположенных в Сибирском регионе.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Минцис М.Я. Исследование серии алюминиевых электролизеров как объекта контроля и управления : дис. канд. техн. наук / М.Я. Минцис. – Л.: ВАМИ, 1973. – 161 с.

2. Нуньес Х.П. Регулирование по графику (модуляция) силы тока ванн типа Р-19 на заводе «Валесул»/ Х.П. Нуньес, А.В. да Сильва, Л.Ф. Сутиньо // ТЭВ КРАЗа. – 2000. – № 15. – С. 33-39.

3. Kuhn Ed. Power Modulation within ALCOA's Warrick Operations / Ed. Kuhn, Ned Malcolm // Light metals. – 2009. – P. 323-326.

4. Eisma D. Challenges in power modulation / D. Eisma, P. Patel // Light metals. – 2009. – P. 327-332.

УДК 669.71

Г.В. Галевский, М.Я. Минцис

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

О СТАБИЛИЗАЦИИ ТОКА НА СЕРИЯХ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ

Рассмотрено влияние стабилизации тока на сериях алюминиевых электролизеров на их технико-экономические показатели.

Influence of stabilization of a current on aluminium cell line on their technical and economic parameters is considered.

Электролитическое получение алюминия имеет ряд особенностей электроснабжения, присущие только этому производству, как в аппаратном оформлении, так и в режимных вопросах. Электролиз алюминия осуществляется на постоянном токе, величина которого уже превысила 350 кА, т.е. больше, чем на любом другом производстве.

В отличие от серий электролитического получения магния, никеля, меди и других металлов, проводимость которых практически постоянна, электрическое сопротивление серий электролиза алюминия не остается постоянным во времени, в основном, вследствие периодически возникающих анодных эффектов. Это приводит к тому, что сила тока серии не остается постоянной во времени. Производительность же электролизеров, при прочих равных условиях прямо пропорциональна протекающему по ним току. Поэтому его изменения вызывают определенное беспокойство технологического персонала, т.к. принято считать, что стабилизация тока серии способствует оптимизации энергетического режима электролизеров.

Под энергетическим режимом электролизера понимают такое состояние технологии, при котором приход энергии в электролизер равен его расходу, а технико-экономические показатели процесса являются оптимальными.

Действительно, изменение величины тока приводит к его перераспределению по узлам электролизера, что в той или иной степени влияет на энергетический режим. Но аналогичное перераспределение тока по узлам электролизера происходит и при выполнении технологически необходимых операций на электролизере (перестановка анодных блоков или токоведущих штырей, обработка электролитной корки, изменение формы рабочего пространства и пр.) [1]. Степень влияния на режим электролиза колебаний тока серии и перераспределения тока по узлам электролизера при выполнении технологических операций можно оценить по коэффициенту неравномерности, который вычисляется по формуле:

$$K_n = 1/I_{cp} \sqrt{(1/n) \sum (I_i - I_{cp})^2},$$

где I_{cp} – среднее значение тока; I_i – текущее значение тока по i -тому тоководу; n – количество ветвей.

Очевидно, что при равномерном распределении тока $K_n = 0$.

Для оценки неравномерности распределения тока были использованы средние данные в течение 10 суток на 6-ой и 7-й сериях Новокузнецкого алюминиевого завода (НКАЗ). На 6-й серии система стабилизации тока отсутствует, а на 7-й серии установлена система стабилизации тока с помощью дросселей насыщения.

Для расчета степени нестабильности тока были определены K_n по средним трехминутным значениям тока, которые фиксировались в произвольные периоды в течение трех часов на 7-ой и 6-ой сериях НКАЗа. При этом значения K_n составили 0,0065 и 0,0229 соответственно. Следовательно, при стабилизации тока серии неравномерность его распределения в 3-4 раза ниже, чем на серии, не оснащенной системой стабилизации тока.

Для расчета изменений K_n распределения тока по узлам электролизера были проведены измерения тока и определены значения K_n , результаты которых представлены ниже.

Распределение тока в подине. Результаты измерений тока во всех 30-ти катодных стержнях представлены на рисунке 1 и в таблице 1.

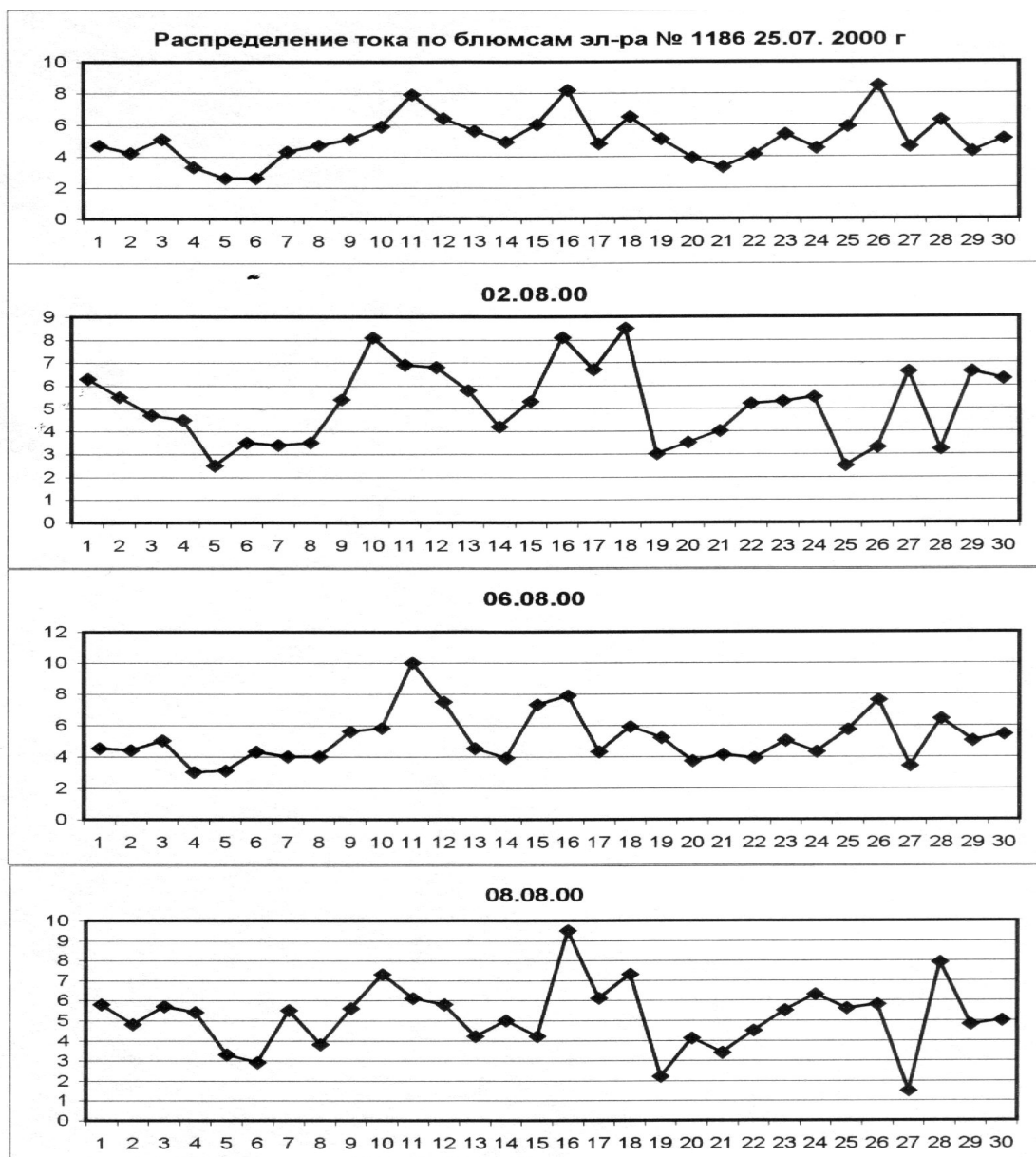


Рисунок 1 – Распределение тока по катодным стержням электролизера С-8БМ

Данные рисунка 1 и таблицы 1 убедительно свидетельствуют, что ток в катодных стержнях не только не одинаков, но и не стабилен во времени, причем достаточно резкие изменения величины тока происходят в течение короткого (2-4 дня) промежутка времени.

В таблице 2 приведены коэффициенты неравномерности распределения тока по катодным стержням, вычисленные по данным таблицы 1.

Существует мнение, что по мере старения подины неравномерность распределения тока в ней увеличивается. По данным компании MOLTECH [3], K_n для новых подин обычно составляет 0,06-0,07, достигая перед отключением 0,3-0,4. Выполненные измерения распределения тока по катодным стержням на электролизерах НКАЗа и вычисленные по ним значения K_n при-

ведены в таблице 3. Коэффициент корреляции между возрастом подины и K_n для электролизеров С-8БМ составляет 0,36, а для электролизеров С-3 – 0,396, что свидетельствует о незначительной связи между этими параметрами.

Таблица 1 – Распределение тока по блокам электролизера типа С8-БМ, кА

дата	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
25.07	4,7	4,2	5,1	3,3	2,6	2,6	4,3	4,7	5,1	5,9	7,9	6,4	5,6	4,9	6,0
02.08	6,3	5,5	4,7	4,5	2,5	3,5	3,4	3,5	5,4	8,1	6,9	6,8	5,8	4,2	5,3
06.08	4,5	4,4	5,0	3,0	3,1	4,3	4,0	4,0	5,6	5,8	10,0	7,5	4,5	3,9	7,3
08.08	5,8	4,8	5,7	5,4	3,3	2,9	5,5	3,8	5,6	7,3	6,1	5,8	4,2	5,0	4,2

Продолжение таблицы 1

дата	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
25.07	8,2	4,8	6,5	5,1	3,9	3,3	4,1	5,4	4,5	5,9	8,5	4,6	6,3	4,3	5,1
02.08	8,1	6,7	8,5	3,0	3,5	4,0	5,2	5,3	5,5	2,5	3,3	6,6	3,2	6,6	6,3
06.08	7,9	4,3	5,9	5,2	3,7	4,1	3,9	5,0	4,3	5,7	7,6	3,4	6,4	5,0	5,4
08.08	9,5	6,1	7,3	2,2	4,1	3,4	4,5	5,5	6,3	5,6	5,8	1,5	7,9	4,8	5,0

Таблица 2 – Коэффициенты неравномерности распределения тока по катодным стержням

Дата	25.07	02.08	06.08	08.08	Среднее
K_n	0,278	0,325	0,310	0,317	0,308

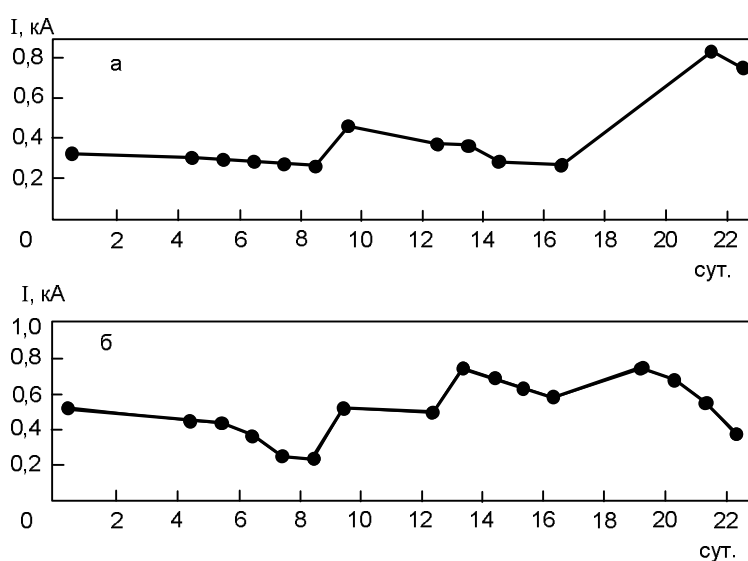
Таблица 3 – Коэффициент неравномерности распределения тока в подинах

Параметры	Электролизеры С8-БМ							
	№ эл-ра	1108	1109	1110	1111	1149	1150	1151
Возраст, сут.	840	270	240	360	570	300	690	1050
K_n	0,274	0,226	0,259	0,195	0,280	0,334	0,214	0,345
Параметры	Электролизеры С-3 (130 кА)							
	№ эл-ра	851	852	853	854	979	980	981
Возраст, сут.	540	300	690	150	450	510	570	390
K_n	0,434	0,385	0,396	0,294	0,437	0,325	0,318	0,336

Таким образом, коэффициент неравномерности распределения тока по подине находится в пределах $K_n = (0,2 \div 0,35)$. По сравнению с неравномерностью «нестабилизованного» тока серии ($K_n = 0,02 \div 0,025$), неравномерность распределения тока в подине в 10-15 раз выше.

Распределение тока в аноде. На отечественных электролизерах используются два типа анодов: аноды Содерберга (самообжигающиеся) и предварительно обожженные анодные блоки, из которых собирается анодный массив.

Ток к **анодам Содерберга** подводится токоведущими штырями (64-72 шт.), которые установлены в плане анода, как правило, в 4 ряда, и на 2-4 горизонтах по отношению к подошве анода. По мере сгорания анода штыри извлекают из анода и переставляют на более высокий горизонт. При проведении этих операций резко нарушается распределение тока по штырям. Распределение тока в штырях изучено авторами на электролизерах типа С-8БМ при расстановке штырей на 2-х и 4-х горизонтах. На рисунке 2 приведена динамика изменения K_n за период между очередными перестановками штырей.



а: 16.03 – перестановка 1-ой группы штырей;

б: 28.03 – перестановка 2-ой группы штырей

Рисунок 2 – Изменение K_n распределения тока по штырям

При этом установлено, что при расстановке штырей на 2-х (*а*) горизонтах K_n по аноду не остается постоянным во времени, а изменяется в пределах от 0,27-0,28 перед перестановкой штырей, увеличиваясь до 0,47 после перестановки первой группы штырей, и возрастая до 0,84 после окончания перестановки. Среднее значение K_n за период измерений составило 0,397.

При расстановке штырей на 4-х (*б*) горизонтах K_n был выше, чем при 2-х горизонтах, и в среднем составил 0,528. Это объясняется тем, что при расстановке штырей на 2-х горизонтах разница между горизонтами составляла 20 см, а при расстановке штырей на четырех горизонтах – 30 см. Результаты исследований распределения тока по аноду на математической модели показали, что при расстановке штырей на 4-х горизонтах с шагом 36 см $K_n = 0,590$, а при шаге 42 см $K_n = 0,695$.

Распределение тока в обожженных анодах на электролизерах КРАЗа на 160 кА приведено в таблице 4.

Таблица 4 – Распределение тока по анодам электролизера типа ОА-160

День	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	3,2	3,2	3,9	3,1	2,3	2,4	1,7	2,9	2,7	2,6	3,1
2	3,1	3,5	1,8	3,5	2,5	2,3	1,9	3,0	2,9	2,5	3,3
3	3,5	3,4	2,1	3,6	2,4	2,5	1,9	3,4	3,1	2,7	3,5
4	3,3	3,7	2,6	3,9	2,6	2,8	2,1	3,5	3,7	2,9	3,6
5	3,2	3,6	3,6	1,8	2,6	2,8	2,0	3,3	3,9	2,8	3,4
6	3,5	3,6	3,3	2,4	2,8	3,0	1,9	3,2	3,3	2,6	3,5
7	3,3	3,4	3,7	3,5	2,9	3,1	2,0	3,4	3,1	2,7	3,7
8	3,4	3,8	3,8	4,1	0,4	3,1	2,0	3,3	3,2	2,7	3,6

Продолжение таблицы 4

	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
1	2,3	3,0	3,4	3,2	2,9	3,0	2,2	1,9	3,0	2,8	2,1
2	2,5	3,0	3,7	3,5	3,0	3,3	2,1	2,0	3,1	3,0	2,5
3	2,4	3,3	3,8	3,1	2,9	3,3	2,6	2,2	3,6	3,0	2,7
4	2,6	3,1	3,9	3,4	3,0	3,5	3,0	2,5	1,7	3,2	2,9
5	2,5	3,3	3,9	3,5	3,4	3,7	2,9	2,3	1,9	3,4	2,8
6	2,8	3,7	4,0	3,4	3,5	4,0	2,9	2,4	2,0	2,7	3,0
7	2,6	3,6	4,4	3,6	3,6	4,1	3,1	2,5	2,1	2,8	3,1
8	2,7	3,8	5,8	3,7	3,8	4,4	3,3	2,7	2,2	3,4	3,3

Проведенные расчеты показали, что K_n для электролизера ОА-160 составляет около 0,15, что заметно лучше, чем на анодах Содерберга, но в 6-8 раз больше, чем неравномерность тока серии.

Распределение тока в ошиновке напрямую не влияет на энергетический режим электролизера, но позволяет оценить неравномерность распределения тока по некоторым узлам электролизера [4]. Проведенные измерения распределения тока в шинах катодной и анодной ошиновки электролизера типа С-8БМ приведены в таблицах 5 и 6.

Таблица 5 – Распределение тока и его плотность в шинах и стояках

Стояк	А					В			
№ шины	1	2	3	4	Итого	5	6	7	Итого
Кол-во блюмсов, шт.	2	2	3	3	10	1,5	1,5	2	5
Сила тока, %	6,66	6,66	9,99	9,99	33,3	5,0	5,0	6,66	16,7
Плотность тока, А/мм ²	0,44	0,44	0,66	0,66	0,55	0,33	0,33	0,44	0,37
Стояк	Б					Г			
№ шины	1	2	3	4	5	Итого	6	7	Итого
Кол-во блюмсов, шт.	2	2	2,5	2,5	3	12	1,5	1,5	3
Сила тока, %	6,66	6,66	8,33	8,33	9,99	40,0	5,0	5,0	10,0
Плотность тока, А/мм ²	0,44	0,44	0,55	0,55	0,66	0,53	0,33	0,33	0,33

Из данных таблицы 5 видно, что ток в разных шинах отличается в несколько раз, а коэффициент неравномерности распределения тока в шинах разных стояков составляет от 0,077 до 0,137.

Таблица 6 составлена при условии, что ток по катодным стержням делится равномерно.

Неравномерное распределение тока приводит к повышенным потерям энергии (5,2 %), так как $K_n = 0,2297$.

Проведенный анализ неравномерности распределения тока серии и влияния технологических операций на изменение распределения тока по

Таблица 6 – Распределение плотности тока в ветвях анодной ошиновки

Ветви	На стояке	Перед штырем № 1	После штыря № 6	После штыря № 18	На стояке
I	А – 0,486	0,486	0,406	0,730	В – 0,365
II	А – 0,486	0,730	0,811	0,486	В – 0,486
III	Б – 0,325	0,486	0,527	0,365	Г – 0,365
IV	Б – 0,650	0,972	1,176	0,365	Г – 0,365

элементам электролизера позволяет сделать следующие выводы:

- коэффициент неравномерности тока серии, не оснащенной системой стабилизации тока, составляет 0,02-0,025;
- коэффициент неравномерности распределения тока в подине при выполнении технологически операций составляет 0,2-0,35;
- выполнение технологических операций по обслуживанию анода вызывает неравномерность распределения тока, которая характеризуется $K_n = 0,4-0,52$ для анодов Содерберга и $K_n \approx 0,15$ для электролизеров с обожженными анодами;

- вычислить изменение распределения тока в расплаве не представляется возможным, однако данные по МГД-шумам, которые поддаются измерению, свидетельствуют о значительном влиянии технологических операций на распределение тока в расплаве;
- неравномерность распределения тока в ошиновке напрямую не влияет на энергетический режим электролизера, но оказывает влияние на распределение тока по шинам, вызывая дополнительные потери электроэнергии; коэффициент неравномерности распределения тока по шинам катодной ошиновки достигает 0,26, а в анодной ошиновке – до 0,23;
- внедрение дроссельной системы стабилизации тока серии, оснащенной электролизерами Содерберга ВТ на силу тока до 170 кА, потребует значительных затрат (не менее 20 млн. рублей). Кроме того, потери энергии в дросселях насыщения составят около 1 млн. кВт·ч/год;
- технико-экономические показатели серий, оснащенных системой дроссельной стабилизации тока, как показал опыт НКАЗа, практически не отличаются от аналогичных показателей серии с ручным регулированием тока серии.

Учитывая все вышеизложенное, можно сделать однозначный вывод – не существует технологической и экономической целесообразности стабилизации тока на промышленных сериях электролиза алюминия.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Минцис М.Я. Распределение тока в алюминиевых электролизерах / М.Я. Минцис. – Новокузнецк: СибГИУ, 2002. – 125 с.
2. Мещеряков С.М. Электрический режим работы серии электролизных ванн и регулирование тока преобразовательными подстанциями / С.М. Мещеряков // Материалы конференции «Эксплуатация мощных электролизеров на повышенной силе тока» / КРАЗ. – Красноярск, 1967. – С. 106-113.
3. MOLTECH. Результаты промышленных испытаний. – 1998. – 28 с.
4. Парамонов С.А. Модернизация ошиновки действующих алюминиевых электролизеров с продольным расположением в серии // Цветные металлы. – 1998. – № 8. – С. 36-39.

УДК 517.988.3

М.С. Волошина

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

ВАРИАЦИОННАЯ ПОСТАНОВКА ЗАДАЧИ КОНВЕКТИВНОГО ТЕПЛООБМЕНА ДЛЯ СТЕРЖНЯ

Рассмотрена вариационная постановка задачи конвективного теплообмена для стержня, на правом конце которого поддерживается постоянная температура, в центральной его части происходит конвективный теплообмен со средой, остальная часть стержня теплоизолирована. Задача решена методом конечных элементов для произвольных значений коэффициента конвекции.

Variation statement of a problem of convective heat exchange for a core on which right end the constant temperature is supported, in its central part there is a convective heat exchange with environment, other part of a core is thermally protected, is considered. The problem is solved by a method of final elements for any values of a factor of a convection.

Рассматривается стержень $0 \leq x \leq l$, на правом конце которого поддерживается температура $t^0\text{C}$, в центральной его части ($\frac{l}{3} \leq x \leq \frac{2l}{3}$) происходит конвективный теплообмен со средой, остальная часть стержня теплоизолирована. Считая распределение тепла стационарным, определим температуру в левом конце стержня. Примем площадь поперечного сечения и коэффициент теплопроводности за единицу, коэффициент конвекции (в расчете на единицу длины) равен h .

Стационарное распределение температуры $T(x)$ удовлетворяет уравнению Лапласа, которое в одномерном случае имеет вид $T''(x) = 0$. На части стержня, имеющей тепловой контакт с окружающей средой, уравнение принимает вид $T''(x) - hT(x) = 0$.

Таким образом, необходимо решить следующую систему уравнений:

$$\begin{cases} T''(x) = 0, 0 \leq x \leq \frac{l}{3} \\ T''(x) - hT = 0, \frac{l}{3} \leq x \leq \frac{2l}{3} \\ T''(x) = 0, \frac{2l}{3} \leq x \leq l \end{cases}$$

при условиях $T(l) = t, T'(0) = 0$.

Применим вариационную постановку задачи. Решение задачи удовлетворяет минимуму функционала

$$J(T) = \frac{1}{2} \left(\int_0^l (T')^2 dx + \int_{l/3}^{2l/3} hT^2 dx \right).$$

Разобьем отрезок на несколько частей. Для начала выберем 3 элемента $E_1 = \left(0, \frac{l}{3}\right)$, $E_2 = \left(\frac{l}{3}, \frac{2l}{3}\right)$, $E_3 = \left(\frac{2l}{3}, l\right)$. На каждом элементе $E_i = (x_1, x_2)$ температуру будем приближать линейными сплайнами в виде

$T(x) = N_1(x)T_1 + N_2(x)T_2$, где T_1 и T_2 – пока еще не известные узловые значения температуры.

Функции $N_1(x)$ и $N_2(x)$ – локальные сплайны, имеющие вид:

$$N_1(x) = \frac{x_2 - x}{x_2 - x_1}, \quad N_2(x) = \frac{x - x_1}{x_2 - x_1}.$$

Подставим наши функции в функционал, при этом учтем, что разность $x_2 - x_1$ на любом элементе равна $\frac{l}{3}$:

$$J(T) = \frac{1}{2} \left(\left[T\left(\frac{l}{3}\right) - T(0) \right]^2 + \left[T\left(\frac{2l}{3}\right) - T\left(\frac{l}{3}\right) \right]^2 + \left[T(l) - T\left(\frac{2l}{3}\right) \right]^2 \right) + \frac{1}{2} \int_{l/3}^{2l/3} h \left[\left(x - \frac{l}{3} \right) T\left(\frac{2l}{3}\right) + \left(\frac{2l}{3} - x \right) T\left(\frac{l}{3}\right) \right]^2 dx.$$

Условием минимума функционала является равенство нулю частных производных полученного выражения по $T(0)$, $T\left(\frac{l}{3}\right)$, $T\left(\frac{2l}{3}\right)$, $T(l)$. Находим эти производные:

$$\text{по } T(0): \quad T(0) - T\left(\frac{l}{3}\right) = 0;$$

$$\text{по } T\left(\frac{l}{3}\right):$$

$$T\left(\frac{l}{3}\right) - T(0) + T\left(\frac{l}{3}\right) - T\left(\frac{2l}{3}\right) + \int_{l/3}^{2l/3} h \left[\left(x - \frac{l}{3} \right) \left(\frac{2l}{3} - x \right) T\left(\frac{2l}{3}\right) + \left(\frac{2l}{3} - x \right)^2 T\left(\frac{l}{3}\right) \right] dx = 0;$$

$$\text{по } T\left(\frac{2l}{3}\right):$$

$$T\left(\frac{2l}{3}\right) - T\left(\frac{l}{3}\right) + T\left(\frac{2l}{3}\right) - T(l) + \int_{l/3}^{2l/3} h \left[\left(x - \frac{l}{3}\right)^2 T\left(\frac{2l}{3}\right) + \left(\frac{2l}{3} - x\right) \left(x - \frac{l}{3}\right) T\left(\frac{l}{3}\right) \right] dx = 0;$$

по $T(l)$: $T(l) - T\left(\frac{2l}{3}\right) = 0$.

Интегралы вычисляются непосредственно, при этом учитываем, что

$$\int_{l/3}^{2l/3} \left(x - \frac{l}{3}\right)^2 dx = \int_{l/3}^{2l/3} \left(\frac{2l}{3} - x\right)^2 dx = \frac{l^3}{81}, \quad \int_{l/3}^{2l/3} \left(x - \frac{l}{3}\right) \left(\frac{2l}{3} - x\right) dx = \frac{1}{6}.$$

Используя это, запишем систему:

$$\begin{cases} T(0) - T\left(\frac{l}{3}\right) = 0 \\ -T(0) + \left(2 + \frac{hl^3}{81}\right) T\left(\frac{l}{3}\right) + \left(-1 + \frac{hl^3}{162}\right) T\left(\frac{2l}{3}\right) = 0 \\ \left(-1 + \frac{hl^3}{162}\right) T\left(\frac{l}{3}\right) + \left(\frac{2l}{3} + \frac{hl^3}{81}\right) T\left(\frac{2l}{3}\right) - T(l) = 0 \\ -T\left(\frac{2l}{3}\right) + T(l) = 0 \end{cases}.$$

Уравнение, отвечающее заданию граничных условий 1-го рода, вычеркиваем из системы. Остается три уравнения. Из первого получаем

$$T\left(\frac{l}{3}\right) = T(0) \text{ и подставляем в оставшиеся уравнения:}$$

$$\begin{cases} \left(1 + \frac{hl^3}{81}\right) T\left(\frac{l}{3}\right) + \left(-1 + \frac{hl^3}{162}\right) T\left(\frac{2l}{3}\right) = 0 \\ \left(-1 + \frac{hl^3}{162}\right) T\left(\frac{l}{3}\right) + \left(\frac{2l}{3} + \frac{hl^3}{81}\right) T\left(\frac{2l}{3}\right) = t \end{cases}.$$

Решение системы находим по формулам Крамера:

$$T\left(\frac{l}{3}\right) = \frac{\begin{vmatrix} 0 & -1 + \frac{hl^3}{162} \\ t & 2 + \frac{hl^3}{81} \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} 1 + \frac{hl^3}{81} & -1 + \frac{hl^3}{162} \\ -1 + \frac{hl^3}{162} & 2 + \frac{hl^3}{81} \end{vmatrix}} = \frac{54 \cdot (162t - thl^3)}{h^2l^6 + 432hl^3 + 8748} - \text{температура в левом}$$

конце стержня;

$$T\left(\frac{2l}{3}\right) = \frac{\begin{vmatrix} 1 + \frac{hl^3}{81} & 0 \\ -1 + \frac{hl^3}{162} & t \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} 1 + \frac{hl^3}{81} & -1 + \frac{hl^3}{162} \\ -1 + \frac{hl^3}{162} & 2 + \frac{hl^3}{81} \end{vmatrix}} = \frac{108 \cdot (81t + thl^3)}{h^2l^6 + 432hl^3 + 8748}.$$

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Коша А. Вариационное исчисление. – М.: Высшая школа, 1983. – 132 с.
2. Ланцош К. Вариационные принципы механики. – М.: Мир, 1965. – 247 с.

УДК 621.746

В.Б. Деев

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

ВЛИЯНИЕ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА СВОЙСТВА ЛИТЕЙНЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

В работе проведено исследование механических свойств и жидкотекучести литейных алюминиевых сплавов АК7ч, АК5М2, АМ5, обработанных различными электромагнитными воздействиями. Показано, то наибольшую перспективу имеет комплексная обработка расплавов, включающая предварительную термовременную обработку в жидком состоянии.

The investigation of the mechanical properties and the flowing of the casting aluminum alloys АК7ч, АК5М2, АМ5 treated by magnetoelectric influences is realized in the article. It is shown that the complex treatment of the alloys which includes preliminary thermal time treatment in liquid state has a maximum perspective.

В промышленных технологиях литья алюминиевых сплавов в последние годы уделяется все большее внимание разработке и исследованию физическим воздействиям на расплавы (вибрации, температурной обработке, электрическому току, магнитному полю и др.). Данные воздействия позволяют получить мелкозернистую структуру и повышенный уровень механических и

эксплуатационных свойств сплавов и отливок без введения специальных модифицирующих добавок [1, 2, 3]. Основное достоинство внешних воздействий заключается в том, что они не меняют химический состав расплава и не приводят к накоплению нежелательных примесей в литейных сплавах при дальнейших переплавах.

Особенный интерес в технологиях изготовления алюминиевых сплавов представляет обработка расплава электромагнитными воздействиями (магнитным полем, электрическим током) в процессе литья и кристаллизации. Однако применение этих способов обработки расплавов при производстве фасонных отливок сдерживается. Это связано со сложностью создания специальных устройств, позволяющих обрабатывать расплавы непосредственно в литейной форме с учетом конфигурации отливки, и недостаточной изученностью процессов, происходящих при кристаллизации расплавов, подвергнутых обработке электромагнитными воздействиями. Перспективу представляет разработка и исследование эффективных технологий обработки расплавов магнитным полем при заливке в литейную форму, что дает возможность получать отливки любой конфигурации и не ограничивать материал формы. Интерес представляет и технология обработки расплавов электрическим током при кристаллизации.

При повышенном содержании вторичного сырья (лома, отходов) в шихте целесообразным является использование термовременной обработки (ТВО) в жидком состоянии, снижающей микронеоднородное состояние расплава, которая в последние годы находит все большее применение при плавке литейных алюминиевых сплавов. Данную обработку можно совмещать с другими физическими воздействиями, что позволит экономить чушковые материалы и получать сплавы требуемого качества.

Были проведены исследования в условиях ЗАО «РОУ» (г. Барнаул). Объектом исследований были выбраны промышленные алюминиевые сплавы АК7ч, АК5М2 и АМ5 (ГОСТ 1583-93). Шихта варьировалась по химическому составу и состояла из чушкового сплава и вторичного сырья (лом, отходы механических цехов). В качестве физических воздействий применялась обработка расплава магнитным полем при заливке, ТВО, электрическим током, а также комплексная обработка расплава, включающая ТВО в процессе плавки и обработку магнитным полем при заливке или электрическим током при кристаллизации. Плавки проводили в печи сопротивления. Заливку проб и образцов для изучения механических свойств (на стандартных образцах согласно ГОСТ 1583-93) и жидкотекучести (прутковая проба) осуществляли при температуре 740...750 °С. Параметры ТВО составляли для сплава АК7ч: $T = 970...1000$ °С, $\tau = 7...10$ мин – для 100 % чушковых материалов в шихте; $T = 1000...1030$ °С, $\tau = 10...12$ мин – для 50...100 % вторичного сырья в шихте; для сплава АК5М2: $T = 970...990$ °С, $\tau = 8...10$ мин; для сплава АМ5: $T = 950...970$ °С, $\tau = 7...10$ мин. Обработку расплавов постоянным магнитным полем ($B = 0,3...0,4$ Тл) в процессе заливки осуществляли с помощью специ-

ального устройства по методике [4], переменным электрическим током при кристаллизации ($j = 1,6 \cdot 10^5 \text{ A/m}^2$) по методике [5].

На рисунках 1, 2, 3 показаны некоторые результаты по влиянию технологии обработки расплава на механические свойства и жидкотекучесть сплавов АК7ч, АМ5 и АК5М2.

Результаты показывают, что уровень механических свойств и жидкотекучести сплавов, обработанных физическим электромагнитным воздействием, повышается по сравнению с уровнем свойств необработанных сплавов. Механизм влияния магнитного поля при заливке в литейную форму на формирование структуры алюминиевых сплавов рассмотрен в работе [4]. При обработке струи расплава магнитным полем влияние электромагнитных сил способствует уменьшению скорости движения газовых и неметаллических включений в потоке расплава, проходящего через устройство, так как они, являясь по физической сути диамагнетиками, подвергаются «торможению» магнитным полем и после заливки в литейную форму накапливаются в литниковой чаше формы.

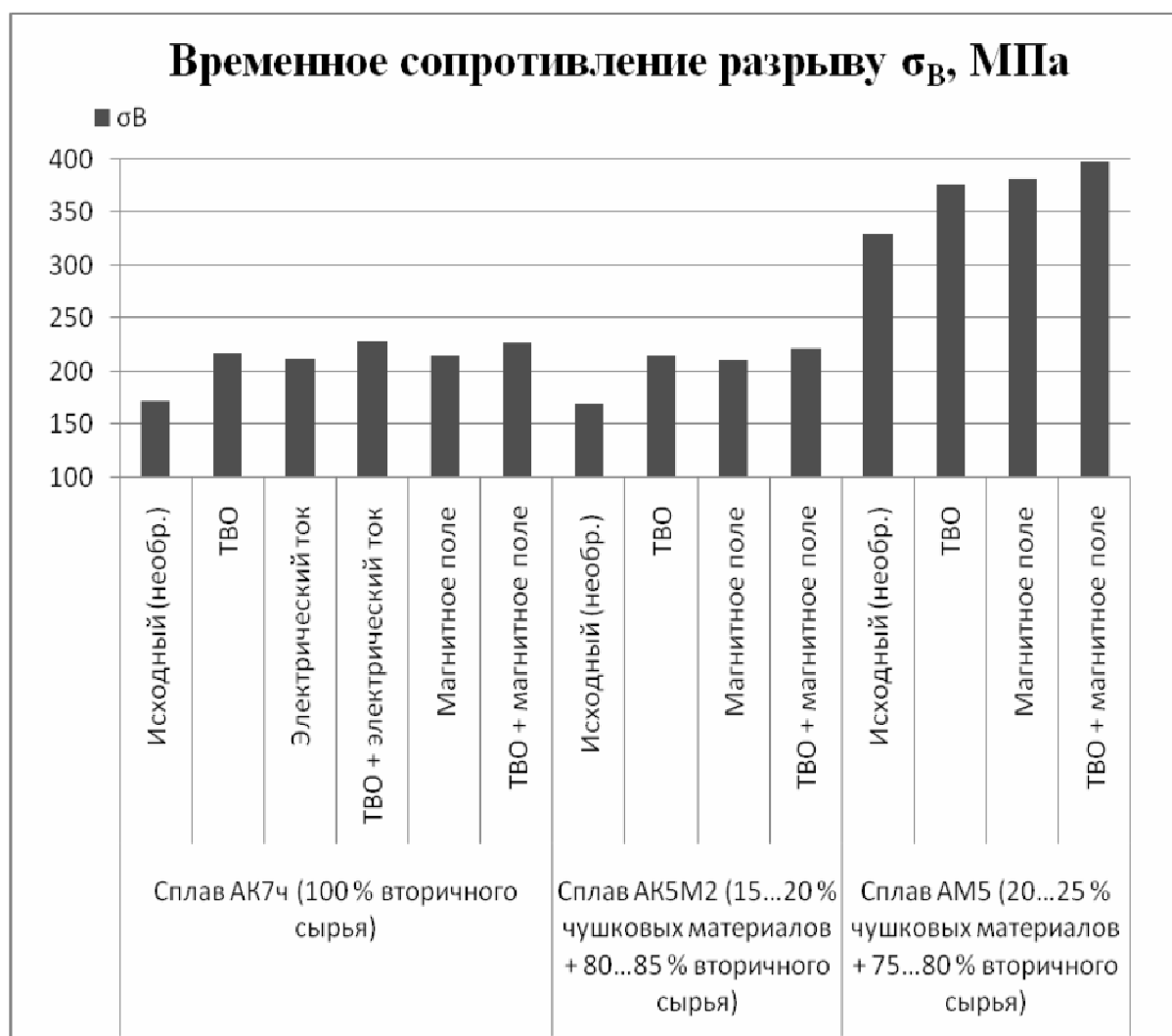


Рисунок 1 – Влияние технологии обработки расплава на временное сопротивление разрыву сплавов АК7ч, АК5М2, АМ5

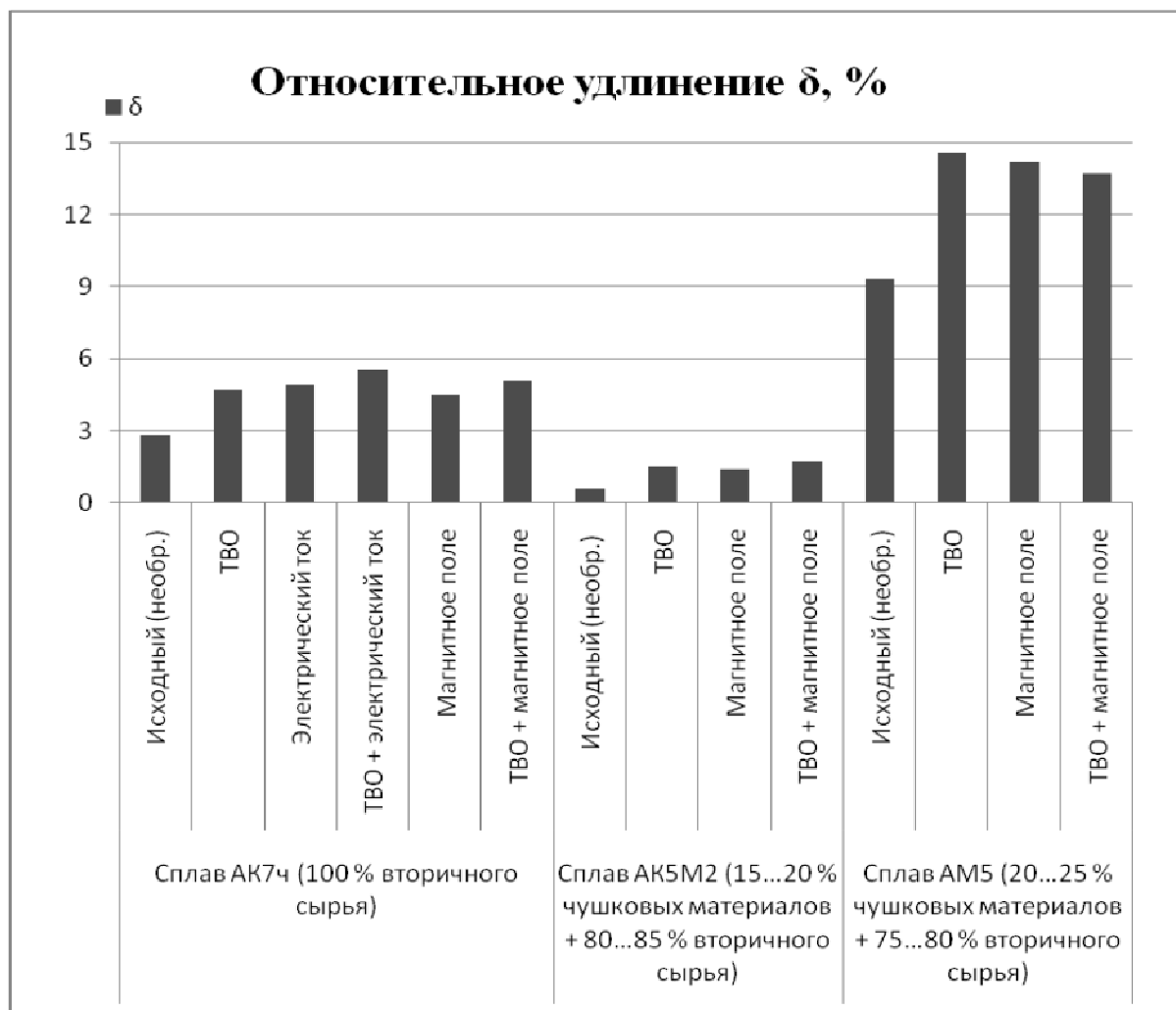


Рисунок 2 – Влияние технологии обработки расплава на относительное удлинение сплавов АК7ч, АК5М2, АМ5

В результате газосодержание в сплаве и его пористость уменьшаются, что приводит к повышенному уровню механических свойств. Кроме того, можно предположить, что в процессе кристаллизации расплава после обработки электромагнитными воздействиями (как отдельно, так и в комплексе с ТВО) происходит образование виртуальных связей между атомами его компонентов. При этом увеличивается полное время движения атома при перескоке из одного положения в соседнее. Следовательно, снижается скорость разделительной диффузии атомов компонентов расплава, что приводит к замедлению процесса кристаллизации, увеличению переохлаждения и измельчению составляющих микроструктуры обработанных данными воздействиями сплавов. При использовании комплексной обработки предварительная ТВО способствует получению более однородного состояния расплава и дальнейшему повышению уровня жидкотекучести и механических свойств сплава.

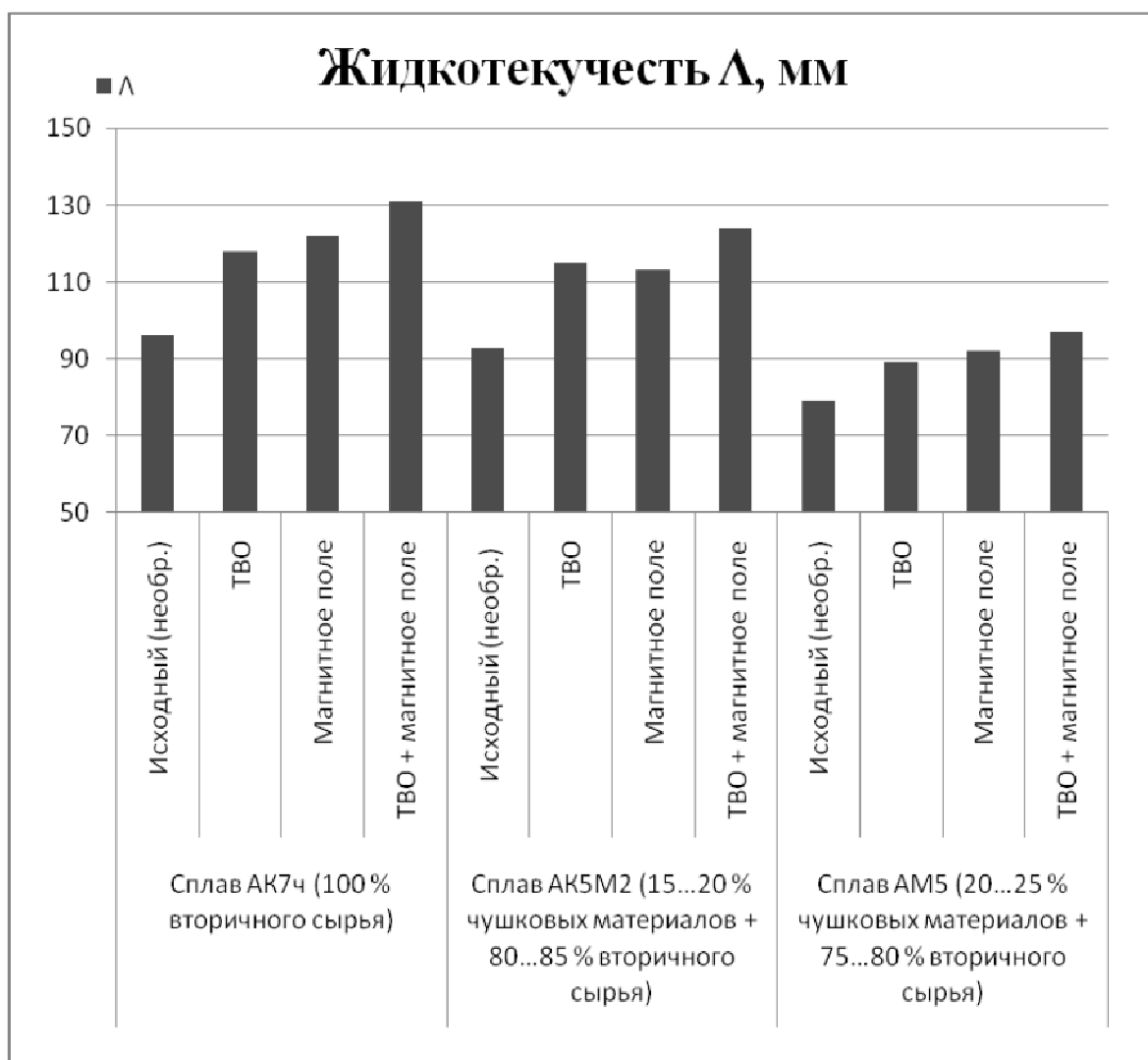


Рисунок 3 – Влияние технологии обработки расплава на жидкотекучесть сплавов АК7с, АК5М2, АМ5

Обработка расплавов электромагнитными воздействиями открывает широкие возможности для разработки перспективных ресурсосберегающих технологий производства отливок из литейных алюминиевых сплавов. Данные технологии обработки расплавов в комплексе с предварительной ТВО позволяют использовать повышенные количества вторичного сырья в шихте, что способствует экономии чушковых материалов. При этом полученные алюминиевые сплавы и изделия из них обладают мелкозернистой структурой и требуемыми механическими и технологическими свойствами.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Специальные способы литья: справочник / В.А. Ефимов, Г.А. Анисович, В.Н. Бабич и др.; под общ. ред. В.А. Ефимова. – М.: Машиностроение, 1991. – 736 с.
2. Крушенко Г.Г. Доэвтектические сплавы системы Al – Si, приготовленные из шихты, обработанной физическими методами / Г.Г. Крушенко // Литейное производство. – 1983. – № 8. – С. 10, 11.

3. Найдек В.Л. Влияние способа обработки расплава на структуру и свойства алюминиевых сплавов / В.Л. Найдек, А.В. Наривский // Литейное производство. – 2003. – № 9. – С. 2, 3.

4. Цецорина С.А. Исследование влияния магнитного поля на свойства литейных алюминиевых сплавов и разработка ресурсосберегающей технологии их получения: Автореф. дисс...канд. техн. наук. – Новокузнецк: ГОУ ВПО «СибГИУ», 2008. – 20 с.

5. Башмакова Н.В. Исследование влияния электрического тока на свойства алюминиевых сплавов с повышенным содержанием железа. Автор-т дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. – Новокузнецк: СибГИУ, 2007. – 18 с.

УДК 621.746.552.669.14(043)

Н.И. Таран, В.Я. Климов, В.П. Антонов, Н.И. Швидков

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

РАСЧЕТ УСЛОВИЙ НАПРАВЛЕННОГО ЗАТВЕРДЕВАНИЯ СЛИТКА ПРИ ЗАЛИВКЕ СВЕРХУ В РАСШИРЕННЫЕ КНИЗУ ИЗЛОЖНИЦЫ

The calculation method pouring conditions providing for outlet decrease cavity in high part of casting are proposed in the article.

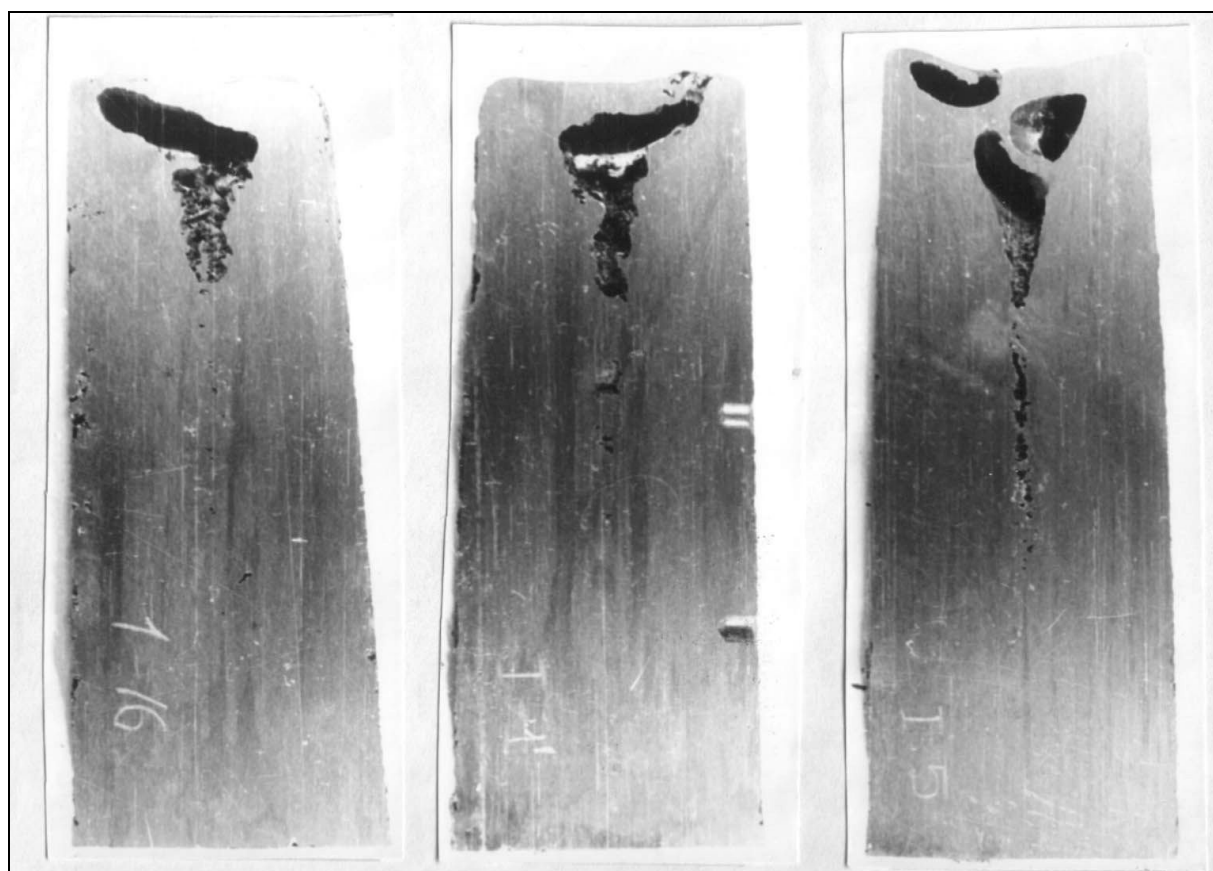
Представлена методика расчёта условий заливки, обеспечивающих вывод усадочной раковины в верхнюю часть отливки.

Предложенный в работе [1] метод расчёта оптимального конуса питания стенки отливки (слитка) позволяет создать направленное затвердевание металла в литейной форме (изложнице) и обеспечить получение плотной, без усадочных дефектов, литой заготовки (слитка).

Если на отливке нет требуемой конусности, то имеет смысл рассчитать условия заливки, при которых требуемая конусность столба жидкого металла создавалась бы за счёт подачи необходимого количества твердой фазы, образующейся внутри потока металла при его охлаждении в каналах литниковой системы (ЛС) и в струях на воздухе.

На рисунке 1 представлены фотографии темплетов продольных разрезов слитков стали 0,1 % С, залитых из одного ковша при температуре заливки $T_{зал} = 1580^{\circ}\text{C}$ в мерные изложницы объемом $V_{изл} = 3500 \text{ см}^3$ за 16 с каждый слиток: а) через промустройство (ПУ) с пятью отверстиями диаметром 7 мм (рисунк 2); б) с одним отверстием диаметром 15,5 мм; в) непосредственно из носкового ковша.

После охлаждения слитки взвешивались. Масса слитка, залитого через (ПУ) с пятью струями, составила 24,431 кг; через (ПУ) с одной струей – 24,391 кг и непосредственно из ковша – 24,142 кг.



а)

б)

в)

Рисунок 1 – Темплеты слитков, залитых через промустройство с пятью отверстиями (а), одним (б) и без промустройства (в)

Все последующие расчеты приведены при ранее [2] выбранных значениях: $\gamma_{ж} = 7000 \text{ кг/м}^3$ – удельная масса жидкой стали вблизи температуры ликвидуса T_l ; $\alpha_{ж} = 0,016\% / ^\circ\text{C}$ – коэффициент усадки стали в жидком состоянии ($\varepsilon_{ж} = \alpha_{ж} \cdot (T_{зал} - T_l)$); $\beta = 0,05$ – относительная усадка стали при затвердевании (5%).

Разница в весе слитков, залитых через ПУ с пятью струями и непосредственно из ковша за одинаковое время в мерные изложницы, составила 289 г, что в пересчёте на объём жидкого металла составляет $\frac{289}{7,0} = 41,3 \text{ см}^3$, или же 1,18% от объёма изложницы.

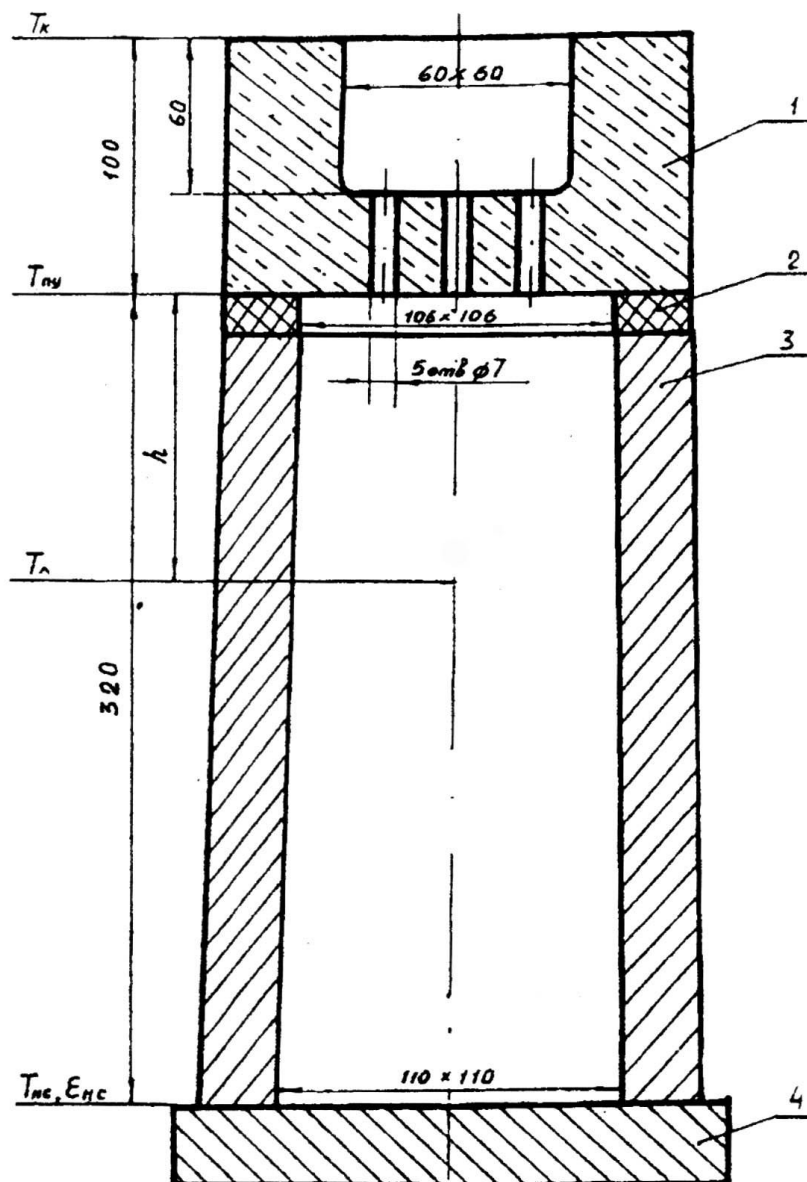


Рисунок 2 – Схема разливки лабораторных слитков:
1 – воронка; 2 – подкладка; 3 – изложница; 4 – поддон

Величина $\Delta V = 41,3 \text{ см}^3$ означает, что при заливке через (ПУ) с пятью струями из ковша израсходовано металла на $41,3 \text{ см}^3$ больше, чем при заливке того же самого объёма изложницы непосредственно из ковша за то же самое время. Это возможно лишь в том случае, если абсолютная усадка стали в изложнице в процессе заливки через (ПУ) составляет 1,18%.

Если допустить, что вся залитая в изложницу сталь охлаждалась в процессе заливки до T_n ($T_n = 1539 - \frac{409C}{4,3}$; $T_c = 1539 - \frac{409C}{2}$, T_c – температура солидуса), то объём жидкого металла уменьшится на

$$\Delta V_{жс} = V_{сл} \cdot \frac{\epsilon_{жс}}{100} = \frac{0,016 \cdot (1580 - 1529,5) \cdot 3500}{100} = 28,3 \text{ см}^3 \quad (0,8\%).$$

Оставшийся объём

$\Delta V_{кр} = \Delta V - \Delta V_{жс} = 41,3 - 28,3 = 13 \text{ см}^3$ будет равен абсолютной усадке сплава при затвердевании, которая составит $\frac{13}{3500} \cdot 100\% = 0,37\%$, а относительное количество твердой фазы $\varepsilon_{тв}$, содержащееся во всем объеме залитого металла, равно $\varepsilon_{тв} = \frac{0,37}{5} = 0,074$ или 7,4% твердой фазы.

Столь интенсивное изменение фазового состояния, как видно из рисунка 1а, привело к созданию условий для направленного снизу вверх затвердевания слитка. Задачей данной работы и является расчёт этих условий.

В процессе заполнения изложницы можно выделить четыре характерных этапа.

1. Охлаждение металла в каналах (ЛС), интенсивность которого снижается по мере прогрева материала, из которого выполнены каналы (ПУ).
2. Охлаждение металла в струях на воздухе.
3. Наполнение изложницы на глубину проникновения струй, где происходит интенсивное перемешивание и охлаждение металла от поверхности изложницы.
4. Образование твердой корочки металла, происходящее вслед за подъёмом зоны прошивания струями.

Исследование жидкотекучести и заполняемости литейных форм [3] позволяет предложить, что критерием заполняемости литейных форм Z могут служить соотношения:

$$Z = \frac{T_1 - T_2}{T_2 - T_{\phi,0}} = \frac{\Delta T}{T_2 - T_{\phi,0}} = \frac{\Delta Q_V}{C_{V(T_1)}} = \frac{\Delta Q_V}{C_{T_1} \gamma_{T_1}}, \quad (1)$$

$$\Delta Q_V = \frac{\alpha \tau}{R} = \frac{\alpha S}{q} = \sum_{i=1}^n \frac{\alpha_i \tau_i}{R_i} = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_i S_i}{q} = \frac{\alpha_i S_{np}}{q} = \frac{\alpha_i \tau_{np}}{R_{np}}. \quad (2)$$

В уравнениях (1) величина $\Delta T = (T_1 - T_2)$ – изменение температуры головной части потока металла за время τ при течении по каналу (ЛС) (или формы с приведённой толщиной канала R), выполненного из материала, коэффициент теплоотдачи которого равен α ; S – внутренняя поверхность канала; $T_{\phi,0}$ – начальная температура формы (канала); q – расход жидкого металла через канал; ΔQ_V – изменение теплосодержания единицы объёма металла за время течения τ .

Если (ЛС) имеет n каналов с различными значениями α или различной конфигурации, то при расчётах охлаждения металла и нагрева формы удобнее использовать приведенные величины S_{np} , R_{np} , τ_{np} .

Для проведения последующих расчетов принимаем:
 $\alpha_s = \alpha_m = \alpha_u = 2500 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$; $\alpha_{жс} = 840 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$; $C_{м.жс} = C_{T_1} = 876 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$;
 $\gamma_{м.жс} = \gamma_{T_1} = 7000 \text{ кг}/\text{м}^3$; $c_{жс} = 1085 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$; $\gamma_{жс} = 1845 \text{ кг}/\text{м}^3$; $T_{\phi,0} = 20^\circ \text{C}$;
 $\rho_m = 267 \text{ кДж}/\text{кг}$ – теплота кристаллизации стали.

Индексы: "в" – воздух; "м" – металл; "и" – изложница; "ш" – шамот; "ж" – жидкий.

Определим температуру металла на выходе из (ПУ) в начальный момент заполнения изложницы.

Охлаждающая поверхность (ЛС) состоит (рисунок 2) из зеркала металла в воронке $S_{зм}$ с охлаждением на воздухе, шамотной поверхности приёмной чаши S_q и шамотной поверхности пяти каналов S_k . Для такой (ЛС)

$\sum \alpha_i S_i = \alpha_e S_{зм} + \alpha_{ш} (S_q + S_k) = 27,8 \text{ Вт/К}$. При $q = \frac{V_{сл}}{\tau_{сл}} = \frac{3,5 \cdot 10^{-3}}{16с} = 2,187 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{с}$ величина

$\Delta Q_v = \sum \frac{\alpha_i S_i}{q} = 1,27 \cdot 10^5 \text{ Дж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$, а величина критерия Z составит

$$Z = \frac{\Delta Q_v}{c\gamma} = \frac{1,27 \cdot 10^5}{876 \cdot 7000} = 0,0207.$$

Подставляя $Z = Z_{ПВ}$, $T_1 = T_{зал}$ и $T_2 = T_{ПВ}$ в (1), получим:

$$T_{ПВ} = \frac{T_{зал} + Z_{ПВ} \cdot T_{ф,0}}{1 + Z_{ПВ}} = \frac{1580 + 0,0207 \cdot 20}{1 + 0,0207} = 1548,4 \text{ }^0\text{С}, \quad (3)$$

где $Z_{ПВ}$ – критерий заполняемости промустройства; $T_{ПВ}$ – температура металла на выходе из промустройства.

Если при расчёте по (3) получили $T_{ПВ} < T_l$, то это означает, что в потоке металла на выходе из (ПУ) содержится определенное количество твердой фазы ε_2 . Для его определения в числителе формулы (1) вместо T_2 подставляем «условную» температуру T_{2y} , которая показывает, до какой температуры переохладился бы металл, если бы не было выделения изнутри потока твердой фазы [3]:

$$T_{2y} = T_l - \varepsilon_2 \left[T_l - T_c + (1 + \beta) \frac{\rho}{c} \right]. \quad (4)$$

В знаменателе левой части (1), определяющим температурный напор между металлом и формой, всегда надо подставлять «истинную» температуру $T_2 = T_{2(\varepsilon)}$, определяемую по «правилу рычага» по уравнению:

$$T_{2(\varepsilon)} = T_l - \varepsilon_2 (T_l - T_c). \quad (5)$$

Решая уравнения (1), (4) и (5), получим:

$$\varepsilon_2 = \varepsilon_{ПВ} = \frac{Z_{ПВ} (T_l - T_{ф,0}) - (T_{зал} - T_l)}{(1 + Z_{ПВ}) \cdot (T_l - T_c) + (1 + \beta) \frac{\rho}{c}}, \quad (6)$$

Если при расчете по (6) получается $\varepsilon_{ПВ} > \varepsilon_0$, где ε_0 – относительное количество твёрдой фазы в потоке, при котором наступает нулевая жидкотекучесть (при $C = 0,1; 0,3; 0,5; 0,7\%$ соответственно $\varepsilon_0 = 0,5; 0,4; 0,3; 0,2$ [3]), то это означает, что металл через (ПУ) не потечёт.

В данном примере в начальный момент заполнения изложницы $T_{ПВ} = 1548,4 \text{ }^0\text{С}$.

Для определения $T_{ПВ}$ через интервал $\Delta\tau_u$ наполнения изложницы используем известное допущение: $R_{np} = X_\phi$, где X_ϕ – толщина слоя формы, участвующего в теплообмене между отливкой и формой при затвердевании отливки; R_{np} – приведённая толщина каналов (ПУ).

Физический смысл определения R_{np} заключается в расчете диаметра, например, шамотного канала $D_\kappa = 4R_{np}$, высота которого $H_\kappa = H_{ПВ}$, а поверхность охлаждения $S_\kappa = \pi D_\kappa H_{ПВ}$ находится в соответствии с равенством $\alpha_u S_\kappa = \sum \alpha_i S_i$ при том же самом расходе металла $q = \frac{V_{сл}}{\tau_{сл}} = \frac{V_\kappa}{\tau_{np}}$, где $\tau_{np} = \tau_\kappa$ – время течения металла по приведенному каналу. В этом случае:

$$R_{np} = \frac{\sum \alpha_i S_i}{\alpha_u \cdot 4\pi H_{ПВ}} = \frac{27,8}{840 \cdot 4\pi \cdot 0,1} = 0,0264 \text{ м}, \quad (7)$$

$$\tau_{np} = \frac{\pi D_\kappa \cdot H_{ПВ}}{4q} = \frac{\pi \cdot (4 \cdot 0,0264)^2 \cdot 0,1}{4 \cdot 2,178 \cdot 10^{-4}} = 4,0 \text{ с}. \quad (8)$$

Для получения интервала времени $\Delta\tau_u$ разобьём изложницу по высоте на количество участков n , равное $n = \frac{H_u}{H_z}$, где H_z – глубина проникновения струй.

Моделирование на воде показало, что при разливке через (ПУ) с пятью струями диаметром 7 мм $H_z = 5 \div 7$ см, а через (ПУ) с одной струей диаметром 15,5 мм $H_z = 15 \div 20$ см. Принимаем $H_{z(5)} = 5$ см, $H_{z(1)} = 15$ см.

Тогда $n = 6$, $\Delta\tau_u = \frac{16}{6} = 2,7$ с.

При течении металла по приведённому шамотному каналу $R_{np} = 0,0264$ м, температура которого $T_{\phi,0} = 20^\circ\text{C}$, передняя кромка потока за $\tau = 4$ с охладилась от $T_1 = 1580^\circ\text{C}$ до $T_2 = 1548,1^\circ\text{C}$.

Последующая порция металла в объёме ΔH_κ , выходя из канала через сколь угодно малое время заполнения изложницы $\Delta\tau'_u$, будет также двигаться по каналу в течение 4-х секунд, но уже по каналу, который прогревался передней кромкой потока в течение времени $\Delta\tau'_u$ при температурном напоре $T_1 - T_{\phi,0}$ в начале канала и $T_2 - T_{\phi,0}$ на выходе из канала, то есть при среднем температурном напоре $\frac{T_1 + T_2}{2} - T_{\phi,0}$.

При этом; $\Delta Q_{ПВ} = \Delta Q_{VK} = \frac{\alpha_u \cdot \tau_{np}}{R_{np}} = \frac{840 \cdot 4}{0,0264} = 1,27 \cdot 10^5 \text{ Дж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К});$

$Z_{ПВ} = Z_\kappa 0,0207; T_{ПВ} = T_\kappa = 1548,4^\circ\text{C}.$

Увеличение температуры формы ΔT_ϕ за время $\Delta\tau'_u$ можно определить из уравнения теплового баланса:

$$\alpha_{iu} \left(\frac{T_1 + T_2}{2} - T_{\phi,0} \right) \cdot \Delta \tau'_u = c_{iu} \gamma_{iu} X_{\phi} \cdot \Delta T_{\phi}. \quad (9)$$

Совместное решение уравнений (3) и (9) с помощью ЭВМ позволяет с высокой точностью для любого момента времени τ определить среднюю $T_{\phi(\tau)}$ и $T_{ПВ(\tau)}$ на выходе из (ПУ).

Для ручного счета через $\Delta \tau = 2,7$ с уравнения (3) и (9) после подстановки известных параметров можно привести к удобному для ручного счёта виду:

$$T_{\phi(i)} = T_{\phi(i-1)} + 0,043 \cdot \left(\frac{1580 + T_{ПВ(i-1)}}{2} - T_{ПВ(i-1)} \right) \quad (10)$$

$$T_{ПВ(i)} = \frac{1580 + 0,0207 \cdot T_{\phi(i)}}{1,027}. \quad (11)$$

Расчёт ведём для $i=1 \div 6$. При $i=1$; $T_{\phi(i-1)} = T_{\phi,0} = 20^{\circ}\text{C}$; $T_{ПВ(i-1)} = T_{ПВ(0)} = 1548,1^{\circ}\text{C}$ из (10) находим $T_{\phi 1} = 86,3^{\circ}\text{C}$, а из (11) определяем $T_{ПВ(1)} = 1549,7^{\circ}\text{C}$ и т.д.

Результаты расчёта сводим в таблицу 1.

На втором этапе заполнения изложницы происходит охлаждение металла в струях на воздухе. При этом происходит интенсивная циркуляция воздуха в изложнице, поэтому принимаем температуру воздуха в изложнице, равной $T_{\phi,0}$.

Первоначально определяем:

$$Z_{cmp(i)} = \frac{\alpha_s \cdot \pi D_{cmp} \cdot n \cdot H_{cmp(i)}}{c \gamma \cdot q} = 0,205 H_{cmp(i)} \quad (12)$$

где $H_{cmp(i)}$ – высота падения струи в начале i -того участка, м; затем рассчитываем температуру струи $T_{cmp(i)}$ по формуле:

$$T_{cmp(i)} = \frac{T_{ПВ(i)} + Z_{cmp(i)} \cdot 20}{1 + Z_{cmp(i)}}, \quad (13)$$

и если рассчитанное значение по (13) $T_{cmp(i)} < T_l$, то по формуле (14), аналогичной (6), определяем относительное количество твердой фазы, содержащееся в струях $\varepsilon_{cmp(i)}$:

$$\varepsilon_{cmp(i)} = \frac{1509,5 \cdot Z_{cmp(i)} + 1529,5 - T_{ПВ(i)}}{11 \cdot (1 + Z_{cmp(i)}) + 320}. \quad (14)$$

Если при расчёте по (14) получается отрицательное значение $\varepsilon_{cmp(i)}$ (например, на 5-ом горизонте), то это означает, что истинная температура металла $T_{cmp(i)} > T_l$, и её значение находим по (13).

Таблица 1 – Зависимость расчётных параметров от уровня металла в изложнице

Высота наполнения изложниц, мм	0	50	100	150	200	250	300
Номер горизонта	0	1	2	3	4	5	6
Средняя температура слоя X_{ϕ} промустройства T_{ϕ} , °С	20	86,3	149,8	210,7	269	324,8	378,2
Температура стали на выходе из (ПУ), $T_{пу}$, °С	1548,1	1549,7	1551	1552,2	1553,4	1554,5	1555,6
Высота падения струи, H_{cmp} , мм	320	270	220	170	120	70	20
Относительное количество твердой фазы ε_{cmp}	0,242	0,192	0,1405	0,09	0,04	–	–
Температура струи $T_{cmp(\varepsilon)}$	1526,8	1527,4	1528	1528,5	1529,1	1532,7	1549
Номер участка изложницы	–	1	2	3	4	5	6
Среднее содержание твердой фазы в струе $\varepsilon_{cmp.cp}$	–	0,217	0,166	0,115	0,065	0,015	0,0
Среднее содержание твердой фазы в изложнице ε_u	–	0,32	0,265	0,214	0,164	0,114	0,063
Температура стали в изложнице в момент окончания заполнения участка $T_{u(\varepsilon)}$	–	1526	1526,6	1527,2	1527,7	1528,2	1528,9

На третьем этапе заполнения изложницы происходит перемешивание металла на глубине прошивания струи H_z и интенсивное охлаждение металла у стенок изложницы.

Будем считать интенсивность охлаждения металла в изложнице на глубине H_z такой же, как если бы поднимающаяся кромка потока металла,

имеющая среднюю температуру $T_{cmp(i)cp} = \frac{T_{cmp(i-1)} + T_{cmp(i)}}{2}$, поднималась по из-

ложнице с приведённой толщиной канала R_u ($R_u = \frac{F_{cl}}{P_{cl}} = 0,0264$ м, где F_{cl} , P_{cl} –

площадь и периметр слитка в среднем сечении), в течение времени $\frac{\Delta\tau_u}{2}$; и

при этом охлаждалась бы до температуры, равной средней температуре металла на i -ом участке изложницы $T_{u(i)}$ к моменту окончания его заполнения.

Для определения $T_{u(i)}$ на третьем этапе заполнения изложницы предварительно определяем среднюю температуру струи металла на i -ом участке $T_{cmp(i)cp}$ и среднее содержание твердой фазы в жидком металле $\varepsilon_{cmp(i)cp}$. Например, при заполнении 5-го участка в нижнем сечении в струе содержится $\varepsilon_{cmp(4)} = 0,04$ (4 % твердой фазы), а её истинная температура, определенная по

(5), равна $T_{(0,04)} = 1529,1^{\circ}\text{C}$, а в верхнем сечении температура струи $T_{cmp(5)} = 1532,7^{\circ}\text{C}$, которая выше T_n .

Для определения среднего значения температуры струи на 5-ом участке $T_{cmp(5)cp}$ по формуле (4) предварительно находим «условную» температуру $T_{(0,04)y} = 1529,5 - 0,04 \cdot 320 = 1516,7^{\circ}\text{C}$ и затем определяем среднюю «условную» температуру на 5-ом участке $T_{cmp(5)cp.y} = \frac{1516,7 + 1532,7}{2} = 1524,7^{\circ}\text{C}$, которая меньше T_n и значит, что это – «условная» температура. Тогда из (4) определяем значение $\varepsilon_{cmp(5)cp}$, соответствующее «условной» температуре $T_{cmp(5)cp.y}$ и которое равно $\varepsilon_{cmp(5)cp} = \frac{T_n - T_{cmp(5)cp.y}}{320} = \frac{1529,5 - 1524,7}{320} = 0,015$

После определения средних значений $\varepsilon_{cmp(i)cp}$ и $T_{cmp(i)cp}$ находим :

$$Z_u = \frac{\alpha_u \cdot \frac{\Delta\tau_i}{2}}{c\gamma \cdot R_u} = \frac{2500 \cdot \frac{2,7}{2}}{876 \cdot 7000 \cdot 0,026} = 0,021. \quad (15)$$

Подставляя в (1) в числитель «условные» значения T_{1y} и T_{2y} , а в знаменатель истинное значение $T_{2(e)}$, получим уравнение:

$$\varepsilon_{u(i)} = \frac{\varepsilon_{cmp(i)cp} \cdot (1 + \beta) \cdot \frac{\rho}{c} + Z_u \cdot (T_n - T_{\phi,0})}{Z_u \cdot (T_n - T_c) + (1 + \beta) \cdot \frac{\rho}{c}}, \quad (16)$$

которое после подстановки известных параметров запишется в виде:

$$\varepsilon_{u(i)} = \frac{320 \cdot \varepsilon_{cmp(i)cp} + 31,7}{320,2}. \quad (17)$$

Результаты расчета $\varepsilon_{u(i)}$ представлены во 2-ой снизу строке таблицы.

Если на i -ом участке изложницы (например, на 6-ом) средняя температура струи металла выше температуры ликвидуса, то $\varepsilon_{u(i)}$ определяется по формуле, аналогичной (14) при $Z_{u(i)} = 0,021$:

$$\varepsilon_{u(i)} = \frac{31,7 + 1529,5 - T_{cmp(i)cp}}{320,2}, \quad (18)$$

и если $\varepsilon_{u(i)}$, рассчитанная по (18), имеет знак минус, то $T_{u(i)}$ определяется по формуле:

$$T_{u(i)} = \frac{T_{cmp(i)cp} + Z_u \cdot T_{\phi,0}}{1 + Z_u}. \quad (19)$$

На 4-ом этапе заполнения изложницы вслед за подъёмом уровня глыбины прошивания струи начинается рост корочки затвердевшего металла на стенках изложницы.

Если к этому моменту времени мысленно раздвинуть содержащуюся внутри жидкого объёма твердую фазу, то площадь столба жидкого металла на

i -ом участке изложницы будет равна $F_{ж(i)} = F_{0(i)}\sqrt{1-\varepsilon_{u(i)}}$, где $\varepsilon_{u(i)}$ – содержание твердой фазы на i -ом участке к моменту начала роста корочки.

К моменту окончания заполнения изложницы квадратного сечения толщина столба жидкого металла на i -ом участке будет равна:

$$\delta_{ж(i)} = \delta_{0(i)}\sqrt{1-\varepsilon_{u(i)}} - 2K\sqrt{(n-i)\cdot\Delta\tau_u}, \quad (20)$$

где $\delta_{0(i)}$ – начальная толщина отливки (слитка) на i -ом участке; K – коэффициент затвердевания, принимаемый $K = 2,7$ см/мин^{1/2}; n – число участков по высоте изложницы.

Подставляя найденные значения в (20), получим для нижней части изложницы $\delta_{ж(1)} = \delta_{ж.н} = 10,8 \cdot \sqrt{1-0,32} - 2 \cdot 2,7 \sqrt{5 \cdot \frac{2,7}{60}} = 8,89 - 2 \cdot 1,27 = 6,35$ см, а для верхней части изложницы $\delta_{ж(6)} = \delta_{ж.в} = 10,4 \cdot \sqrt{1-0,063} = 10,07$ см.

Конусность столба жидкого металла в изложнице на высоте 25 см составляет $k_{жс} = \frac{100,7}{63} = 1,6$, а требуемая по расчёту по [1] при $\delta_n = 6,35$ см и $C = 15$ см $k_{мп} = (1,26 - 0,02 \cdot 6,35)^{\frac{25}{15}} = 1,23$. Следовательно, в изложнице созданы условия для вывода усадочной раковины в верхнюю (шестую) часть отливки.

При заливке через промустройство с одной струей диаметром 15,5 мм ($k_{мп} = 1,215$; $k_{жс} = \frac{87,2}{68} = 1,28$) условия для вывода усадочной раковины имеются только в нижней половине изложницы.

Полученные результаты расчета хорошо согласуются с глубиной расположения усадочной раковины на слитках (рисунок 1).

ВЫВОД

Представлена методика расчёта охлаждения металла в струях, обеспечивающего поступление стали в изложницу с заданным количеством твёрдой фазы, не превышающим нулевую жидкотекучесть, что позволяет создать условия направленного затвердевания слитка при заливке сверху в расширенные книзу изложницы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Таран Н.И., Климов В.Я., Антонов В.П., Швидков Н.И. Расчёт конусности отливок, обеспечивающей минимальную глубину залегания усадочной раковины. – Вестник Горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии: Сб. науч. трудов. – Москва – Новокузнецк: 2010. – Вып. 26, – с. 54-57.
2. Таран Н.И., Климов В.Я., Антонов В.П. и др. Определение величины охлаждения металла в струях при разливе стальных отливок и слитков через воронки с литниковой системой. – Известия вузов. Ч.М. 1975, №4, с.133-136.
3. Таран Н.И., Крестьянов В.И., Климов В.Я., Антонов В.П. О расчете жидкотекучести металлов и сплавов. – Известия вузов. Ч.М. 1999, №12, с.52-61.

В.Н. Кадыков, Ю.А. Мартьянов, А.А. Уманский

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

ВЛИЯНИЕ КАЛИБРОВКИ ПРОКАТНЫХ ВАЛКОВ НА ВЫРАБОТКУ ПОВЕРХНОСТНЫХ ДЕФЕКТОВ ЗАГОТОВОК

В условиях непрерывного мелкосортного стана 250-2 ОАО «ЗСМК» проведены исследования влияния калибровки валков на выработку поверхностных дефектов в процессе прокатки. Установлено, что использование системы калибров «овал-ребровой овал» позволяет увеличить выработку поверхностных дефектов по сравнению с прокаткой в шестигранных и ящичных калибрах, что объясняется более равномерным распределением деформаций по ширине полосы при прокатке. Также получены данные о неравномерной выработке поверхностных дефектов в зависимости от их расположения на заготовке.

In the continuous bar-rolling mill 250-2 of «ZSMK» it was made the research of rolling calibers form and size influence on the quality conditions of billets. It was determined that with the help of new rolling calibers the sizes of external defects of billets decreased more insensitively. Beside this fact it was determined that intensity of decreasing sizes of external defects depends on their location on the billet surface.

Несмотря на значительное количество исследований, направленных на улучшение качества поверхности проката за счет совершенствования формы и размеров калибров, можно констатировать отсутствие среди различных авторов единого мнения по вопросу выбора оптимальной калибровки. Так в работе [1] дается рекомендация использовать калибры с чередованием кантовок на 45° и на 90° , по результатам исследования [2] рекомендуется использовать пару калибров «ромб-квадрат». Г.С. Уткин [3] приводит данные об увеличении выработки поверхностных дефектов при переходе от прокатки в ящичных калибрах на прокатку в четырехвалковых калибрах по схеме «квадрат-восьмигранник-квадрат». В.Н. Асановым [4] показано, что при переводе непрерывного стана 340/160 на прокатку по системе «круг-гладкая бочка» с ранее использовавшейся вытяжной системы «овал-круг» достигнуто улучшение качества поверхности готового проката. Противоречивые результаты исследований влияния калибровки валков на качество поверхности проката в значительной степени объясняются сложной зависимостью интенсивности выработки дефектов от геометрических и деформационных характеристик деформации. Таким образом, исследования в данном направлении продолжают оставаться актуальными.

В условиях мелкосортного стана 250-2 ОАО «ЗСМК» проведены исследования по влиянию калибровки валков на выработку поверхностных дефектов в процессе прокатки круглых профилей. Методика проведения исследований заключалась в следующем: на поверхность исходных заготовок искусственно наносились дефекты в виде продольных трещин (размерами глубина – 5 мм, ширина – 2 мм, длина 1000 мм). Схема расположения дефектов (рисунок 1) выбрана из условия получения максимального количества информации об особенностях изменения размеров дефектов в зависимости от их местоположения в калибрах. Заготовки с искусственно нанесенными дефектами прокатывались на круглые профили диаметром 25 мм по двум различным калибровкам: существующей и усовершенствованной (рисунок 2). При этом отличительными особенностями новой калибровки явились: замена ящичного и шестигранного калибров клетей №5 и №6 на ребровой овальный и овальный калибры соответственно, а также изменение формы и размеров ребрового овального калибра клетки №7. В процессе прокатки проводили отбор проб от недокатов после клетки №7 для определения размеров дефектов после прокатки в черновой группе клетей.

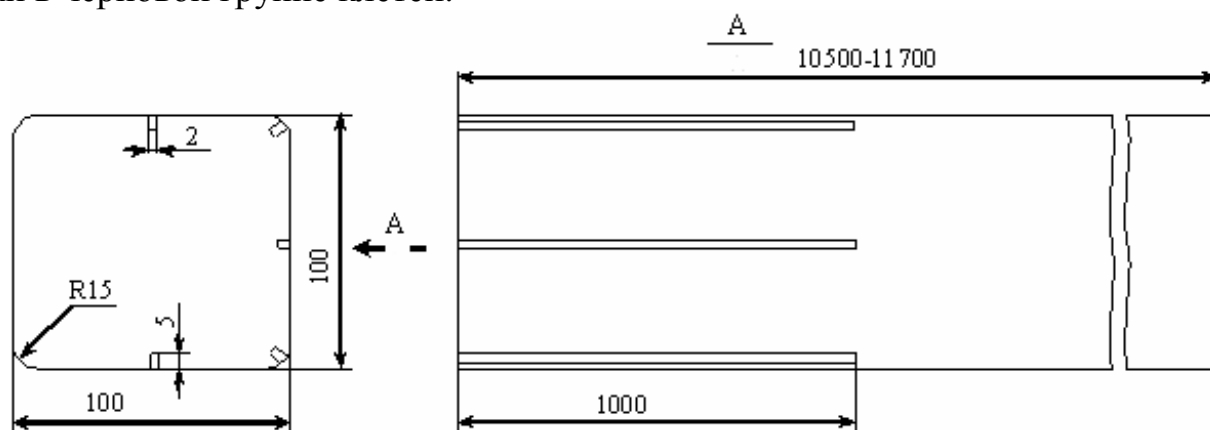


Рисунок 1 – Схема нанесения искусственных дефектов на заготовки

В качестве критериев, характеризующих изменение размеров дефектов, выбрали степень выработки дефектов по глубине и длине, определяемые, как:

$$B_H = \frac{H_1}{H_0} \text{ и } B_L = \frac{L_1}{L_0},$$

где H_0 и H_1 – глубина дефектов на исходных заготовках и после прокатки; L_0 и L_1 – длина дефектов на исходных заготовках и после прокатки.

Размеры дефектов, как на исходных заготовках, так и на недокатах оценивалась путем металлографического исследования отобранных проб.

Полученные после обработки результатов экспериментов данные свидетельствуют, что независимо от используемой калибровки нанесенные на ребра заготовок дефекты вырабатываются в 1,06 более интенсивно, чем дефекты на гранях заготовок (рисунок 3).

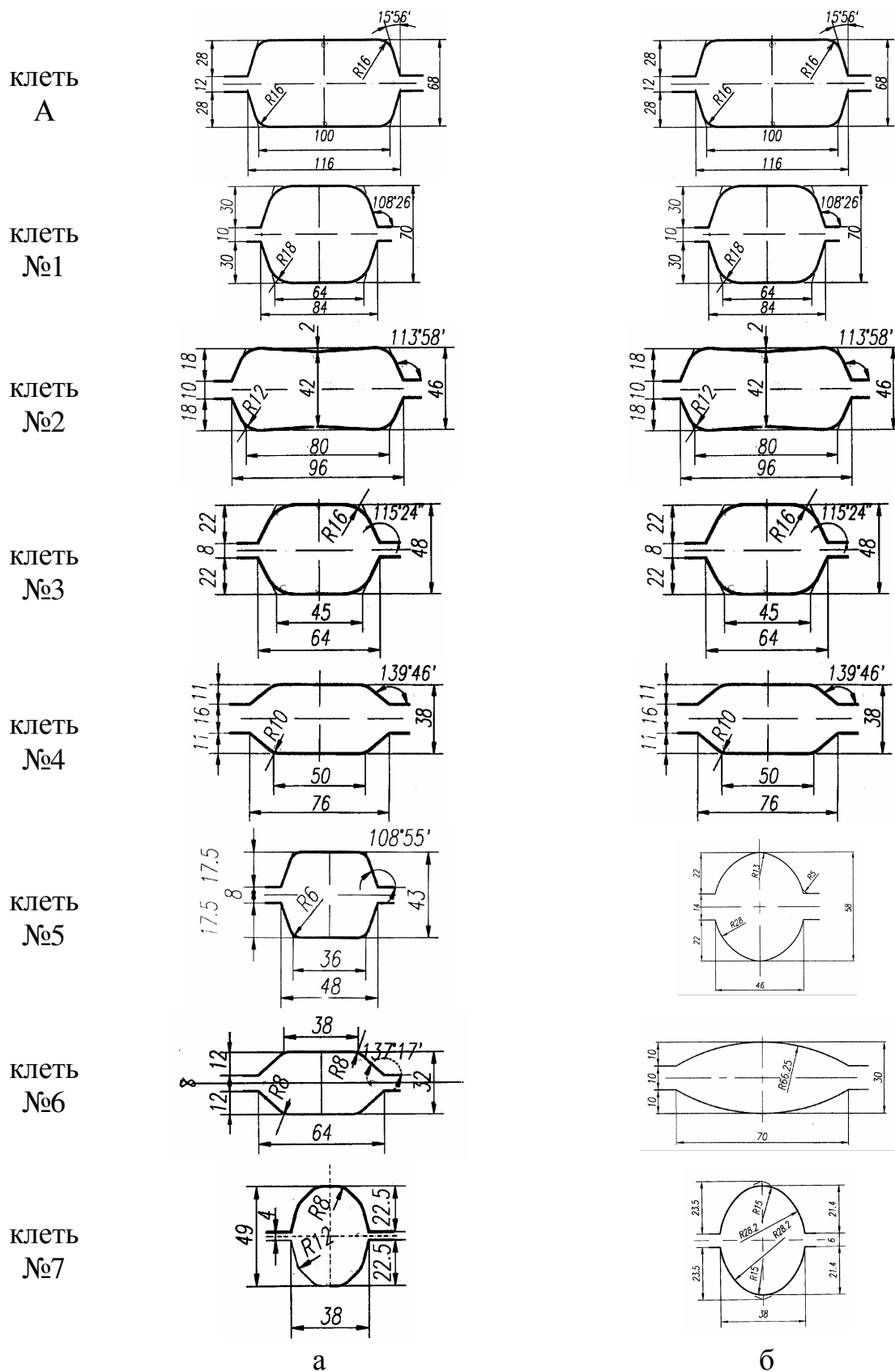


Рисунок 2 – Калибровка валков черновой группы клетей мелкосортного стана 250-2
 а – существующая; б - усовершенствованная

Неравномерность выработки дефектов в зависимости от их расположения объясняется особенностями течения металла при заполнении калибров в процессе деформации. Так заполнение свободных боковых зон калибров происходит за счет тангенциального смещения поверхностных слоев раската прилегающих к боковым граням участков (рисунок 4). В результате происходит значительное уменьшение толщины поверхностных слоев в указанных зонах и, как следствие, интенсивная выработка расположенных на ребрах заготовок дефектов. В центральной части калибра при обжатии металл получает только вертикальное смещение, вследствие чего толщина поверхностных слоев раската в осевой зоне уменьшается незначительно и дефекты расположенные по центру верхней и нижней граней вырабатываются менее интенсивно. Особый случай представляет изменение глубины дефектов в разьеме калибров, куда расположенные по центру граней заготовок дефекты попадают после кантовки на 90^0 . Из-за смещения поверхностных слоев раската в разьем калибра при обжатии полосы дефекты в этой зоне калибра практически не вырабатываются, а в ряде случаев глубина дефектов может даже увеличиваться.

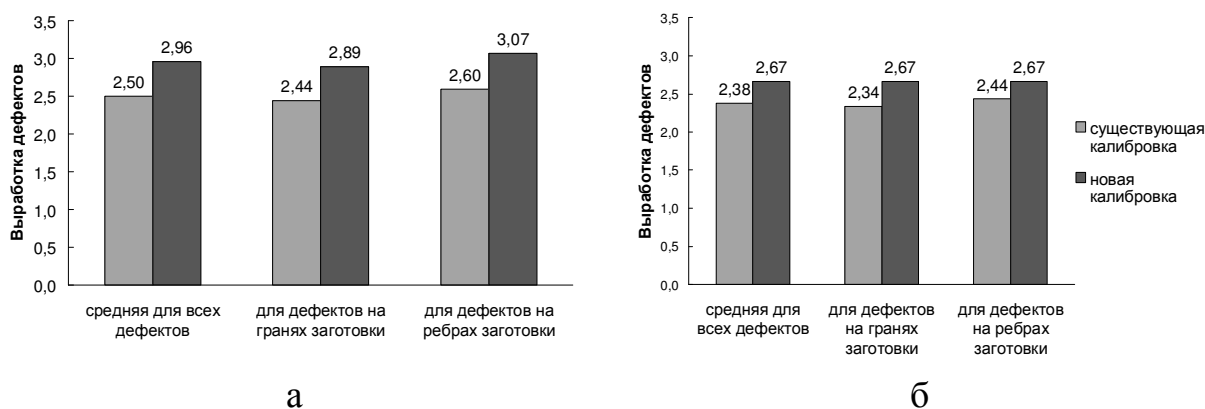


Рисунок 3 – Интенсивность выработки дефектов при использовании различных калибровок
а – по глубине; б – по длине.

Следует отметить, что полученная картина более интенсивной выработки расположенных на ребрах заготовок дефектов качественно совпадает с данными других исследований [1, 5], однако при этом разница в степени выработки в зависимости от их расположения выражена в гораздо меньшей степени. Так, например Ю.В. Зильберг [1] приводит данные о том, что расположенные на ребрах заготовок дефекты вырабатываются в 5-6 раз интенсивнее дефектов, расположенных на гранях. В то же время по полученным данным разница составляет только 1,06 раза.

Касательно влияния изменений, внесенных в калибровку валков черновой группы клетей, можно отметить, что использование новой калибровки оказало положительное влияние на интенсификацию выработки поверхностных дефектов в процессе прокатки (рисунок 3). Так степень выработки по глубине в среднем для всех дефектов увеличилась в 1,18 раза (с 2,50 до 2,96),

по длине – в 1,12 раза (с 2,38 до 2,67). При этом новые калибры позволили увеличить интенсивность выработки дефектов независимо от их расположения. Так степень выработки дефектов на гранях заготовок увеличилась: по глубине – в 1,18 раза (с 2,44 до 2,89), по длине – в 1,14 раза (с 2,34 до 2,67). Интенсивность выработки расположенных на ребрах заготовок дефектов возросла: по глубине – в 1,18 раза (с 2,60 до 3,07), по длине – в 1,09 раза (с 2,44 до 2,67).

Отмеченное увеличение выкатываемости дефектов при использовании новой калибровки является следствием снижения неравномерности деформаций по ширине раската, за счет чего достигнуто уменьшение величины растягивающих напряжений. При этом повышение равномерности распределения деформаций по ширине раската характерно для всех клеток с измененной калибровкой.

Таким образом, по результатам проведенных исследований установлено следующее:

1. Выработка поверхностных дефектов в процессе прокатки в значительной степени определяется местом расположения дефектов на исходных заготовках: дефекты на ребрах заготовок вырабатываются интенсивнее по отношению к дефектам на гранях. Данный факт объясняется особенностями течения металла при заполнении калибров в процессе прокатки.

2. Использование системы калибров «овал-ребровой овал» позволяет увеличить выработку поверхностных дефектов по сравнению с прокаткой в шестигранных и ящичных калибрах, что объясняется более равномерным распределением деформаций по ширине полосы при прокатке.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Зильберг Ю.В. Формоизменение поверхностных дефектов при прокатке в простых калибрах / Ю.В. Зильберг, С.В. Ревякин // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 1996. – №8 – С. 23-25.

2. Зильберг Ю.В. Изменение поверхностных дефектов при прокатке трубной заготовки из коррозионностойкой стали / Ю.В. Зильберг [и др.] // *Сталь*. – 1991. – №10. – С. 33-36.

3. Уткин Г.С. Интенсификация выработки поверхностных дефектов при производстве заготовок / Г.С. Уткин [и др.] // *Производство проката*. – 2004. – №4. – С. 18-22.

4. Асанов В.Н. Совершенствование калибровки валков для прокатки круглых и арматурных профилей / В.Н. Асанов [и др.] // *Сталь*. – 2008. – №11. – С. 90-91.

5. Егоров В.Д. Выкатываемость дефектов при прокатке крупносортовой стали / Ю.В. Зильберг [и др.] // *Сталь*. – 1995. – №1. – С. 32-34.

М.В. Филиппова, А.В. Бахаев, В.Н. Перетяtko

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

МОДЕЛИРОВАНИЕ БЕЗОБЛОЙНОЙ ШТАМПОВКИ

В статье представлены результаты компьютерного моделирования штамповки из шаровой и цилиндрической заготовки. Шаровую заготовку можно использовать для штамповки осесимметричных поковок в закрытых штампах.

In the article outcomes of computer simulation stamping of metals from spherical and cylindrical blanks. A spherical blank may be used for the stamping of axisymmetric forgings in a closed die.

В кузнечном производстве наиболее распространен метод штамповки заготовок в открытых штампах, при этом часть металла вытекает в заусенец (облой). Потери металла, связанные с обрезкой облоя составляют 20-25 %.[1]

Способ безоблойной штамповки наиболее прогрессивен и экономичен. Безоблойная штамповка металла в закрытых штампах позволяет получать точную поковку с минимальными припусками для последующей механической обработкой. Одним из основных условий безоблойной штамповке заключается в том, что объем исходной заготовки должен быть равен объему готовой поковки. При штамповке из цилиндрической заготовки, получаемой резкой прокатанных штанг, требования равенства объемов исходной заготовки и штампованной поковки практически не выполнимы в связи с допусками на исходный прокат и малой точностью оборудования, применяемого для резки заготовок. Для точного разделения проката на мерные заготовки требуется дополнительное оборудование или штампы более сложной конструкции.

Одним из перспективных направлений получения точной заготовки является горячая прокатка прутка на шаропрокатном стане. [2]

Рассмотрим результаты моделирования штамповки осесимметричной поковки (колеса) из цилиндрической заготовки, которые получены точной резкой, и шаровой заготовки, полученной после прокатки на шаропрокатном стане. Компьютерное моделирование позволяет изучить процесс заполнения металлом гравюры штампа, величину деформации и места возможного образования дефектов при штамповке.

Компьютерное моделирование проводили, используя метод конечных элементов. В качестве заготовок применяли цилиндрическую заготовку высотой 60 мм и диаметром 49 мм, а также шаровую заготовку диаметром 60 мм. Исходные заготовки имели одинаковый объем. [3]

На рисунке 1 (левая колонка, а, б, в) приведено формоизменение металла при изготовлении поковки «колесо» из цилиндрической заготовки со степенью деформации по ступице 17 %, 34 % и 57 % соответственно и на рисунке 1 (правая половина, правой колонки, ж,з,и) из шаровой заготовки со степенью деформации 5 %, 27 % и 57 %.

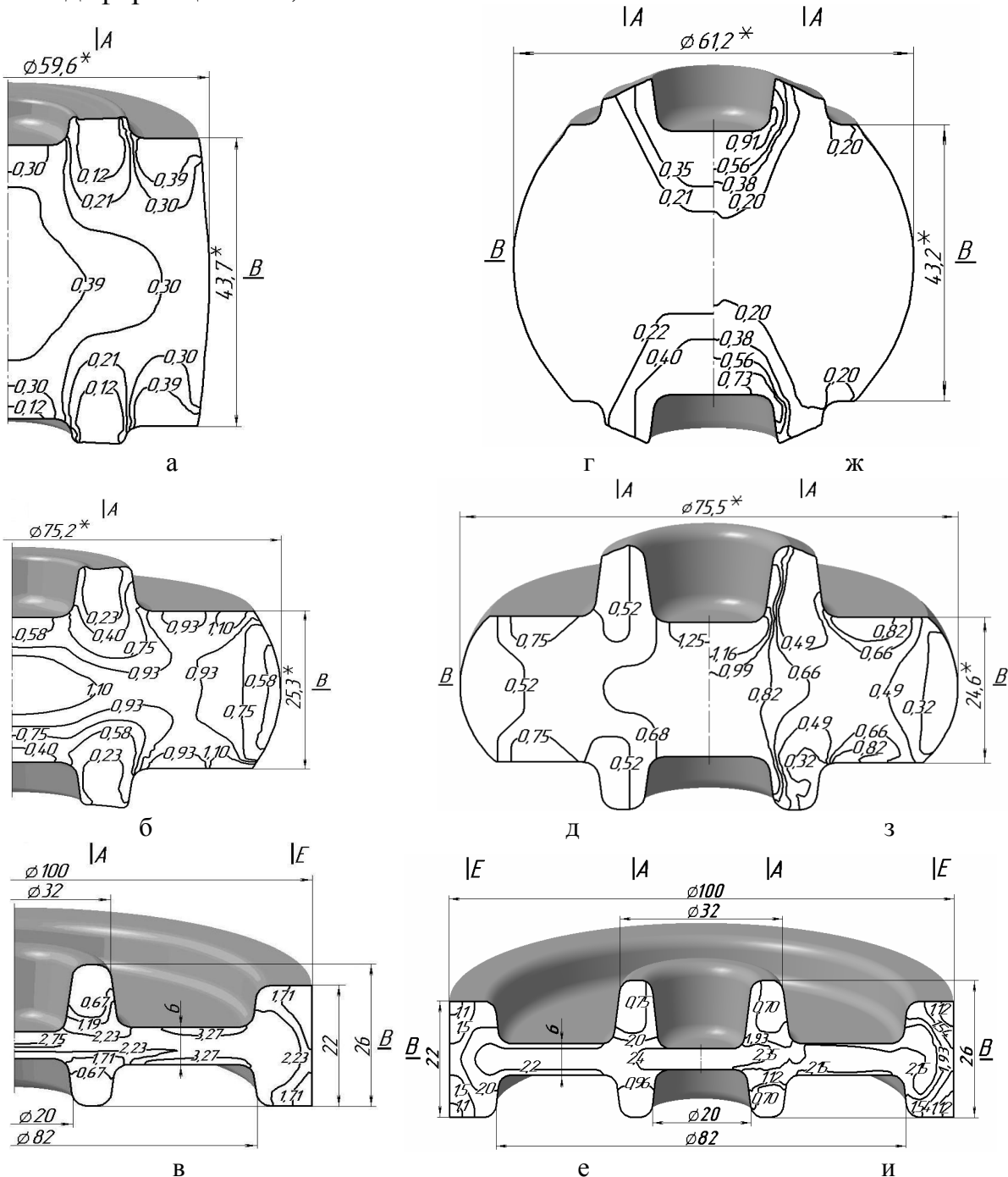


Рисунок 1 – Распределение интенсивности деформаций ϵ_i в осевой плоскости сечения колеса.

Как видно из рисунков, формоизменение металла при штамповке из шаровой заготовки осуществляется без острых углов и более плавно.

Распределение интенсивности деформаций ($\varepsilon_i = \frac{2}{\sqrt{3}} \sqrt{\varepsilon_1^2 + \varepsilon_2^2 + \varepsilon_1 \varepsilon_2}$) в осевой плоскости для исследованного изделия приведены на рисунке 1 в виде изоскляр – линий равной интенсивности деформаций.

При штамповке колеса из цилиндрической заготовки интенсивность деформаций по всем частям поковки, представленной на рисунке 1 (а, б, в) распределяется неравномерно, с увеличением степени деформации по ступице интенсивность деформаций во всех частях поковки возрастает.

В готовой поковке при степени деформации по ступице $\varepsilon = 57\%$ (рисунок 1, в) наименьшей деформации подвержены поверхностные слои ступицы. Наибольшей деформации подвержены центральные горизонтальные слои колеса.

При штамповке колеса из шаровой заготовки интенсивность деформаций по всем частям поковки, представленной на рисунке 1 (ж, з, и) распределяется неравномерно, с увеличением степени деформации по ступице интенсивность деформаций во всех частях поковки возрастает.

В готовой поковке (рисунок 1, и) наименьшей деформации подвержены поверхностные слои ступицы. Наибольшей деформации подвержены центральные горизонтальные слои поковки.

По результатам компьютерного моделирования построены графики распределения интенсивности деформаций в различных сечениях поковки. Сплошными линиями на рисунке 2 показаны величины интенсивности деформаций при штамповке из шаровой заготовки диаметром 60 мм, пунктирными линиями – интенсивности деформаций при штамповке из цилиндрической заготовки высотой 60 мм и диаметром 49 мм и сплошными линиями с точками – интенсивности деформаций по результатам экспериментальных данных по штамповке поковки «колесо» из шаровой заготовки диаметром 60 мм в вертикальных сечениях А, и Е.

В готовом колесе при исследовании сечения А интенсивность деформаций возрастает по направлению от ступицы $\varepsilon_i = 0,39$ к центральным слоям колеса $\varepsilon_i = 2,36$ и затем снижается в области противоположной ступицы до $\varepsilon_i = 0,36$.

В сечение Е интенсивность деформаций сначала увеличивается по направлению от поверхности $\varepsilon_i = 1,36$ к центральным слоям венечной области колеса $\varepsilon_i = 2,22$, а затем уменьшается в направлении противоположной поверхности венца $\varepsilon_i = 1,32$.

В горизонтальном сечении колеса В (рисунок 3) наблюдается уменьшение интенсивности деформаций по направлению от осевой области $\varepsilon_i = 2,74$ к боковой поверхности поковки $\varepsilon_i = 1,67$.

В таблицах 1 и 2 приведены значения максимальной величины интенсивности деформаций при штамповке из цилиндрической и шаровой заготовки.

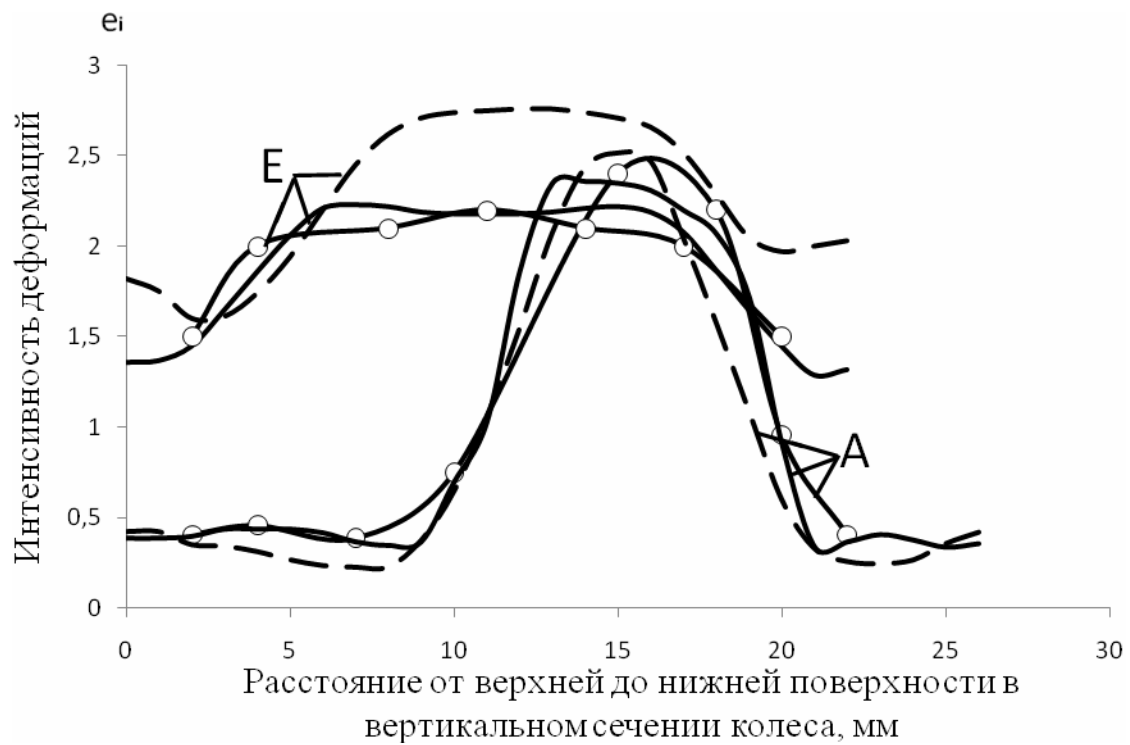


Рисунок 2 – Изменение интенсивности деформаций в вертикальных сечениях поковки

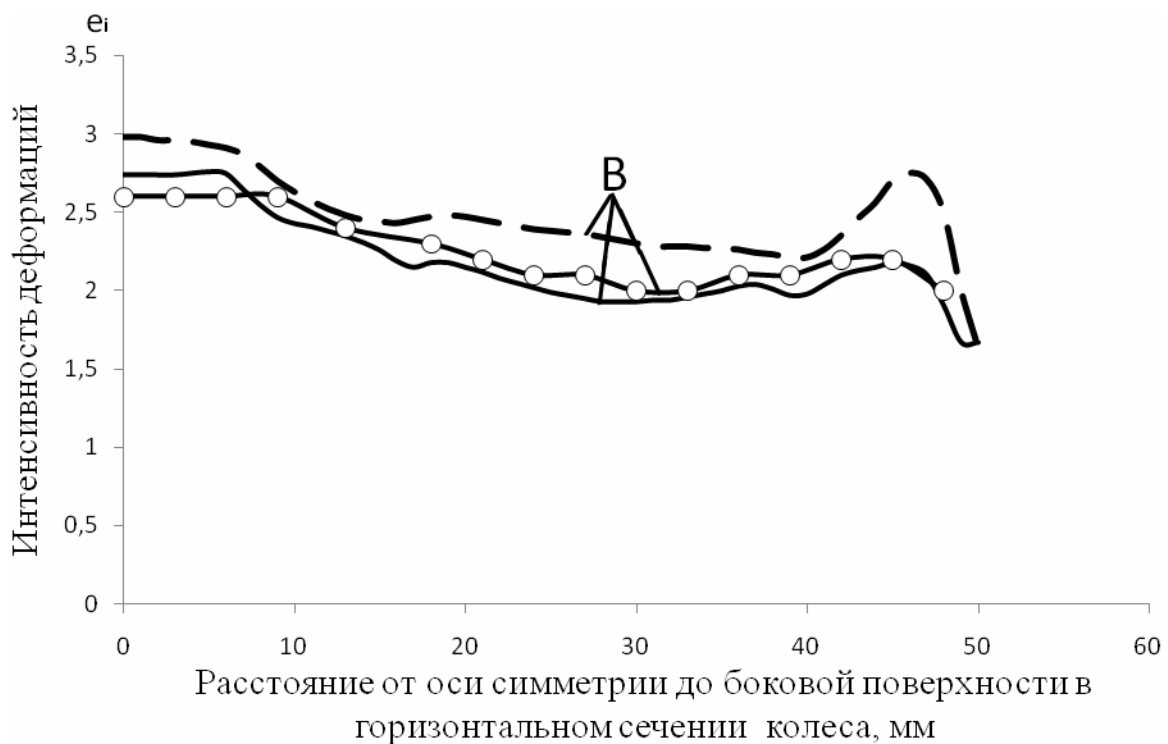


Рисунок 3 – Изменения интенсивности деформаций ϵ_i в штампованной поковке «колесо» в горизонтальном сечении

Таблица 1 – Значение максимальной интенсивности деформаций при штамповке «колеса» из цилиндрической заготовки высотой 60 мм диаметром 49 мм

Степень деформации по ступице ϵ , %	Максимальная величина интенсивности деформаций в сечении (компьютерное моделирование)		
	А	В	Е
17	0,37	0,43	0,39
34	1,07	1,27	0,93
57	2,51	2,98	2,76

Таблица 2 – Значение максимальной интенсивности деформаций ϵ_i при штамповке «колеса» из шаровой заготовки диаметром 60 мм.

Степень деформации по ступице ϵ , %	Максимальная величина интенсивности деформаций ϵ_i в сечении					
	Компьютерное моделирование			Эксперимент		
	А	В	Е	А	В	Е
5	0,23	0,16		0,22	0,13	
27	0,70	0,93	0,49	0,68	0,9	0,45
57	2,36	2,74	2,23	2,4	2,6	2,2

Как видно из таблиц, с увеличением степени деформации по ступице величина максимальной интенсивности деформаций возрастает. Особенно следует отметить, что при штамповке из цилиндрической заготовки максимальная величина интенсивности деформаций выше, чем при штамповке из шаровой заготовки. Так абсолютное значение максимальной величины интенсивности деформаций при штамповке из цилиндрической заготовки - 2,98, тогда как при штамповке из шаровой заготовки только 2,74.

Для проверки адекватности компьютерного моделирования экспериментально исследовали деформированное состояние поковки при штамповке ее из шара, используя методику определения интенсивности деформаций по распределению твердости в пластически деформированном металле. Для этого провели осадку цилиндрических алюминиевых образцов диаметром 30 мм и высотой 45 мм. На различных стадиях деформации измеряли твердость и строили тарировочный график «твердость – интенсивность деформаций». Согласно «единой кривой течения» при пластической деформации твердость образца в какой-либо точке пропорциональна интенсивности деформаций в этой точке.

Затем штамповали из алюминия той же партии поковку из шаровой или цилиндрической заготовки, разрезали по диаметральной плоскости и измеряли

ли твердость в узловых точках на осевой плоскости разрезанного образца. По тарировочному графику находили значения интенсивности деформаций в этих узловых точках. Соединяя точки равных значений интенсивности деформаций получаем кривые, приведенные на рисунке 1г,д,е - (левая часть рисунка от осевой линии).

Сравнивая левые и правые части рисунка 1 (правая колонка), можно отметить, что результаты компьютерного моделирования по распределению интенсивности деформаций при штамповке из шаровой заготовки хорошо совпадают с результатами экспериментальных исследований. Сравнение опытных данных по штамповки из шаровой заготовки с результатами компьютерного моделирования штамповки шара показал, надежность компьютерного моделирования для решения задач обработки металлов давлением. При этом погрешности результатов не превышали 10%, Интенсивность деформаций в диаметральном сечении поковки при штамповке из шаровой заготовки ниже, чем при штамповки из цилиндрической заготовки.

Выводы. При штамповке поковки типа «колесо» в закрытых штампах в качестве заготовки рекомендуется использовать шаровую заготовку. При штамповке из шаровой заготовки наблюдается хорошее заполнение штампа без зажимов и трещин. Определение энергосиловых параметров процесса штамповки установило, что при использовании шаровой заготовки усилие штамповки меньше, чем при использовании цилиндрической заготовки. Компьютерное моделирование обеспечивает необходимую точность расчетов и может быть использовано для решения технологических задач обработки металлов давлением.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Семенов Е.Н. Ковка и объемная штамповка. – М.: Высшая школа, 1972. – 352 С.
2. Перетяцько В.Н. Штамповка осесимметричных поковок / В.Н. Перетяцько, А.В. Бахаев, С.А.Вахмен, М.В. Филиппова М.В. // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2008. – № 12. – С.30 – 32.
3. Перетяцько В.Н. Моделирование штамповки осесимметричных поковок / В.Н. Перетяцько, А.В. Бахаев, М.В. Филиппова // Изв. вуз. Черная металлургия. – 2010. – № 4. – С.27 – 29.

УДК 621.77

М.В. Филиппова, В.Н. Перетяцько, А.С. Климов

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

УСИЛИЯ ПРИ ПРОКАТКЕ ШАРОВ

В статье представлены результаты экспериментальных исследований по определению усилия на шаропрокатном стане. Установлено, что мощности стана достаточно для того, чтобы прокатать шары диаметром до 100мм.

In this article experimental results of force determination on the ball-rolling mill are presented. It has been found out that the capacity of the mill is enough to roll the balls of 100 mm in diameter.

Для прокатки мелющих шаров и шаровой заготовки на НКМК установлен шаропрокатный стан 40-80, который имеет следующие основные характеристики [1]:

Максимальный диаметр прокатываемых шаров, мм	80
Скорость вращения валков, об/мин	30-100
Давление металла на валки, кН	690
Крутящий момент на валке, кН·М	470

Нагрев прутков перед прокаткой производится от температуры 1000-1050°С в проходной секционной печи. Затем нагретая заготовка поступает в шаропрокатный стан, где винтовые реборды валков формируют шаровую заготовку и подрезают перемышку между шарами. Шары для мельниц по выходе из валков скатываются по желобу в бассейн с водой, где они интенсивно охлаждаются и закаливаются. После закалки шары с температурой поверхности 200-300°С направляют в бункер большой емкости, где происходит самоотпуск закаленных шаров. Шары для последующей штамповки после прокатки охлаждаются на воздухе.

В процессе реконструкции производства шаров появилась необходимость прокатки шаров в диаметре до 100 мм.

Для изучения возможностей прокатки шаров большого диаметра была проведена исследовательская работа по определению усилий прокатки шаров диаметром 93 мм на шаропрокатном стане. Калибровка для прокатки исследуемого шара – однозаходная.

Для замера силовых параметров прокатки использовали месдозы, которые устанавливали под нажимные винты прокатного стана. После усиления сигналы от месдоз записывали на пленке осциллографа.

Осциллограмма усилий прокатки представлена на рисунке 1 и представляет собой пилообразные кривые изменения усилия прокатки. При каждом полном обороте вала изменение усилия на осциллограмме имеет два максимума.

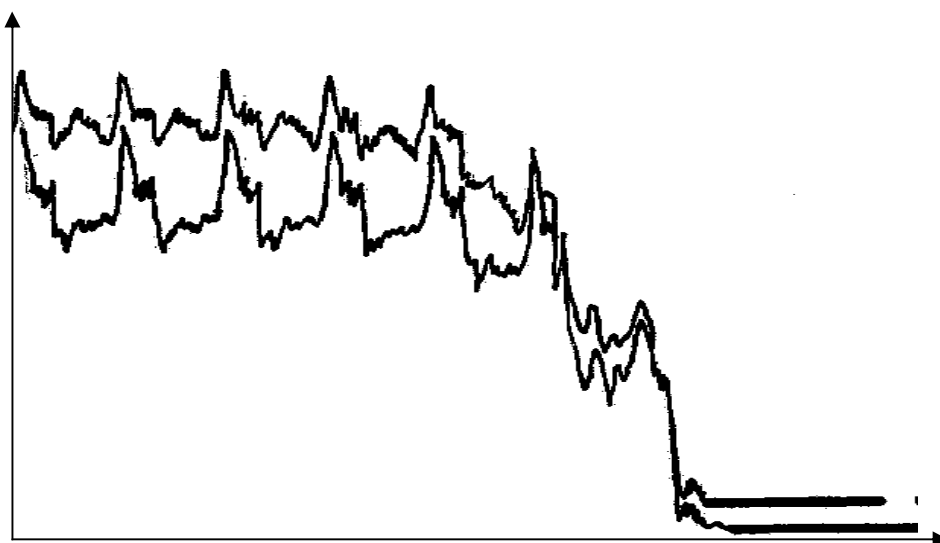


Рисунок 1 – Осциллограмма усилий при прокатке шаров

При вращении валков с начала внедрения реборды вала в металл происходит увеличение усилия до угла поворота 240°C , далее происходит отделение предыдущего шара от штанги и резкое уменьшение усилия. После чего при повороте вала на 285°C шар калибруется с небольшим увеличением усилия и при дальнейшем повороте вала на 360°C шар выходит из валков с незначительным уменьшением усилия.

Далее цикл прокатки повторяется с изменением усилия за каждый оборот вала и выбросом одного шара.

Для анализа влияния температуры и скорости на усилие прокатки были проведены экспериментальные исследования на шаропрокатном стане. При проведении исследований использовали метод планирования экспериментов [2].

В качестве факторов (независимых переменных) выбрали:

X1 – температура прокатки, $^\circ\text{C}$;

X2 – скорость прокатки, об/мин.

Локальная область определения факторов устанавливали исходя из производственных условий. Варьирование факторов проводили на двух уровнях. Величина варьирования факторов и их значения в натуральном масштабе на основном верхнем и нижнем уровнях приведены в таблице 1.

При двухфакторном эксперименте необходимо провести 4 опыта. После реализации опытов можно построить следующую линейную модель

$$Y = \epsilon_0 + \sum_{i=1}^2 \epsilon_i X_i \quad (1)$$

Таблица 1 – Планирование эксперимента при определении усилий прокатки

Факторы	Температура прокатки, °С	Скорость прокатки, об/мин
Основной уровень, X_i	975	55
Интервал варьирования, Δx	75	25
Верхний уровень, $X_i=+1$	1050	80
Нижний уровень, $X_i=-1$	900	30

План эксперимента в кодовом и натуральном масштабе, а также результаты экспериментов приведены в таблице 2. Каждый опыт проводили 3 раза. Средние значения из 3 опытов приведены в последнем столбце таблицы 2.

Таблица 2 – План и результаты экспериментов

Номер опыта	Кодовый масштаб			X_1X_2	Натуральный масштаб		Среднее усилие прокатки, У
	X_0	X_1	X_2		x_1	x_2	
1	+	+	+	+	1050	80	610
2	+	-	+	-	900	80	660
3	+	+	-	-	1050	30	430
4	+	-	-	+	900	30	470

Коэффициенты регрессии рассчитывали по зависимости

$$b_i = \frac{\sum X_i \cdot Y_i}{N}, \quad (2)$$

где N – количество опытов.

После расчетов получили следующие коэффициенты регрессии:

$$b_0 = 542,5; \quad b_1 = -22,5; \quad b_2 = 92,5; \quad b_{12} = -2,5$$

Проверка статистической значимости коэффициентов регрессии показала, что значение коэффициента парного взаимодействия b_{12} является незначимым.

Таким образом, после реализации эксперимента получили линейное уравнение регрессии в кодовом масштабе

$$Y = 542,5 - 22,5X_1 + 92,5X_2 \quad (3)$$

Проверка адекватности модели по критерию Фишера показала, что гипотеза об адекватности модели не отвергается.

При анализе модели следует отметить, что все соображения о направлении и силе влияния факторов можно отнести только для выбранного интервала опытов. В этом интервале опытов на усилие прокатки шаров наиболее

сильное влияние оказывает скорость прокатки (X_1), влияние температуры в этом интервале менее значительное (X_2).

В натуральном масштабе уравнение (3) можно записать в виде

$$Y = 631,5 - 0,3x_1 + 3,7x_2, \text{ или}$$

$$P = 631,5 - 0,3t + 3,7n, \quad (4)$$

где P – усилие прокатки, кН; t – температура прокатки, °С; n – скорость прокатки, об/мин.

На рисунке 2 приведен график изменения усилия прокатки от скорости для температур 900 – 1050°С.

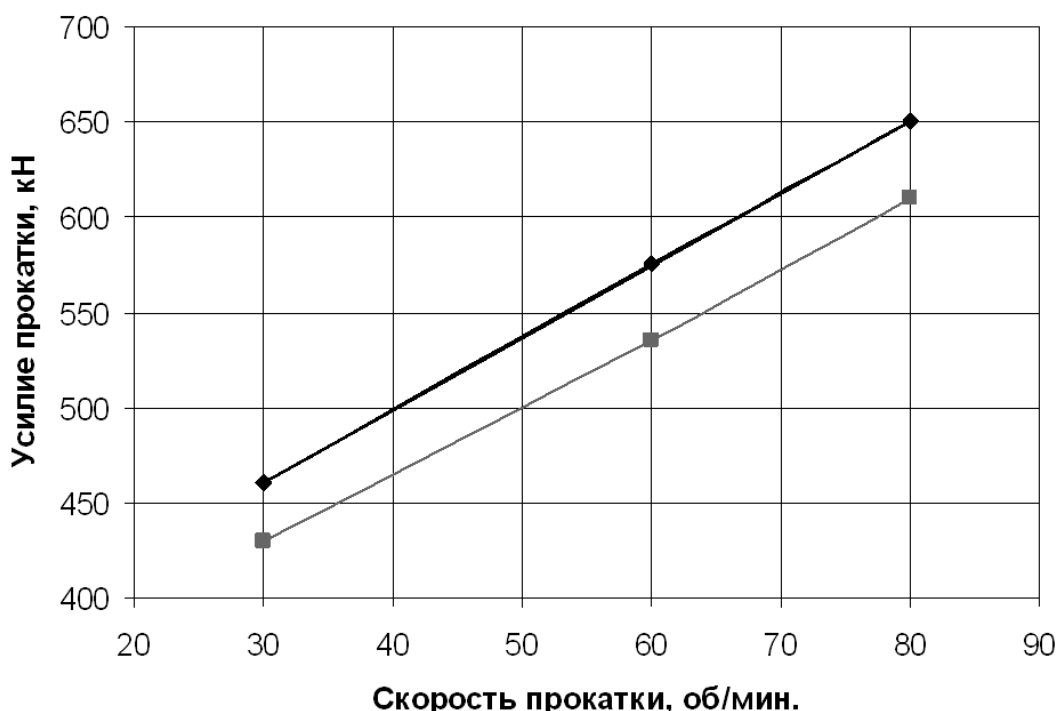


Рисунок 2 – Усилие прокатки при температуре 900°С – верхняя прямая и температуре 1050°С – нижняя прямая линия

Из рисунка видно, что с увеличением скорости деформации и понижением температуры усилие прокатки возрастает. Однако усилие прокатки не превышает допускаемого значения.

Таким образом, на существующем шаропрокатном стане при скоростях прокатки 30 и 60 об/мин без перегрузки по усилиям можно прокатывать шары диаметром 100 мм.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Специальные прокатные станы / А.И. Целиков, М.В. Барбарич, М.В. Васильчиков и др. – М.: Металлургия, 1971. – 336 с.

2. Новик Ф.С. Оптимизация процессов технологии металлов методами планирования экспериментов / Ф.С.Новик, Я.Б. Арсов. – М.: Машиностроение; София: Техника, 1980. – 304 с.

А.Г. Никитин, Д.Ф. Сахаров

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

ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ДРОБЛЕНИЯ ХРУПКИХ МАТЕРИАЛОВ

Проведен силовой анализ работы одновалковой дробилки. Доказано, что при одинаковой степени дробления одновалковые дробилки более эффективны, чем двухвалковые.

The power analysis of work singlerolls crushers is carried out. It is proved that at identical degree of crushing singlerolls crushers are more effective, than doublerolls.

Расход энергии на дробление различных материалов составляет большую долю (до 5 %) в энергетическом балансе мира. Многие промышленные производства – металлургические, горные и другие, перерабатывают в больших количествах сыпучие материалы различных классов крупности. В большинстве случаев нужная крупность достигается измельчением кусков на дробилках, в том числе и одновалковых.

Показателями процесса дробления являются степень и эффективность дробления [1]. Степень дробления оценивается отношением размера дробимого куска к величине зазора между валком и неподвижной щекой, которая зависит от величины угла захвата, при этом чем больше угол захвата, тем больше степень дробления. Эффективность дробления определяется массой дроблёного материала, получаемой при расходовании единицы электроэнергии и зависит, главным образом, от прочности дробимого материала.

В одновалковых дробилках процесс дробления обеспечивается наличием сил трения, действующих между поверхностями валка, неподвижной щеки и куском дробимого материала. Так как форма куска дробимого материала не влияет на величину и направление сил, то для наглядности сечение куска принято квадратным.

При соприкосновении куска дробимого материала с вращающимся валком возникает сила нормального давления N_1 , направленная по радиусу валка в точке касания от валка (рисунок 1). Соответственно, возникает сила трения куска о валок, равная:

$$F_1 = f_1 N_1, \quad (1)$$

где f_1 – коэффициент трения между куском и валком; и направленная перпендикулярно линии действия нормальной силы в сторону вращения валка.

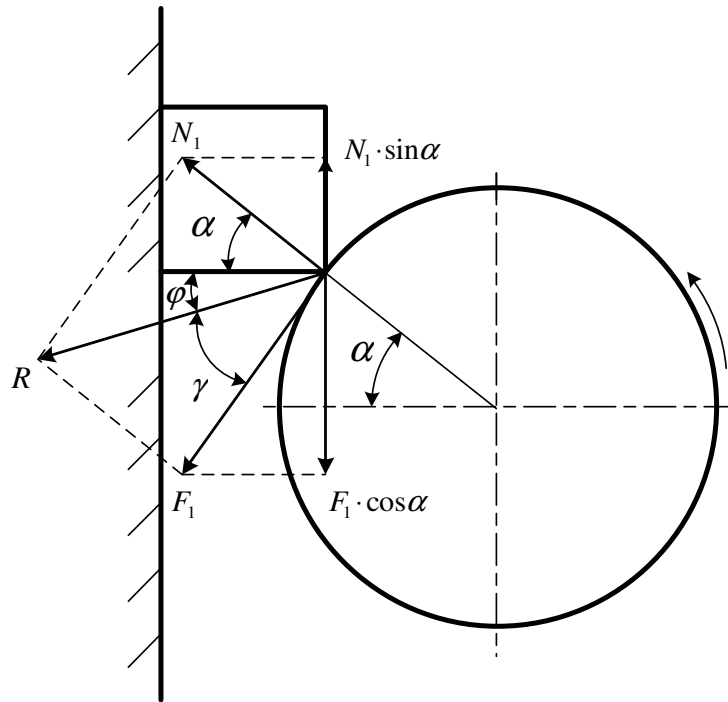


Рисунок 1 – Схема сил, действующих на кусок дробимого материала со стороны валка

Для обеспечения захвата кусков материала в щель между валком и неподвижной щекой необходимо чтобы проекция на вертикальную ось втягивающей силы трения $F_1 \cos \alpha = f_1 N_1 \cos \alpha$, где α – угол захвата; (без учёта силы тяжести материала), была больше проекции выталкивающей составляющей силы нормального давления $N_1 \sin \alpha$, то есть должно соблюдаться условие:

$$N_1 f_1 \cos \alpha > N_1 \sin \alpha, \quad (2)$$

тогда:

$$f_1 = \operatorname{tg} \beta_1 > \frac{\sin \alpha}{\cos \alpha} = \operatorname{tg} \alpha, \quad (3)$$

то есть угол трения β_1 между куском дробимого материала и валком должен быть больше, чем угол захвата α , в этом случае равнодействующая сил трения и нормального давления R будет отклонена вниз от горизонтали под углом φ (рисунок 2).

Угол φ определяется следующим образом:

$$\varphi = \frac{\pi}{2} - \alpha - \gamma, \quad (4)$$

где $\gamma = \operatorname{arctg} \frac{N_1}{F_1} = \operatorname{arctg} \frac{N_1}{N_1 f_1} = \operatorname{arctg} \frac{1}{f_1}$ – угол между направлением действия равнодействующей силы R и силой трения F_1 .

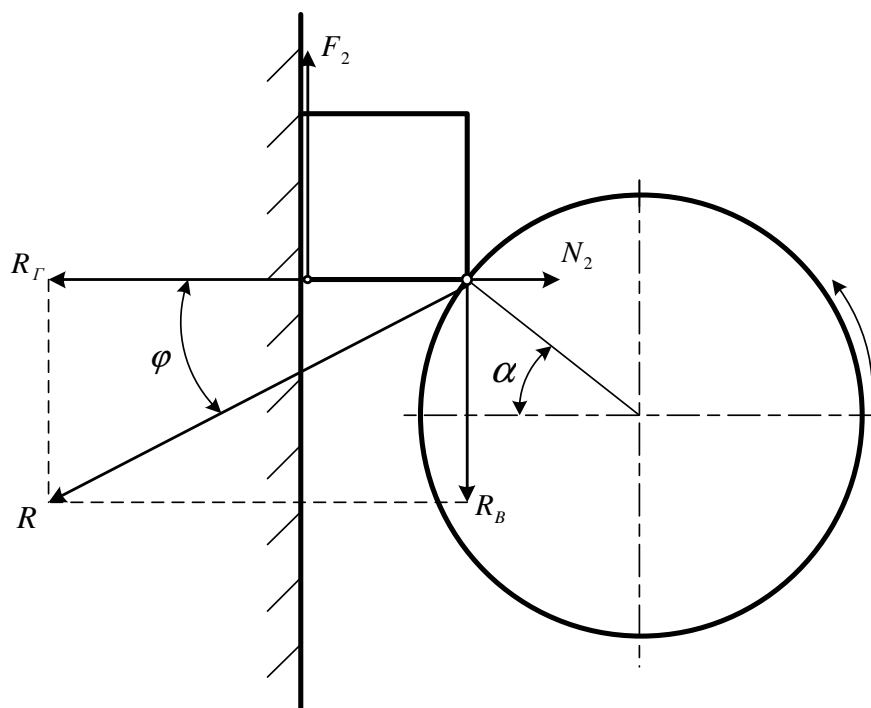


Рисунок 2 – Схема сил, действующих на кусок дробимого материала

Под действием горизонтальной составляющей $R_G = R \cos \varphi$ равнодействующей силы R возникает нормальная сила N_2 , направленная по горизонтали от неподвижной щеки, и, соответственно, сила трения $F_2 = f_2 R_G = f_2 R \cos \varphi$, направленная вертикально вверх и препятствующая движению куска дробимого материала в щель между валком и неподвижной щекой.

Таким образом, для обеспечения захвата куска дробимого материала, необходимо, чтобы вертикальная составляющая $R_B = R \sin \varphi$ равнодействующей силы R была больше силы трения F_2 , то есть выполнялось условие:

$$R_B > F_2; R \sin \varphi > f_2 R \cos \varphi, \quad (5)$$

или, после преобразования:

$$\operatorname{tg} \varphi > f_2 = \operatorname{tg} \beta_2; \varphi > \beta_2, \quad (6)$$

где β_2 – угол трения между дробимым материалом и неподвижной щекой.

Таким образом, на кусок дробимого материала в вертикальной плоскости действуют две параллельные силы: сила трения F_2 и вертикальная составляющая равнодействующей силы R_B , не равные по величине и направленные в противоположные стороны (рисунок 3), тогда по правилу сложения двух не равных по величине параллельных сил, направленных в противоположные стороны, их равнодействующая им параллельна, направлена в сторону большей силы и равна по величине их разности, а её линия действия лежит за большей силой [2]. В данном случае на кусок дробимого материала действует сила $T = R_B - F_2$. Для определения закона движения тела под действием силы T необходимо в центре тяжести сечения этого тела приложить две равные по величине между собой и равнодействующей силе T силы T' и T'' , направленные в противоположные стороны, при этом равновесие тела не изменится

[2]. Тогда сила T'' будет стремиться затянуть кусок дробимого материала в щель между валком и неподвижной щекой, а пара сил T и T' создают крутящий момент, при действии которого куски дробимого материала подвергаются деформации кручения.

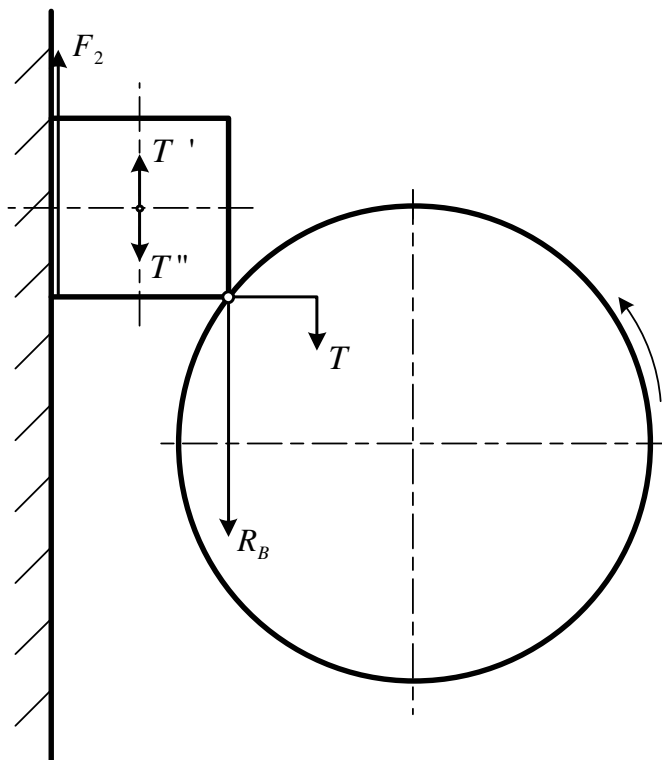


Рисунок 3 – Схема сил, действующих на кусок дробимого материала в вертикальной плоскости

Из рисунка 1 следует, что чем больше угол захвата α , тем больше степень дробления. Если в выражение (6) подставить равенство (4), то получится соотношение:

$$\frac{\pi}{2} - \alpha - \gamma > \beta_2, \text{ или } \frac{\pi}{2} - \alpha - \operatorname{arctg} \frac{1}{f_1} > \beta_2, \quad (7)$$

из анализа которого следует, что чем меньше β_2 , то есть угол трения между куском дробимого материала и неподвижной щекой, и, соответственно, чем меньше коэффициент трения f_2 , то тем больший, при прочих равных условиях, можно задавать угол захвата α , что увеличивает степень дробления.

Таким образом, из выражений (3) и (7) следует, что для увеличения угла захвата необходимо увеличивать коэффициент трения между куском дробимого материала и валком, а также уменьшать коэффициент трения между куском дробимого материала и неподвижной щекой.

Как следует из выше приведённых рассуждений, в одновалковой дробилке на кусок дробимого материала действуют как сжимающие силы (гори-

горизонтальная составляющая R_{Γ} равнодействующей силы R), вызывающие в куске действие нормальных сжимающих напряжений σ , так и крутящий момент, вызывающих действие касательных напряжений τ , то есть в дробимом куске создаётся сложное напряжённое состояние с одновременным действием нормальных и касательных напряжений. При этом нормальные напряжения, принимая, что кусок дробимого материала имеет кубическую форму, равны:

$$\sigma = \frac{R_{\Gamma}}{a^2}, \quad (8)$$

где a – размер куска дробимого материала.

Максимальные касательные напряжения, возникающие при кручении некруглого тела, определяются следующим образом [3]:

$$\tau_{\max} = \frac{M_{кр}}{0,21 \cdot a^3}, \quad (9)$$

где $M_{кр} = T \cdot a$ – крутящий момент, возникающий под действием пары сил T и T' .

Так как сила $T = R_B - F_2$, то, выражая её через горизонтальную составляющую R_{Γ} с учётом того, что $R_B = R_{\Gamma} \operatorname{tg} \varphi$ (см. рисунок 2) и $R_{\Gamma} f_2$, получим, что $T = R_{\Gamma} (\operatorname{tg} \varphi - f_2)$ и тогда, принимая плечо пары сил равное a , значение касательного напряжения будет:

$$\tau_{\max} = \frac{R_{\Gamma} (\operatorname{tg} \varphi - f_2)}{0,21 \cdot a^2}. \quad (10)$$

Так как в дробилке разрушается хрупкий материал, то для определения эквивалентного напряжения $\sigma_{\text{экв}}$, равного пределу прочности материала при сжатии $\sigma_{\text{сж}}$, следует использовать первую гипотезу предельных состояний [4]:

$$\sigma_{\text{экв}} = \sigma_{\text{сж}} = \frac{\sigma}{2} + \frac{1}{2} \sqrt{\sigma^2 + 4\tau^2}. \quad (11)$$

Подставляя в выражение (11) значения напряжений из уравнений (8) и (10), получим:

$$\sigma_{\text{сж}} = \frac{R_{\Gamma}}{2a^2} + \frac{1}{2} \sqrt{\frac{R_{\Gamma}^2}{a^4} + \frac{4R_{\Gamma}^2 (\operatorname{tg} \varphi - f_2)^2}{0,21^2 \cdot a^4}} = \frac{R_{\Gamma}}{2a^2} \left(1 + \sqrt{1 + \frac{4(\operatorname{tg} \varphi - f_2)^2}{0,21^2}} \right) \quad (12)$$

Из решения соотношения (12) относительно R_{Γ} видно, что сила, необходимая для разрушения куска дробимого материала равна:

$$R_{\Gamma} = \frac{2a^2 \cdot \sigma_{\text{сж}}}{1 + \sqrt{1 + \frac{4(\operatorname{tg} \varphi - f_2)^2}{0,21^2}}}. \quad (13)$$

Если выполняется условие (6) то очевидно, что подкоренное значение будет больше единицы, тогда знаменатель будет больше двух и сила R_{Γ} будет

меньше произведения значения предела прочности при сжатии $\sigma_{вс}$ на площадь поперечного сечения куска дробимого материала a^2 .

В свою очередь при дроблении в двухвалковой дробилке возникают только нормальные напряжения и величина силы, необходимой для разрушения куска из того же материала и такой же формы, определяется соотношением [5]:

$$P_{сж} = \sigma_{вс} \cdot a^2. \quad (14)$$

Из сравнения выражений (13) и (14) следует, что при сложном напряжённом состоянии в куске материала, возникающем при дроблении в одновалковой дробилке, действуют напряжения, которые достигают предельного значения при меньшей силе дробления, чем при линейном напряжённом состоянии, действующем, когда дробление материала производится в двухвалковой дробилке. Если дробится кусок круглой формы, то после проведения подобных расчётов результат получится аналогичным.

Таким образом, при одинаковой степени дробления использование одновалковых дробилок более эффективно, чем двухвалковых.

ВЫВОДЫ

Определены условия захвата куска дробимого материала в одновалковой дробилке и доказано, что при одинаковой степени дробления одновалковые дробилки более эффективны, чем двухвалковые.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Целиков А.И. Машины и агрегаты металлургических заводов. Т.1. – М.: Машиностроение, 1987. – 440 с.
2. Никитин Е.М. Теоретическая механика. – М.: Наука, 1977. – 416 с.
3. Феодосьев В.И. Сопротивление материалов. – М.: Наука, 1974. – 605 с.
4. Заславский Б.В. Краткий курс сопротивления материалов. – М.: Машиностроение, 1986. – 328 с.
5. Клушанцев Б.В., Косарев А.И., Муйземнек Ю.А. Дробилки. – М.: Машиностроение, 1990. – 320 с.

**ПОРОШКОВАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ
И КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ**

УДК 661.665:621.793.3

Е.К. Юркова, В.В. Руднева

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

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПЛАЗМЕННОГО СИНТЕЗА И МОДИФИЦИРОВАНИЯ КАРБИДА КРЕМНИЯ

Представлены результаты термодинамического исследования взаимодействий в системах C – H – N, Si – C – N, Si – C – H – N при температурах 1000 – 6000 К, соответствующих процессам пиролиза метана, синтеза и модифицирования карбида кремния в условиях плазменного потока.

The results of thermodynamic investigations processes of plasma synthesis and modifications of silicon carbide are presents.

ЦЕЛИ, ЗАДАЧИ И МЕТОДИКА АНАЛИЗА

Плазмометаллургические струйные процессы получения карбидов как объекты термодинамического моделирования по сравнению с традиционными имеют ряд особенностей:

- быстротечность процессов карбидообразования, что позволяет ряду исследователей ставить под сомнение возможность достижения равновесия;
- высокотемпературные условия протекания процессов карбидообразования, что создает предпосылки для достаточно быстрого достижения равновесия;
- возможность достижения высокого выхода карбидов только в условиях, обеспечивающих газофазный характер реакций карбидообразования;
- получение карбидов в системах, состоящих из нескольких химических элементов, образующих многофазные многокомпонентные смеси, обуславливает необходимость выполнения их термодинамического анализа на ЭВМ;
- изменение условий существования конденсированных фаз вследствие образования их в виде частиц наноразмерного уровня, т.е. с большой кривизной поверхности, для которых парциальное давление над конденсированной фазой превышает давление насыщения над плоской поверхностью; однако в настоящее время отсутствует единое мнение о размерном пороге (~ 1 или 2 – 10 нм) и соответствующие справочные данные;
- безусловная целесообразность выполнения термодинамических расчетов равновесных составов карбидообразующих систем при различных параметрах в связи с недостаточностью информации для описания с необхо-

димой точностью и достоверностью кинетики и механизма процессов карбидообразования.

С учетом отмеченных особенностей результаты термодинамического анализа процессов карбидообразования следует рассматривать с одной стороны, как прогнозные, требующие экспериментального подтверждения, а с другой – как технологические ориентиры и показатели совершенства реактора и уровня организации в нем процессов тепло- и массообмена.

Термодинамический анализ процессов синтеза и модифицирования проведен с целью прогнозирования оптимальных параметров получения карбида кремния (соотношения компонентов и температуры), определения равновесных показателей процесса (степени превращения сырья в карбид, составов газообразных и конденсированных продуктов), оценки вклада в процессы карбидообразования газофазных реакций, обеспечивающих в условиях плазмометаллургических технологий эффективную переработку дисперсного сырья.

В связи с использованием в процессах синтеза и модифицирования в качестве кремнийсодержащего сырья – кремния и карбида, углеводородного сырья – метана и плазмообразующего газа – азота объектами исследования являлись системы C-H-N, Si-C-N, Si-C-H-N. Следует отметить, что системы C-H-N и Si-C-H-N анализировались авторами работ [1, 2], но применительно к условиям использования в качестве восстановителя и карбидизатора пропана и без учета возможности образования в газовой фазе таких соединений, как HCN, Si₂C, SiC₂, углеводородных радикалов типа C₂H, C₃H и ряда других. Поэтому использование имеющихся данных о равновесных составах этих систем не представляется возможным вследствие существенного отличия соотношения компонентов по сравнению с достигаемыми в исследуемых плазменных процессах.

Необходимые для анализа равновесные составы газообразных и конденсированных продуктов рассчитывались «константным» методом [3]. При расчетах рассматривалась область температур 1000 – 6000 К при общем давлении в системе 0,1 МПа. Исходными данными служили константы равновесия реакций образования соединений из элементов. Выбор в исследуемых системах соотношений исходных компонентов определялся стехиометрией реакций образования целевых продуктов и параметрами технологического оборудования. Соотношения, выбранные для расчетов, приведены в таблице 1. Расчеты выполнялись с использованием программы компьютерного моделирования высокотемпературных сложных химических равновесий «PLASMA» (ИХТТИМ СО РАН), имеющей встроенную базу данных продуктов взаимодействия для оксидо-, боридо-, карбидо- и нитридообразующих систем.

ТЕРМОДИНАМИКА ПЛАЗМЕННОГО ПИРОЛИЗА МЕТАНА

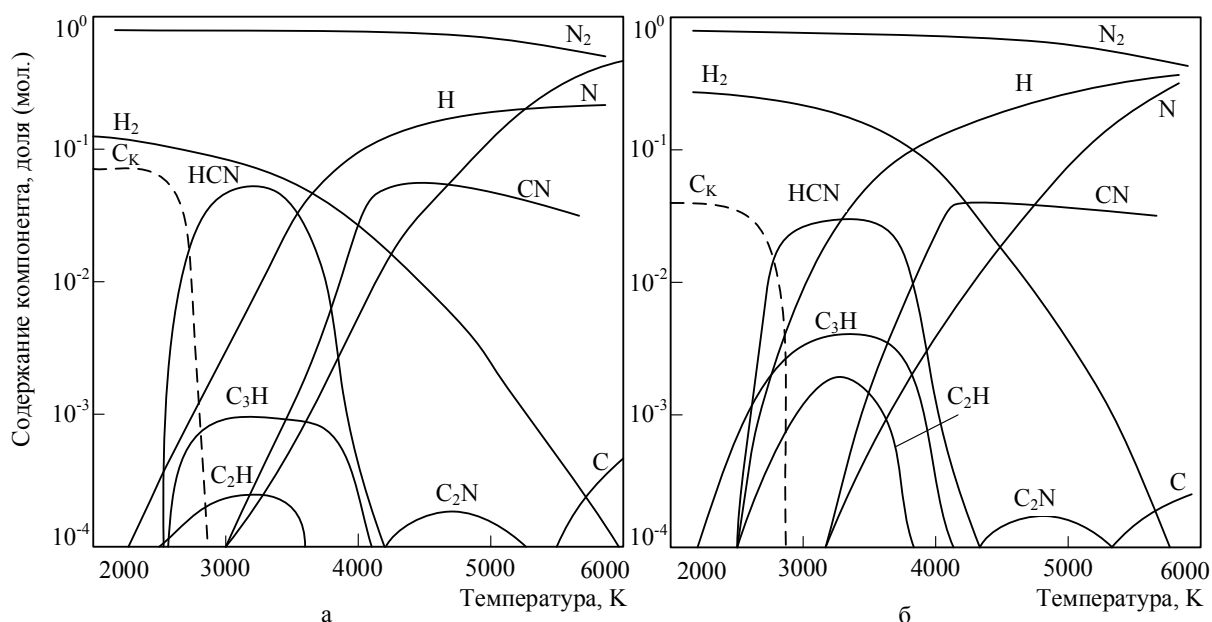
Термодинамический анализ системы С-Н-N необходим для получения информации о возможном составе газовой фазы, формирующемся в результате пиролиза метана и его взаимодействия с газом-теплоносителем.

Таблица 1 – Соотношение компонентов в исследуемых системах

Соотношение компонентов, моль	Примечание
$C : H : N = 0,75 : 3 : 20$	По стехиометрии для реакции $CH_4 = C + 2H_2$ (1)
$C : H : N = 0,75 : 6 : 20$	2-кратный избыток водорода по сравнению со стехиометрией для реакции (1)
$Si : C : H : N = 1 : 1 : 4 : 20$	По стехиометрии для реакции $Si + CH_4 = SiC + 2H_2$ (2)
$Si : C : H : N = 1 : 0,25 : 1 : 20$	75 %-ный недостаток метана по сравнению со стехиометрией для реакции (2)
$Si : C : H : N = 1 : 0,5 : 2 : 20$	50 %-ный недостаток метана по сравнению со стехиометрией для реакции (2)
$Si : C : H : N = 1 : 0,75 : 3 : 20$	25 %-ный недостаток метана по сравнению со стехиометрией для реакции (2)
$Si : C : H : N = 1 : 1,25 : 5 : 20$	25 %-ный избыток метана по сравнению со стехиометрией для реакции (2)
$Si : C : H : N = 1 : 1,2 : 4,8 : 20$	20 %-ный избыток метана по сравнению со стехиометрией для реакции (2)
$Si : C : H : N = 1 : 1,15 : 4,6 : 20$	15 %-ный избыток метана по сравнению со стехиометрией для реакции (2)
$Si : C : H : N = 1 : 1,1 : 4,4 : 20$	10 %-ный избыток метана по сравнению со стехиометрией для реакции (2)
$Si : C : H : N = 1 : 1,05 : 4,2 : 20$	5 %-ный избыток метана по сравнению со стехиометрией для реакции (2)
$Si : C : N = 1 : 1 : 20$	По стехиометрии для реакции $Si + C = SiC$ (3)

Расчет равновесных составов системы C-H-N проводился с учетом возможности образования в газовой фазе H , H^+ , H_2 , N , N_2 , NH , NH_2 , NH_3 , C , C^+ , C_2 , C_3 , C_4 , C_5 , CH_2 , CH_3 , CH_4 , C_2H , C_2H_2 , C_2H_3 , C_2H_4 , CN , CN^{-1} , NCN , NCC , C_2N_2 , HCN , $HCCN$ [4], C_4N_2 , C_3H , C_4H , C_3HN , C_4N_2 [5], в конденсированном состоянии – углерода [4]. Результаты расчета равновесных составов рассматриваемой системы приведены на рисунке 1 а, б.

В системе C-H-N в области температур 2800 – 3800 К, в которой возможно протекание процессов карбидообразования, основными углеродсодержащими компонентами газовой фазы являются HCN, C_3H , C_2H . Присутствующий в системе углерод перераспределяется следующим образом: HCN – 98 % масс., углеводородные радикалы – 2 % масс. Концентрация углеводородных радикалов растет с увеличением содержания в системе водорода. Конденсация углерода из газовой фазы термодинамически возможна при температуре ниже 2400 К.



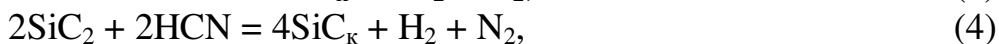
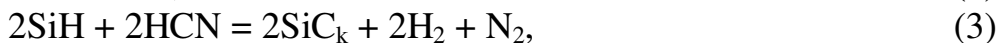
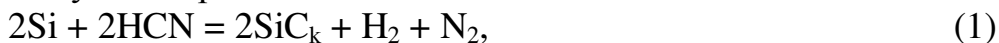
а – C : H : N = 0,75 : 3 : 20; б – C : H : N = 0,75 : 6 : 20

Рисунок 1 – Зависимость равновесного состава системы C-H-N (а, б) от температуры и соотношения компонентов

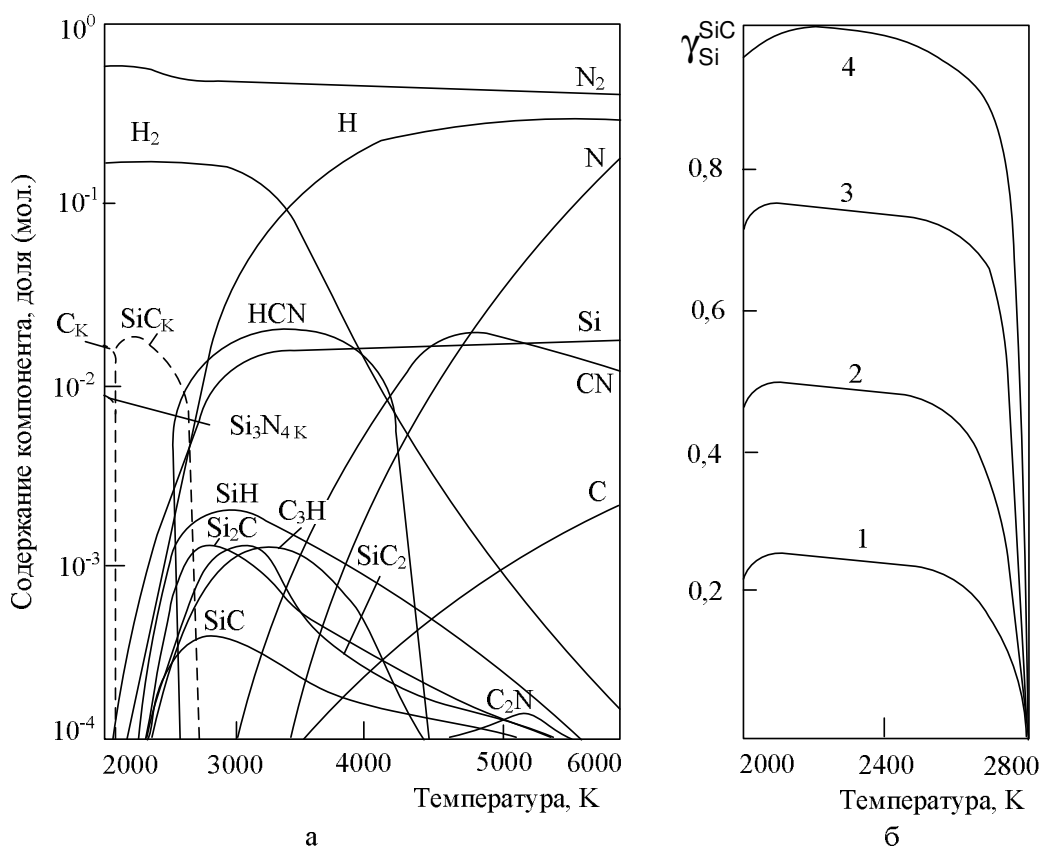
ТЕРМОДИНАМИКА ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНЫХ ВЗАИМОДЕЙСТВИЙ В СИСТЕМАХ SI-C-N, SI-C-H-N

Анализ систем Si-C-N и Si-C-H-N выполнен с учетом возможности существования в газовой фазе компонентов системы C-H-N, Si , Si^+ , Si_2 , Si_3 , SiH , SiH_2 , SiH_3 , SiH_4 , SiN , SiC , SiC_2 [4], Si^- , Si_2C_2 , Si_3C [6], Si_2N [7], конденсированной – Si , Si_3N_4 , SiC , C [8]. Результаты расчетов представлены на рисунках 2 – 4.

В системе Si-C-H-N образование карбида кремния с участием газообразных компонентов может происходить при температуре 2800-3000 К (рисунок 2 а) по следующим реакциям:



До 90 % масс. SiC_k образуется по реакции (1). 100 %-ное превращение кремния в карбид достигается уже при стехиометрическом соотношении компонентов (рисунок 2 б).

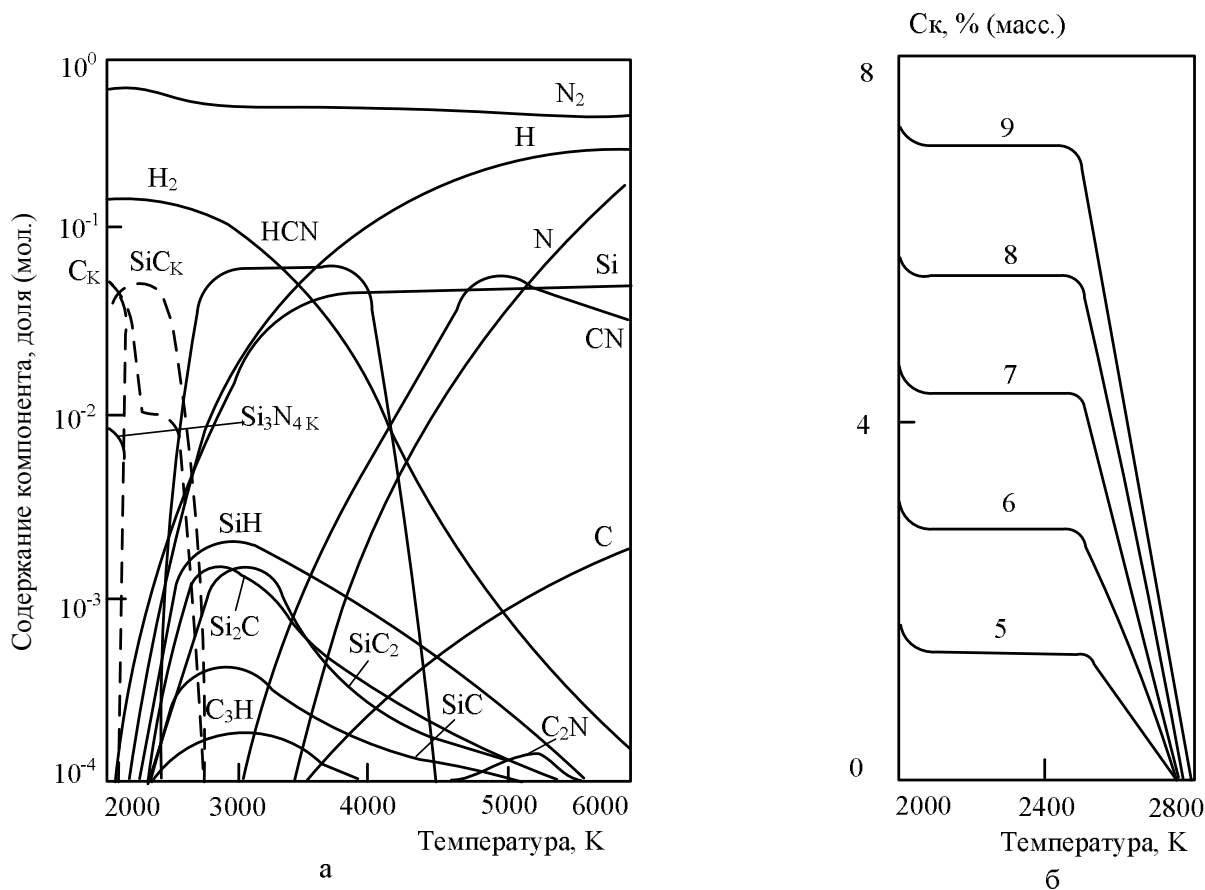


а) равновесные составы газовой и конденсированной фаз в зависимости от температуры при соотношении (4) $\text{Si} : \text{C} : \text{H} : \text{N} = 1 : 1 : 4 : 20$

б) зависимость степени превращения Si в SiC от соотношения $\text{Si} : \text{C} = 1 : 0,25$ (1); $1 : 0,5$ (2); $1 : 0,75$ (3); $1 : 1$ (4)

Рисунок 2 – Результаты термодинамических расчетов системы Si-C-H-N при соотношении $\text{Si} : \text{C} = 1 : (0,25 \div 1)$

При избытке углерода в системе возможно получение карбид-углеродной композиции заданного состава (рисунок 3). Так, при изменении соотношения $\text{Si} : \text{C} = 1 : (1,05 \div 1,25)$ содержание углерода в конденсированной фазе изменяется в пределах от 1,5 до 7 % масс.



а) равновесные составы газовой и конденсированной фаз в зависимости от температуры при соотношении (9) Si : C : H : N = 1 : 1,25 : 5 : 20
 б) зависимость равновесной концентрации в конденсированной фазе углерода от соотношения Si : C = 1 : 1,05 (5); 1 : 1,10 (6); 1 : 1,15 (7); 1 : 1,20 (8); 1 : 1,25 (9)

Рисунок 3 – Результаты термодинамических расчетов системы Si-C-H-N при соотношении Si : C = 1 : (1,05 ÷ 1,25)

В системе Si-C-N (рисунок 4), отвечающей условиям процесса модифицирования карбида кремния, углерод газифицирован лишь в высокотемпературной области (выше 4000 К) в форме циана CN. В связи с этим основной вклад в процесс карбидообразования вносит реакция



реализация которой в условиях плазменного потока представляется кинетически маловероятной. Это предопределяет необходимость введения в систему водорода, обеспечивающего газификацию углерода в широком интервале температур и способствующего образованию карбида по газофазной реакции (1) в соответствии с закономерностями высокотемпературных взаимодействий в системе Si-C-H-N (рисунок 2). Полная газификация углерода достигается при минимальной концентрации водорода в плазмообразующем газе 5,5 % об.

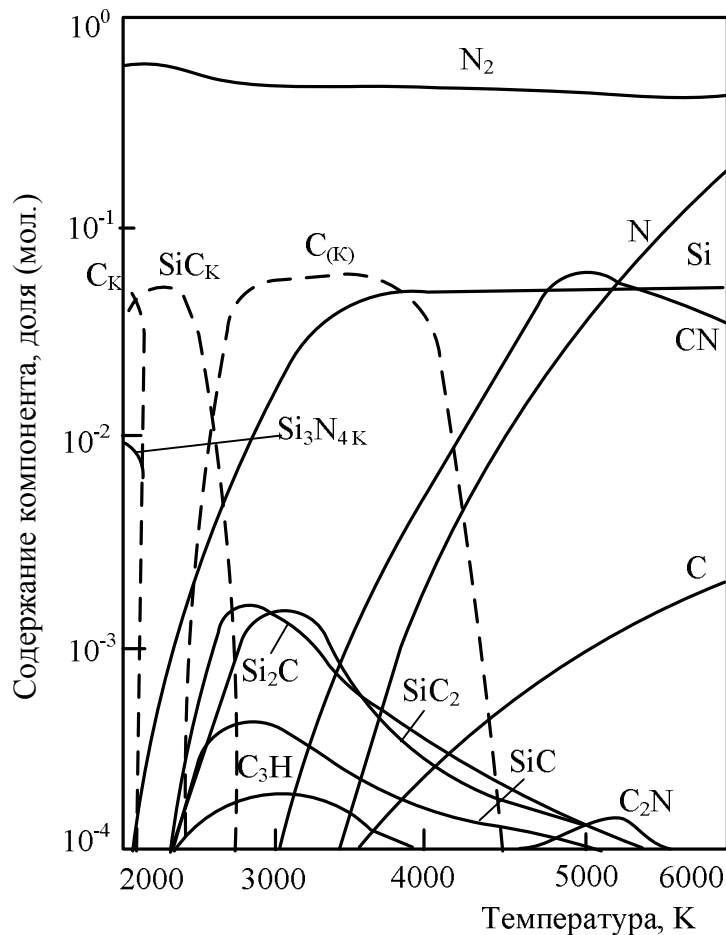


Рисунок 4 – Равновесный состав системы Si-C-N при соотношении компонентов Si : C : N = 1 : 1 : 20

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Проведен термодинамический анализ плазменных процессов синтеза и модифицирования карбида кремния. Установлено:

- в системе C-H-N 100 %-ная газификация углерода достигается в интервале температур 2800-3800 К за счет связывания его в циановодород (до 98 % масс.) и углеводородные радикалы (до 2 % масс.); конденсация углерода из газовой фазы термодинамически возможна при температуре ниже 2400 К;
- в системе Si-C-H-N, соответствующей синтезу карбида, 100 %-ный выход карбида кремния достигается при стехиометрическом соотношении компонентов Si : C : H в интервале температур 2800-3000 К; образование карбида кремния происходит по газофазным реакциям, что позволяет ожидать его получения с высоким выходом; при избытке углерода в системе возможно получение карбид-углеродной композиции, содержащей (1,5-7,0) % масс. углерода при соотношении Si : C = 1 : (0,05 ÷ 1,25);
- в системе Si-C-H, соответствующей модифицированию карбида, 100 % выход карбида кремния достигается при стехиометрическом соотношении компонентов Si : C в интервале температур 2800-3000 К с образова-

нием по реакции с участием конденсированного углерода, что в условиях плазменного потока представляется кинетически маловероятным; для газификации углерода в интервале температур 2800-3000 К необходимо введение в газовую фазу водорода в количестве не менее 5,5 % об.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. 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.
2. Жуков М.Ф. Новые материалы и технологии. Экстремальные технологические процессы / М.Ф. Жуков [и др.]. – Новосибирск: Наука. Сиб. отд., 1992. – 183 с.
3. Сурис А.Л. Термодинамика высокотемпературных процессов: Справ. изд. / А.Л. Сурис. – М. : Металлургия, 1985. – 568 с.
4. Термодинамические свойства индивидуальных веществ: справочник: в 4 т. / Под ред. В.П. Глушко. – М.: Наука, 1978-1982 гг.
6. Spangenberg H.J. Thermodynamische Funktion verschiedener Kohlenwasserstoff – Stickstoff – Verbindungen und Radikals bei hohen Temperaturen und die Zusammensetzung von CHN – Plasmen // Zeitschrift für physikalische Chemie. – 1974. – В. 255. № 1. – S. 1-15.
7. Данилова Т.Г. Вычисление термодинамических функций индивидуальных веществ при расчетах на ЭВМ высокотемпературных химических процессов / Т.Г. Данилова, В.В. Калмыков, В.Л. Климов. – М.: ЦНИИТИ, 1979. – 146 с.
8. Рождественский И.Б. Коэффициент аппроксимации термодинамического потенциала для веществ, образованных атомами Al, B, C, Ca, Cl, Cu, F, H, K, Li, Mg, Na, N, O, P, S, Si, Ti в температурном интервале до 6000 К / И.Б. Рождественский, В.Н. Гутов, Н.А. Жигульская // Теплофизические свойства химически реагирующих гетерогенных смесей: сб. науч. тр. / НИИ Мин. энергетики СССР. – М., 1973. – С. 88-92.
9. JANAF thermochemical tables. – Wash. Gov. print. off, 1966-1975.

УДК 661.665

Е.К. Юркова, В.В. Руднева

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

СИНТЕЗ И МОДИФИЦИРОВАНИЕ КОНСТРУКЦИОННОГО КАРБИДА КРЕМНИЯ В УСЛОВИЯХ ПЛАЗМЕННОГО ПОТОКА

Проведено экспериментальное исследование процессов плазменного синтеза конструкционного карбида кремния карбидизацией кремния метаном и плазменного модифицирования карбида. Для исследуемых процессов получены математические модели. Показана возможность получения карбида кремния в виде нанодисперсных углерод-карбидных и бор-углерод-карбидных композиций.

Experimental investigation of processes of constructional carbide of silicon in plasma terms is realized. For research processes mathematical models are received. Possibility of define of carbide's silicon at nanodisperse carbon-carbide and boron-carbon-carbide compositions is shown.

Производство карбида кремния является одним из важнейших в структуре современной металлургии. Сочетание исключительных теплофизических, механических и физико-химических свойств карбида кремния делает его востребованным многими отраслями техники и предопределяет такие основные направления применения, как материалы на связках, керамика, композиционные материалы и покрытия. Мировое производство карбида кремния составляет около 800 тыс. т в год и включает такие карбидокремниевые материалы, как шлифзерно и шлифпорошки стандартной гранулометрии (400 ÷ 1 мкм) для абразивов и огнеупоров, т.н. «микронизированный карбид» (1,0-0,1 мкм) для керамики и «нанокарбид» (менее 0,1 мкм) для высокопрочной конструкционной и ударопрочной керамики, гальваники, поверхностного и объемного модифицирования сплавов и полимеров, создания специальных красочных составов и других областей современной техники. При этом одной из наиболее динамично развивающихся областей применения карбида кремния является производство износостойкой керамики для нефтяного и химического машиностроения, в первую очередь регулирующей и запорной арматуры, подшипников скольжения и сборных металло-керамических узлов. В настоящее время отечественные профильные предприятия реализуют технологию производства износостойкой карбидокремниевой керамики, ориентированную на использование керамического сырья – микронизированного карбида – и технологического оборудования с очень высокими термосиловыми параметрами компактирования, поставляемых предприятиями мировых лидеров – компаний «Saint Gobian» и «Exolon-ESK». В связи с этим разработка

промышленной технологии производства карбида кремния с комплексом свойств, обеспечивающим эффективное применение его для создания конструкционной керамики машиностроительного назначения (т.н. «конструкционного карбида») представляется актуальной научно-технической задачей, имеющей важное отраслевое значение. Конструкционный карбид, содержащий активизирующие процесс спекания добавки, может использоваться для освоения производства керамики наиболее перспективным способом – твердофазным спеканием, реализуемым с применением относительно доступного отечественного оборудования.

Обзор и анализ основных публикаций по технологии получения и свойствам карбидокремниевых конструкционных материалов приведен в [1-2]. 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, 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 $2,44 \cdot 10^{-7} \text{ кг}/\text{м}^2$ 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 $15000 \text{ м}^2/\text{кг}$ до 5-6 при удельной поверхности $45000\text{-}48000 \text{ м}^2/\text{кг}$;
- присутствие активизирующих 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) в России в течение 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, но с уровнем освоения, как правило, не выше крупнолабораторного.

Целью настоящей работы является исследование процессов получения конструкционного карбида кремния плазменным синтезом при карбидизации кремния метаном и модифицированием (обработкой в плазме) микропорошка

карбида кремния, а также физико-химическая аттестация продуктов синтеза и модифицирования.

При термодинамическом анализе исследуемых процессов синтеза и модифицирования карбида кремния, установлено [3], в системе Si-C-H-N, соответствующей синтезу карбида, 100 %-ный выход карбида кремния достигается при стехиометрическом соотношении компонентов Si : C : H в интервале температур 2800-3000 К; образование карбида кремния происходит по газофазным реакциям, что позволяет ожидать его получения с высоким выходом; при избытке углерода в системе возможно получение карбид-углеродной композиции, содержащей (1,5-7,0) % масс. углерода при соотношении Si : C = 1 : (0,05 ÷ 1,25). В системе Si-C-N, соответствующей модифицированию карбида, 100 % выход карбида кремния достигается при стехиометрическом соотношении компонентов Si : C в интервале температур 2800-3000 К с образованием по реакции с участием конденсированного углерода, что в условиях плазменного потока представляется кинетически маловероятным; для газификации углерода в интервале температур 2800-3800 К необходимо введение в газовую фазу водорода в количестве не менее 5,5 % об.

В качестве сырьевых кремнийсодержащих материалов используются микропорошки кремния и его карбида, добавок – микропорошок бора аморфного марки В96, карбидизатора – метан (природный газ) примерного состава, % об.: метан – 93,6; этан – 3,0; пропан – 2,18; бутан – 1,18.

Химический состав и характеристики дисперсности микропорошков приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав и характеристики дисперсности микропорошков

Вид сырья и его марка	Химический состав, % масс.									S _{уд.} , м ² /кг	d, мкм
	SiO ₂	SiC	Si ₃ N ₄	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	C _{своб.}	Si _{своб.}	ППП		
Кр1	1,00	–	–	0,43	0,42	0,35	0,22	97,00	0,58	2800	4-5
К364С	5,00	92,4	–	0,72	0,20	0,14	0,40	0,80	0,38	8200	1-2
В96	0,32	–	–	–	–	0,18	–	–	1,32	7900	< 1

Экспериментальные исследования проводились в трехструйном прямоточном плазменном реакторе, подробно описанном в [4], футерованном изнутри цилиндрическими вставками из диоксида циркония с толщиной стенки 0,005 м, формирующими канал реактора диаметром 0,054 м. В качестве плазмообразующего, транспортирующего и закалывающего газа использовался технический азот (ГОСТ 9293-74) с содержанием кислорода не более 0,5 % об., добавок – водород (ГОСТ 3022-80) с содержанием 99,8 % об. и аммиак (ГОСТ 6221-82) с содержанием NH₃ не менее 99,8 % об.

Процессы синтеза и модифицирования исследовались при мощности дугового разряда 80-150 кВт при расходе плазмообразующего газа (4,6-9,0)·10⁻³ кг/с, что соответствует начальной температуре плазменного потока 5300-5400 К. Закалка продуктов синтеза осуществлялась холодным газом, по-

даваемым через закалочное кольцо, установленное на выходе из реактора. Температура закалки регулировалась изменением длины реактора. Расход закалывающего газа составлял $(1,0-2,0) \cdot 10^{-3}$ кг/с.

Конденсированные продукты синтеза исследовались методами рентгеновского, химического, электронно-микроскопического, термогравиметрического анализов и методом БЭТ. Газообразные продукты исследовались хроматографическим методом.

Исследования проводились с привлечением метода планируемого эксперимента, позволяющего найти зависимость выхода (содержания) целевых продуктов от определяющих факторов в виде интерполяционных уравнений. В качестве модели выбран неполный квадратный полином вида

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

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

Для математического описания процесса использовалась полуреплика полного факторного эксперимента 2^{5-1} с генерирующим соотношением $X_5 = X_1 \cdot X_2 \cdot X_3 \cdot X_4$.

В качестве параметра оптимизации выбрано содержание в продуктах синтеза и модифицирования карбида кремния: SiC (1) карбидизации кремния – вариант 1, SiC (2) модифицирования карбида – вариант 2. Факторы, влияние которых учитывалось, и интервалы их варьирования приведены в таблице 2, а характеристики продуктов синтеза и модифицирования (средние значения по результатам двух параллельных опытов) – в таблицах 3 и 4.

Продукты синтеза представляют собой порошки цвета от светло-зеленого до черного, характерного для карбида кремния с высоким содержанием свободного углерода, и удельной поверхностью для варианта 1 – 38000-46000 м²/кг, для варианта 2 – 37000-55000 м²/кг. Содержание карбида кремния в отдельных опытах достигает 90 % или приближается в этой величине (опыты 2, 4, 10, 16 таблицы 3; 6, 8, 14, 16 таблицы 4), что при такой дисперсности порошков является практически максимальным и позволяет отказаться от дальнейшей оптимизации процессов. Обращает внимание относительно высокое содержание в полученных продуктах кислорода, изменяющееся в пределах 2,05-3,72 % масс. для синтеза и 2,31-6,03 % масс. для модифицирования, что связано, по-видимому, с окислением продуктов синтеза и модифицирования при эвакуации их из системы улавливания и при хранении.

Обработка результатов проводилась по схеме с равномерным дублированием опытов. По критерию Кохрена (G_K) во всех экспериментах проверялась однородность дисперсий, далее рассчитывались оценки дисперсии выходного параметра ($S_{\{y\}}^2$) и коэффициентов регрессии ($S_{\{b\}}^2$), определялись коэффициенты регрессии (b_0 , b_i , b_{ij}) и с помощью критерия Стьюдента оценивалась их значимость.

Таблица 2 – Переменные факторы, выбранные для исследования процессов синтеза и модифицирования карбида кремния

Фактор	Уровень фактора		
	обозначение	верхний (+)	нижний (-)
Начальная температура плазменного потока, К	x ₁	5400	5000
Температура закалки продуктов синтеза, К	x ₂	3000	2000
Количество углеводорода от стехиометрически необходимого для карбидизации кремния SiC (1), %	x ₃	150	100
Концентрация углеводорода в плазмообразующем газе при модифицировании карбида SiC (2), % об.	x ₃	2,5	1,0
Концентрация водорода в плазмообразующем газе, % об.	x ₄	15	0
Количество атомарного азота в плазмообразующем газе, N (NH ₃)/C (CH ₄), % от стехиометрического	x ₅	150	100

Проверка адекватности полученной модели проводилась с использованием критерия Фишера. Во всех случаях с 95 %-ной степенью вероятности установлена адекватность полученных интерполяционных полиномов ($F_{\text{табл.}} > F_{\text{эксп.}}$) описываемым процессами синтеза и модифицирования. Это свидетельствует об учете всех основных влияющих на процесс факторов. Незначимость большинства коэффициентов при двойных взаимодействиях подтверждает правильность выбора границ исследования и интервалов варьирования. Зависимость выходных параметров от условий синтеза и модифицирования описывается следующими уравнениями

$$y[\text{SiC (1)}] = 84,23 + 3,74x_1 - 1,15x_4, \quad (2)$$

$$y[\text{SiC (1)} - \text{Si}_{\text{своб.}}] = 6,54 - 2,86x_1 + 0,40x_2 + 0,58x_4 - 0,47x_3x_4, \quad (3)$$

$$y[\text{SiC (1)} - \text{C}_{\text{своб.}}] = 3,72 - 0,78x_2 + 0,49x_3, \quad (4)$$

$$y[\text{SiC (1)} - \text{SiO}_2] = 5,56 - 0,65x_1 + 0,29x_4 - 0,46x_{12}, \quad (5)$$

$$y[\text{SiC (1)} - \text{N}_{\text{связ.}}] = 2,22 - 0,68x_2, \quad (6)$$

$$y[\text{SiC (2)}] = 60,50 + 28,16x_4 + 2,10x_1x_4, \quad (7)$$

$$y[\text{SiC (2)} - \text{Si}_{\text{своб.}}] = 16,89 - 13,67x_4 - 1,68x_1x_4, \quad (8)$$

$$y[\text{SiC (2)} - \text{C}_{\text{своб.}}] = 14,50 - 11,97x_4, \quad (9)$$

$$y[\text{SiC (2)} - \text{SiO}_2] = 7,97 - 2,69x_4 - 1,54x_1x_4, \quad (10)$$

$$y[\text{SiC (2)} - \text{N}_{\text{связ.}}] = 1,45 - 0,53x_2 + 0,75x_4 - 0,38x_2x_4. \quad (11)$$

Следует отметить, что в пределах всех реализованных факторных экспериментов в отдельных опытах отмечается оптимальное сочетание факторов, обеспечивающих достижение требуемых характеристик карбида кремния уже на стадии синтеза: фазового и химического составов, а также дисперсности. Оптимальные значения технологических факторов, а также основные характеристики продуктов синтеза и модифицирования, полученные при пятикратном дублировании опытов приведены в таблице 5.

Таблица 3 – Характеристики продуктов синтеза карбида кремния

Номер опыта	Натуральные и кодированные значения факторов					Фазовый состав	Содержание карбида и основных примесей, %					S _{уд.} ·10 ⁻³ , м ² /кг
	x ₁ , К	x ₂ , К	x ₃ , %	x ₄ , % об.	x ₅ , %		масс.					
							SiC	Si _{своб.}	C _{своб.}	SiO ₂	N _{связ.}	
1	5000 (-)	2000 (-)	100 (-)	0 (-)	100 (-)	β-SiC	82,91	7,46	4,20	5,23	2,81	47,00
2	5400 (+)	2000 (-)	100 (-)	0 (-)	150 (+)	β-SiC	89,15	3,02	2,99	4,84	3,03	43,00
3	5000 (-)	3000 (+)	100 (-)	0 (-)	150 (+)	β-SiC, Si	83,77	8,48	2,71	5,04	1,46	44,00
4	5400 (+)	3000 (+)	100 (-)	0 (-)	100 (-)	β-SiC	90,05	2,71	2,58	4,66	1,57	42,00
5	5000 (-)	2000 (-)	100 (-)	15 (+)	150 (+)	β-SiC, Si	78,42	10,46	4,32	6,63	2,65	46,50
6	5400 (+)	2000 (-)	100 (-)	15 (+)	100 (-)	β-SiC	87,12	3,16	3,86	5,86	3,01	41,00
7	5000 (-)	3000 (+)	100 (-)	15 (+)	100 (-)	β-SiC	79,23	11,41	2,42	6,94	1,39	39,00
8	5400 (+)	3000 (+)	100 (-)	15 (+)	150 (+)	β-SiC	87,60	5,13	2,76	4,51	1,52	43,00
9	5000 (-)	2000 (-)	150 (+)	0 (-)	150 (+)	β-SiC, Si	80,16	8,64	5,19	6,01	2,72	44,00
10	5400 (+)	2000 (-)	150 (+)	0 (-)	100 (-)	β-SiC	89,18	1,57	5,21	4,00	3,02	38,00
11	5000 (-)	3000 (+)	150 (+)	0 (-)	100 (-)	β-SiC, Si	79,73	10,41	2,84	7,02	1,64	41,00
12	5400 (+)	3000 (+)	150 (+)	0 (-)	150 (+)	β-SiC	88,13	4,74	3,20	3,93	1,47	44,00
13	5000 (-)	2000 (-)	150 (+)	15 (+)	100 (-)	β-SiC, Si	79,31	9,83	4,88	5,98	2,83	46,00
14	5400 (+)	2000 (-)	150 (+)	15 (+)	150 (+)	β-SiC	84,47	4,08	5,34	6,21	3,12	42,00
15	5000 (-)	3000 (+)	150 (+)	15 (+)	150 (+)	β-SiC, Si	80,41	9,14	3,63	6,82	1,79	39,00
16	5400 (+)	3000 (+)	150 (+)	15 (+)	100 (-)	β-SiC	88,07	4,46	3,42	3,87	1,54	41,00

Таблица 4 – Характеристики продуктов модифицирования карбида кремния

Номер опыта	Натуральные и кодированные значения факторов					Фазовый состав	Содержание карбида и основных примесей, % масс.				$S_{уд.} \cdot 10^{-3}$, м ² /кг	
	x ₁ , К	x ₂ , К	x ₃ , %	x ₄ , % об.	x ₅ , %		SiC	Si _{своб.}	C _{своб.}	SiO ₂		N _{связ.}
1	5000 (-)	2000 (-)	1,0 (-)	0 (-)	100 (-)	α-SiC _{II} , β-SiC, Si	36,40	27,26	26,52	9,82	0,57	49,00
2	5400 (+)	2000 (-)	1,0 (-)	0 (-)	150 (+)	α-SiC _{II} , β-SiC, Si	29,40	31,27	28,02	11,31	1,03	47,00
3	5000 (-)	3000 (+)	1,0 (-)	0 (-)	150 (+)	α-SiC _{II} , β-SiC, Si	34,80	28,80	26,04	10,36	0,61	47,00
4	5400 (+)	3000 (+)	1,0 (-)	0 (-)	100 (-)	α-SiC _{II} , β-SiC, Si	27,62	36,24	24,07	12,07	0,48	52,00
5	5000 (-)	2000 (-)	1,0 (-)	15 (+)	150 (+)	β-SiC, α-SiC _{II}	88,40	4,94	2,54	5,12	3,09	40,00
6	5400 (+)	2000 (-)	1,0 (-)	15 (+)	100 (-)	β-SiC, α-SiC _{II}	89,60	3,42	2,32	4,66	3,14	38,00
7	5000 (-)	3000 (+)	1,0 (-)	15 (+)	100 (-)	β-SiC, α-SiC _{II}	86,22	5,04	2,63	6,11	1,51	39,00
8	5400 (+)	3000 (+)	1,0 (-)	15 (+)	150 (+)	β-SiC, α-SiC _{II}	91,03	2,44	2,17	4,36	1,59	41,00
9	5000 (-)	2000 (-)	2,5 (+)	0 (-)	150 (+)	α-SiC _{II} , β-SiC, Si	35,01	25,55	29,22	10,22	1,23	53,00
10	5400 (+)	2000 (-)	2,5 (+)	0 (-)	100 (-)	α-SiC _{II} , β-SiC, Si	30,94	34,20	25,14	9,72	0,54	55,00
11	5000 (-)	3000 (+)	2,5 (+)	0 (-)	100 (-)	α-SiC _{II} , β-SiC, Si	33,68	28,32	27,22	10,78	0,59	51,00
12	5400 (+)	3000 (+)	2,5 (+)	0 (-)	150 (+)	α-SiC _{II} , β-SiC, Si	30,92	32,52	25,52	11,04	0,54	54,00
13	5000 (-)	2000 (-)	2,5 (+)	15 (+)	100 (-)	β-SiC, α-SiC _{II}	86,63	1,85	2,42	6,08	3,03	38,00
14	5400 (+)	2000 (-)	2,5 (+)	15 (+)	150 (+)	β-SiC, α-SiC _{II}	90,21	2,61	2,72	4,46	3,16	40,00
15	5000 (-)	3000 (+)	2,5 (+)	15 (+)	150 (+)	β-SiC, α-SiC _{II}	87,13	3,16	3,01	6,69	0,50	37,00
16	5400 (+)	3000 (+)	2,5 (+)	15 (+)	100 (-)	β-SiC, α-SiC _{II}	90,05	2,74	2,42	4,79	1,57	39,00

Таблица 5 – Допустимые пределы изменения параметров синтеза и модифицирования карбида кремния и его основные характеристики

Параметры синтеза и модифицирования карбида кремния и его характеристики	SiC (1)+C	SiC (1)+C+B	SiC (2)+C	SiC (2)+C+B
Состав газа-теплоносителя, % об.				
– азот	100	100	80–85	80–85
– водород	–	–	15–20	15–20
Крупность сырья, мкм				
– кремния и карбида	–5	–5	1–2	1–2
– бора	–	–1*	–	1*
Производительность по сырью, кг/ч	3,00	3,00	3,30	3,30
Количество карбидизатора, % от стехиометрического	120–140	120–140	–	–
Концентрация природного газа (метана), % от объема газа-теплоносителя	–	–	0,8–1,6	0,8–1,6
Содержание бора в шихте, % масс.	–	3,00*	–	3,00*
Начальная температура плазменного потока, К	н.м. 5400	н.м. 5400	н.м. 5400	н.м. 5400
Температура закали, К	2200–3000	2800–3000	2800–3000	2800–3000
Фазовый состав	β -SiC(C, N), Si	β -SiC(C, N), Si	β -SiC(C, N), α -SiC _{II}	β -SiC(C, N), α -SiC _{II}
Химический состав, % масс.				
– карбид и его состав	90,45–92,00 SiC _{0,96} N _{0,04} ÷ ÷SiC _{0,93} N _{0,07}	88,88–89,76 SiC _{0,96} N _{0,04} ÷ ÷SiC _{0,93} N _{0,07}	90,24–91,03 SiC _{0,96} N _{0,04} ÷ ÷SiC _{0,93} N _{0,07}	88,61–89,15 SiC _{0,96} N _{0,04} ÷ ÷SiC _{0,93} N _{0,07}
– углерод свободный	2,18–2,38	1,98–2,12	2,17–2,29	2,02–2,18
– бор общий	–	2,55–2,75	–	2,45–2,63
– диоксид кремния	4,26–4,77	4,05–4,36	4,56–4,77	4,31–4,46

Продолжение таблицы 5

Параметры синтеза и модифицирования карбида кремния и его характеристики	SiC (1)+C	SiC (1)+C+B	SiC (2)+C	SiC (2)+C+B
– кремний свободный	1,32–1,52	1,12–1,24	1,54–1,89	1,09–1,16
– летучие	0,65–0,89	0,54–0,65	0,78–0,81	0,68–0,96
Выход карбида кремния, % масс.	91,30–92,68	92,00–92,91	91,72–92,00	91,89–92,12
Удельная поверхность, м ² /кг	40000–44000	42000–44000	38000–40000	39000–42000
Размер частиц ^{**} , нм	53–58	55–58	58–61	55–59
Форма частиц	ограниченный	ограниченный	ограниченный	ограниченный
Максимальная производительность по карбиду кремния, кг/ч	4,05	4,07	3,02	3,04

Примечания

* при получении и модифицировании карбида кремния, легированного бором;
 ** рассчитан по величине удельной поверхности.

ВЫВОДЫ

Проведены экспериментальные исследования процессов плазменного синтеза карбида кремния карбидизацией кремния SiC (1) и плазменного модифицирования карбида SiC (2).

1) Получены для исследуемых технологических вариантов математические модели, описывающие зависимость содержания карбида кремния в продуктах синтеза и модифицирования (в % масс.) от основных параметров;

2) Синтезированный карбид кремния представлен β -SiC, а модифицированный – β -SiC при незначительном содержании SiC_{II}. В карбиде в обоих вариантах присутствует связанный азот в количестве от 1,57 до 3,12 % масс., что позволяет предположить образование тройного кремний-углерод-азотсодержащего соединения, состав которого в зависимости от температуры закалки может изменяться в пределах SiC_{0,96}N_{0,04}–SiC_{0,92}N_{0,08}.

3) Карбид кремния может быть получен в виде углерод-карбидных и бор-углерод-карбидных композиций следующих составов:

– [SiC (1) + C], % масс.: карбида 90,45-92,00; свободного углерода 2,18-2,38; примесей (диоксида кремния, кремния) и летучих 6,23-7,18;

– [SiC (2) + C], % масс.: карбида 90,24-91,03; свободного углерода 2,17-2,29; примесей (диоксида кремния, кремния) и летучих 6,88-7,47;

– [SiC (1) + C + B], % масс.: карбида 88,88-89,78; свободного углерода 1,98-2,12; общего бора 2,55-2,75; примесей (диоксида кремния, кремния) и летучих 5,71-6,25;

– [SiC (2) + C + B], % масс.: карбида 88,61-89,15; свободного углерода 2,02-2,18; общего бора 2,45-2,63; примесей (диоксида кремния, кремния) и летучих 6,08-6,58.

Для всех карбидсодержащих композиций мольное отношение (SiO₂ : C_{своб.}) составляет (1 : (2,45 ÷ 2,86)) и близко к стехиометрическому для получения карбида кремния (1 : 3).

4) Карбид кремния представлен частицами, ограниченными в форме куба либо октаэдра, с тенденцией к округлению ребер и вершин, формированию выпуклых граней. Порошки карбида кремния имеют следующие характеристики дисперсности: удельную поверхность и рассчитанные по ее величине размеры частиц 40000-44000 м²/кг и 53-58 нм для SiC (1), 38000-40000 м²/кг и 58-61 нм для SiC (2).

5) Достигнутые характеристики синтезированного и модифицированного карбида кремния и композиций на его основе свидетельствуют об их потенциальной пригодности для решения поставленных задач в технологии керамики и необходимости исследования изменения химического состава карбида кремния при рафинировании и хранении.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. 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.
2. Наноматериалы и нанотехнологии в производстве карбида кремния: монография: в 3 т. / науч. ред. Г.В. Галевский ; Т. 2. Плазмометаллургическое производство карбида кремния для гальванотехники / О.А. Полях, В.В. Руднева. – М.: Флинта : Наука, 2007. – 190 с.
3. Юркова Е.К. Термодинамика высокотемпературных взаимодействий в системе кремний-углерод-водород-азот / Е.К. Юркова, В.В. Руднева / Металлургия: технологии, управление, инновации, качество: материалы Всерос. науч.-практ. конф. / СибГИУ. – Новокузнецк, 2010. – С. 89-94.
4. Руднева В.В. Плазменный реактор для нанотехнологий: исследование, эксплуатация, совершенствование / В.В. Руднева // Вестник РАЕН: Проблемы развития металлургии в России (тематический номер). – 2006. – Т. 6. – С. 18-30.

ФИЗИКА МЕТАЛЛОВ И МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ

УДК 621.791.92

Н.Н. Малушин

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

КОМПЛЕКСНЫЙ ПОДХОД К РЕШЕНИЮ ПРОБЛЕМЫ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА НАПЛАВЛЕННЫХ ДЕТАЛЕЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

В работе рассмотрен комплексный подход к решению проблемы повышения качества наплавленных деталей на основе причинно-следственной диаграммы Исикавы.

A complex approach to improving the quality problem of soldered part on the basis of Ishikava cause and effect diagram is considered in this paper.

В управлении качеством любую деятельность, в том числе изготовление наплавленных деталей, принято рассматривать как процесс. Результат процесса зависит от многочисленных факторов, между которыми существуют отношения типа причина – следствие. Причинно-следственная диаграмма (диаграмма К. Исикавы) [1] состоит из показателя качества, характеризующего результаты факторных показателей. Построение диаграммы включает следующие этапы: выбор результативного показателя, характеризующего качество изделия (процесса и т.д.); выбор главных причин, влияющих на показатель качества, ранжирование факторов по их значимости и выделение наиболее важных. Диаграмма К. Исикавы отражает логическую структуру отношений между элементами, этапами, работами, составляющими изучаемый технологический процесс. Схема строится по принципу четырех или пяти компонентов, влияющих на качество продукции. Наиболее полную и объективную картину дает метод расслоения 5М, в котором учитываются факторы, зависящие от человека (man), машины (machine), материала (material), метода (method), измерения (measurement). При построении диаграммы факторы располагаются по значимости (ближе к цели строится более значимый фактор). Для выявления причин, оказывающих наибольшее влияние на результат, обычно используют диаграмму Парето, поэтому широко распространено совместное использование причинно-следственных диаграмм и диаграмм Парето.

Среди ответственных деталей металлургического оборудования, от надежности и работоспособности которых в целом зависит производительность и качество выпускаемой продукции, можно выделить прокатные валки – основной рабочий инструмент прокатного стана. Объективное суждение об эффективности конструкторских и технологических решений, направленных на повышение качества изготовления прокатных валков, возможно лишь на основе

статистического анализа опытных данных. Из приведенных в работе [2] данных статистической обработки по стойкости прокатных валков, изготовленных по традиционной технологии с применением закалки и отпуска видно, что качество изготовления валков зависит от особенностей технологии изготовления принятой на том или другом заводе изготовителе.

Одним из способов повышения стойкости прокатных валков может быть технологический процесс их изготовления с применением плазменной наплавки активного рабочего слоя. В работе рассматривается комплексный подход к решению проблемы повышения качества наплавленных прокатных валков с целью повышения их работоспособности с применением диаграммы Исикавы.

При построении причинно-следственной диаграммы Исикавы на первом этапе был произведен выбор результативного показателя, характеризующего качество изделия.

При выборе результативного показателя, определяющего качество изготовления наплавленного прокатного валка, руководствовались следующими соображениями. Рабочие валки холодной прокатки в процессе эксплуатации подвергаются значительным статическим и динамическим нагрузкам. Материал рабочих валков и технология их изготовления должны обеспечивать соответствие требованиям ГОСТ 3541-74. Так, рабочие валки стана 6/100x315 должны соответствовать классу А по ГОСТ 3541-74 с твердостью бочек 95-102 HSh и шеек 30-55 HSh, глубина активного слоя должна составлять не менее 5 % радиуса бочки. Валки должны иметь высокую износостойкость, высокое качество поверхности после обработки и оптимальное распределение и минимальную величину остаточных напряжений по всему сечению валка после закалки и отпуска.

Указание требований к качеству выполнения сварочных процессов также имеет важное значение, поскольку качество этих процессов трудно проверить, поэтому процессы сварки и наплавки относятся к категории специальных процессов. Качество не может быть проверено в изделии, оно должно быть создано в нем. Чтобы в производстве и последующей эксплуатации изделия не возникало серьезных проблем, необходимо обеспечивать управление производством от стадии проектирования, выбора материалов до изготовления и последующего контроля. Так, например, несовершенная конструкция изделия может повлечь за собой высокие затраты при его изготовлении в заводских условиях или при эксплуатации. Неправильный выбор материала, как, основного так и наплавленного, может привести к возникновению различных проблем, таких как появление трещин в сварных соединениях. Общие положения ГОСТ Р ИСО 3834-1 -2007 «Требования к качеству выполнения сварки плавлением металлических материалов. Часть 1. Критерии выбора соответствующего уровня требований» устанавливают требования, предъявляемые к качеству выполнения сварки плавлением металлических материалов, в том числе и при применении других сварочных процессов, таких, как наплавка. Эти требования к аспектам качества продукции, на которые может оказать влияние сварка плавлением, учитывались нами при выборе результативного показателя качества.

Анализ производства качественных наплавленных деталей на основе причинно- следственных диаграмм и диаграмм Парето показал, что наиболее существенным фактором, влияющим на конечный результат (твердость наплавленного металла, отсутствие в нем дефектов, благоприятное напряженное состояние, высокая износостойкость) является метод (method), то есть технология (способ) изготовления.

Поиск и принятие новых принципиальных решений позволяет, согласно схеме непрерывного улучшения качества Дж. Джурана, обеспечить прорыв в улучшении качества, т. е. поднять его на значительно более высокий уровень. Таким принципиально новым подходом в технологии наплавки теплостойких сталей высокой твердости является использование эффекта кинетической пластичности («сверхпластичности») в процессе мартенситного или бейнитного превращения.

Теплостойкие стали типа Р6М5, Р2М8 обладают неудовлетворительной свариваемостью. Обычно для предотвращения образования холодных трещин традиционная технология наплавки предусматривает обязательное применение высокотемпературного предварительного и сопутствующего подогрева ($T_{под} = 400-700 \text{ }^{\circ}\text{C}$) и замедленного охлаждения изделия. При этом происходит образование пластичных продуктов распада аустенита, обладающих низкой твердостью и износостойкостью, что в свою очередь вызывает необходимость проведения сложной термической обработки. В процессе термообработки биметаллического изделия не всегда удается полностью использовать свойства высоколегированного металла и обеспечить его максимальную твердость.

В разработанных на кафедре «Металлургия и технология сварочного производства» (МиТСП) Сибирского государственного индустриального университета способах наплавки теплостойких сталей высокой твердости для предотвращения образования холодных трещин предложено использовать эффект кинетической пластичности (сверхпластичности). Проявление эффекта кинетической пластичности в процессе мартенситного или бейнитного превращения было отмечено при исследованиях свойств наплавленного теплостойкими сталями высокой твердости металла на установках тепловой микроскопии типа ИМАШ.

Особенностью предложенных способов наплавки является применение низкотемпературного предварительного и сопутствующего подогрева ($T_{под} = 150-200 \text{ }^{\circ}\text{C}$). Для получения наплавленного металла с низкой склонностью к образованию трещин регулируется уровень временных напряжений в процессе наплавки путем их частичной релаксации за счет проявления эффекта кинетической пластичности в момент протекания мартенситного или бейнитного превращений. Это позволяет получить наплавленный металл в закаленном состоянии без трещин и с низким уровнем остаточных напряжений.

Улучшить свойства наплавленного высоколегированного металла, а также обеспечить благоприятное напряженное состояние позволяет применение дополнительно после наплавки высокотемпературного отпуска. Так, твердость металла после наплавки составляет HRC 52-57, а после отпуска на вторичную

твердость достигает HRC 62-64, что соответствует 95-102 HSh. Применяв дополнительно после наплавки ультразвуковую поверхностную упрочняющую обработку (УПУО) и азотирование, можно повысить твердость до HRC 64-66. Резервы повышения качества деталей, наплавленных теплостойкими сталями высокой твердости, заложены так же в процессе их эксплуатации путем применения дополнительного высокотемпературного отпуска.

Достаточно важными факторами, влияющими на качество, как видно из диаграммы Исикавы, являются машины (machine) и материал (material). Дальнейшее повышение качества наплавленного металла возможно при разработке и применении новых более качественных материалов, совершенствовании и разработке наплавочного оборудования. В качестве наплавочных материалов при плазменной наплавке предложено применять порошковую проволоку и азотсодержащую защитно-легирующую среду. Для обеспечения высокого качества поверхностного слоя (полное отсутствие пор и шлаковых включений) порошковая проволока изготавливается из смеси порошков высокой степени чистоты и дисперсности.

Положительно на увеличении твердости и устранении пористости наплавленного металла сказывается применение в качестве защитно-легирующей среды в процессе плазменной наплавки азота и введение в шихту порошковой проволоки алюминия и кремнефтористого натрия.

При анализе работы оборудования было выявлено, что наиболее слабым звеном, существенно влияющим на качество наплавленного металла, являются плазмотроны. Для устранения этой причины на кафедре МиТСП были разработаны надежные в работе, высокопроизводительные и компактные плазмотроны. Для измерения и записи термического цикла, также для охлаждения наплаваемых деталей, были разработаны новые устройства, что позволило в процессе наплавки корректировать параметры режима наплавки для обеспечения предложенных способов.

И конечно, в обеспечении качества наплавленных деталей многое определяется человеческим фактором. Четвертый фактор (человек: man) по его важности, наверное, следует поставить на первое место. От человека, его отношения к результатам своего труда, его квалификации, мотивации к качественному труду непосредственным образом зависит внедрение любой достаточно сложной технологии. Для решения этого направления в улучшении качества были разработаны соответствующие методы обучения и мотивации персонала.

И, наконец, для реализации пятого фактора - измерения (measurement) качества наплавленного металла в работе предложено применять такие методы неразрушающего контроля качества сварных соединений, как внешний осмотр и измерение, ультразвуковой метод контроля, методы механических испытаний металлов измерением твердости. Для исследования структуры и свойств наплавленного металла применялись металлографические методы и методы температурной микроскопии.

На кафедре МиТСП на основе комплексного подхода, изложенного выше, разработана технология изготовления рабочих валков холодной прокатки с применением плазменной наплавки [3]. Установлено, что изготовленные с применением плазменной наплавки активного слоя теплостойкими сталями высокой твердости рабочие валки стана холодной прокатки 6/100X315 полностью пригодны для условий прокатки и равнения труднодеформируемых сплавов и сталей при повышении в 1,5...2,0 раза стойкости по сравнению с серийными валками [3].

Повышение износостойкости наплавленных валков можно объяснить наличием в структуре мелкодисперсных карбидов M_6C и MC .

Наличие в поверхностном слое наплавленных валков сжимающих напряжений и отсутствие резкого перехода сжимающих напряжений в растягивающие является, вероятно, дополнительным фактором, способствующим повышению износостойкости.

Комплексный подход к решению проблемы повышения качества наплавленных деталей на основе причинно-следственной диаграммы К. Исикавы позволил успешно применить технологию плазменной наплавки теплостойкими сталями высокой твердости.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Исикава К. Японские методы управления качеством: сокр. пер. с англ. / К. Исикава. – М.: Экономика, 1988. – 215 с.
2. О долговечности и надежности рабочих валков непрерывных листовых станов холодной прокатки / В.В. Бойков, Н.С. Зубков, Н.С. Шкредева, Н.Н. Малушин, Л.Н. Рудакова // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1979. – № 12. – С.107-109.
3. Малушин Н.Н. Анализ работоспособности наплавленных рабочих валков стана холодной прокатки / Н.Н.Малушин, Н.С. Зубков // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1989. – № 10. – С.62 – 65.

**ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И ЭКОЛОГИЯ НА
ПРЕДПРИЯТИЯХ**

УДК 330.133

С.Г. Галевский

НОУ ВПО «Межрегиональный институт экономики и права»,
г. Санкт-Петербург

ОЦЕНКА НЕСОСТОЯТЕЛЬНОСТИ ФИРМЫ НА ОСНОВЕ
ИНВЕСТИЦИОННО-ОРИЕНТИРОВАННОГО ПОДХОДА
СООБЩЕНИЕ 1. АНАЛИЗ РАЗЛИЧНЫХ АСПЕКТОВ
НЕСОСТОЯТЕЛЬНОСТИ И ОПЫТА ЕЁ ОЦЕНКИ

Исследована возможность и необходимость оценки различных типов несостоятельности – юридической и экономической. Изучены существующие подходы к оценке несостоятельности, рассмотрены предложенные на их основании зарубежными и отечественными авторами методики оценки и выявлены их недостатки.

The analysis of theoretical, methodological and practical aspects of insolvency, the experience of its evaluation as an investment-oriented approach.

Введение

В 1990-х гг. в Российской Федерации в связи с переходом к рыночной системе хозяйствования начался процесс возрождения института несостоятельности (банкротства). Потребность в нем обусловлена самой сутью рыночной системы хозяйствования, основанной на конкуренции как проявлении принципа естественного отбора в экономике. В связи с этим, особый интерес вызывают подходы и методы, позволяющие оценить несостоятельность фирмы как в текущий момент, так и в перспективе.

В ходе дела о банкротстве заинтересованными сторонами являются собственники фирмы и ее кредиторы – все инвесторы фирмы. В силу этого представляется, что законодательство в данной сфере должно учитывать интересы инвесторов, однако, на современном этапе, существующие нормативно-правовые акты носят преимущественно прокредиторский характер. Введение процедуры финансового оздоровления и сопутствующие этому изменения законодательства дают собственникам фирмы возможность отстаивать свои интересы, однако на практике данные нормы фактически не работают, что подтверждает крайне низкая эффективность процедур финансового оздоровления. Таким образом, существующее законодательство сохраняет прокредиторский характер.

Представляется, что основная причина этого кроется в отсутствии четких критериев, которые позволяли бы оценить целесообразность введения процедуры финансового оздоровления с точки зрения инвесторов фирмы, что, в свою очередь, позволило бы собственникам аргументированно отстаивать

свои интересы и означало бы реализацию на практике не прокредиторского, а инвестиционно-ориентированного подхода к оценке несостоятельности фирмы и производству дел о банкротстве.

В связи с этим, актуальным представляется дальнейшее исследование базовых понятий и научного инструментария, а также формирование и внедрение основанного на интересах как кредиторов, так и собственников подхода к оценке несостоятельности фирмы.

Теоретические аспекты гражданского права и конкурсного процесса, а также состояние современного российского законодательства в сфере несостоятельности (банкротства) исследованы в работах Т.В. Амосова, С.Е. Андреева, Е.А. Васильева, В.В. Витрянского, А.Х. Гольмстена, В.В. Зайцевой, Г.В. Кальварского, И.М. Кулагина, М.Г. Масевича, Т.Е. Новицкой, М.В. Телюкина, М.Н. Тихомирова, Н.Б. Шеленковой, Г.Ф. Шершеневича, В.Н. Эйтингона, С.В. Юсикова и других.

Теоретические и практические аспекты финансового анализа освещены в работах Ю. Бриггема, С.В. Валдайцева, А.В. Воронцовского, Л. Гапенски, А.Г. Грязновой, М.Н. Крейниной, Е.С. Стояновой, М.А. Федотовой и других.

Вопросы оценки несостоятельности фирмы нашли отражение в работах отечественных и зарубежных авторов, таких, как Э. Альтман, А.Ю. Беликов, У. Бивер, Д. Бодерас, Г.В. Давыдова, Л.В. Донцова, С.Н. Зевайкина, Г.Г. Кадьков, А.Ф. Крюков, Н.А. Никифорова, Р.С. Сайфуллин, Г. Спрингейт, Г.Ф. Тукина, Дж. Фулмер, и других.

Однако в оценке несостоятельности остается еще немало нерешенных проблем. В частности, существующие методики и подходы не уделяют должного внимания возможности восстановления платежеспособности несостоятельного должника в ходе процедуры финансового оздоровления и не учитывают интересы всех инвесторов фирмы, что и обусловило выбор темы настоящего исследования, постановку его цели и задач.

Целью настоящего исследования является совершенствование инструментария оценки несостоятельности фирмы. В соответствии с данной целью в работе решались следующие задачи:

- изучение теоретических и практических основ института банкротства;
- уточнение и конкретизация содержания базового понятия «несостоятельность (банкротство)», выделение различных его типов;
- исследование возможности и необходимости оценки различных типов несостоятельности фирмы;
- изучение зарубежного и отечественного опыта оценки несостоятельности, исследование преимуществ и недостатков отдельных подходов и методов, возможности их применения в рамках инвестиционно-ориентированного подхода.

Теоретической и методологической основой исследования послужили исследования ведущих отечественных и зарубежных ученых в области гражданского права и конкурсного процесса, теории финансов и, в частности, финансового анализа.

В ходе исследования были использованы нормативно-правовые акты Российской Федерации, регламентирующие вопросы несостоятельности (банкротства), труды отечественных и зарубежных авторов, публикации в периодических научных изданиях, материалы научно-практических конференций. Для решения поставленных задач применялись методы анализа и синтеза, дедуктивный и индуктивный методы, метод коэффициентного анализа.

Информационную базу исследования составляют федеральные законы Российской Федерации, постановления Правительства РФ и указы Президента РФ, официальные статистические данные, отечественные и зарубежные публикации, материалы научно-практических конференций, данные по исследуемой проблеме, размещенные в сети Интернет.

Анализ теоретических, методологических и практических аспектов несостоятельности

Основой рыночной модели хозяйствования является конкуренция, представляющая собой, по сути, реализуемый повсеместно – как в природе, так и в обществе – принцип естественного отбора. Применительно к экономике, данный принцип находит выражение в росте благосостояния собственников эффективно функционирующих хозяйствующих субъектов. При этом неэффективно функционирующий хозяйствующий субъект в условиях рыночной экономики с течением времени непременно будет выведен из числа действующих – либо путем поглощения и ассимиляции более успешными конкурентами, либо посредством реализации процедуры банкротства. Таким образом, механизм банкротства является защитной реакцией рыночной среды на появление неэффективных субъектов хозяйствования и позволяет реализовать принцип естественного отбора в экономике. Соответственно, не вызывает сомнений не только необходимость самого наличия института банкротства, но постоянного его совершенствования в соответствии с изменяющимися условиями хозяйствования.

В работе изучена эволюция института несостоятельности (банкротства), начиная от Римского права и вплоть до наших дней. Также детально проанализировано современное состояние российского законодательства о банкротстве и его применение в хозяйственной практике. Такой анализ выявил как достоинства, так и недостатки, присущие законодательной базе в сфере несостоятельности, а также показал необходимость дальнейшего ее совершенствования и позволил обозначить его основные направления. Среди них особо стоит отметить необходимость повышения эффективности процедуры финансового оздоровления (в 2005-2009 гг. эффективность этой процедуры по данным Высшего Арбитражного Суда РФ составила менее 0,1 процента) и противодействие использованию банкротства в качестве инструмента враждебного поглощения. Представляется, что данные проблемы вызваны, в первую очередь, прокредиторским характером действующего законодательства и отсутствием у собственников предприятия-должника возможности аргументировано отстаивать свои интересы в ходе производства дела о банкротстве.

Ст. 2 Федерального закона № 127-ФЗ «О несостоятельности (банкротстве)» определяет несостоятельность (банкротство) как признанную арбитражным судом неспособность должника в полном объеме удовлетворить требования кредиторов по денежным обязательствам и (или) исполнить обязанность по уплате обязательных платежей. Данное определение прочно закрепилось и повсеместно используется не только в юридической, но и в экономической практике. Однако проведенный анализ экономического и юридического аспектов несостоятельности показал, что в условиях действующего законодательства несостоятельность как юридический факт далеко не всегда является следствием неудовлетворительного экономического положения должника, и далеко не всегда его неспособность (или нежелание) своевременно удовлетворить требования кредиторов влечет за собой вынесение арбитражным судом решения о его несостоятельности. В силу этого необходимо выделять два типа несостоятельности – юридическую (как утвержденный судом факт) и экономическую (как финансово-экономическое состояние предприятия). Признаки несостоятельности юридической, представляющей собой признание арбитражным судом должника неплатежеспособным, определены в Федеральном законе «О несостоятельности (банкротстве)». Однако в соответствии с современным законодательством даже предприятие, признанное арбитражным судом неплатежеспособным (юридически несостоятельным), имеет шанс восстановить свою платежеспособность в ходе процедуры финансового оздоровления. Таким образом, вынесение арбитражным судом решения о признании должника банкротом не означает обязательной его ликвидации. Ликвидация бизнеса оправдана лишь в случае, когда предприятие неспособно генерировать доход, достаточный для удовлетворения всех заинтересованных сторон. С точки зрения кредиторов такой момент наступает, если должник не способен восстановить свою платежеспособность в ходе процедуры финансового оздоровления. Однако не стоит забывать, что в процессе банкротства заинтересованной стороной являются также и собственники предприятия, поэтому юридически несостоятельная компания может оказаться экономически несостоятельной и в том случае, если сами собственники не видят смысла во введении процедуры финансового оздоровления. Таким образом, бизнес должен быть способен по результатам процедуры финансового оздоровления генерировать доход, достаточный для удовлетворения как кредиторов, так и собственников, или, иными словами, всех инвесторов фирмы. Соответственно, под экономической несостоятельностью следует понимать неспособность бизнеса генерировать доход, достаточный для удовлетворения всех заинтересованных сторон (инвесторов), и именно экономически несостоятельный бизнес подлежит ликвидации. Очевидно, что экономически несостоятельным бизнес может быть задолго до признания его несостоятельным юридически, и наоборот – даже признанный неплатежеспособным должник может восстановить свою платежеспособность в ходе процедуры финансового оздоровления, если он экономически состоятелен.

Следовательно, в случае с признанным юридически несостоятельным должником, экономическая несостоятельность подразумевает неспособность восстановить платежеспособность в ходе процедуры финансового оздоровления или (и) незаинтересованность самих собственников предприятия-должника в данной процедуре. Таким образом, экономически несостоятельным в данном случае является предприятие, процедура финансового оздоровления которого нецелесообразна с точки зрения кредиторов или (и) с точки зрения собственников.

Поэтому в ходе процедуры банкротства, прежде чем перейти к конкурсному производству и ликвидации предприятия, необходимо установить, является ли предприятие-должник несостоятельным не только юридически, но и экономически, для чего необходимы соответствующие методы и методики оценки несостоятельности. Причем предлагаемые ими критерии должны быть в состоянии оценить целесообразность введения процедуры финансового оздоровления как с точки зрения кредиторов предприятия, так и с точки зрения его собственников, то есть учитывать интересы всех инвесторов фирмы. Таким образом, при оценке экономической несостоятельности фирмы должен осуществляться инвестиционно-ориентированный подход.

Процедура финансового оздоровления наиболее предпочтительна с точки зрения возможности удовлетворения всех заинтересованных сторон в деле о банкротстве, или всех инвесторов фирмы, однако данная процедура возможна далеко не всегда, поскольку восстановление платежеспособности несостоятельного предприятия представляет собой крайне сложную задачу. Вместе с тем, введение заведомо нереализуемой процедуры финансового оздоровления приводит к ущемлению интересов кредиторов. Во-первых, конкурсное производство начнется лишь после неудачной попытки финансового оздоровления, и кредиторы получают свои средства значительно позже, во-вторых, в случае неудачи у предприятия останется меньше активов, и по результатам конкурсного производства интересы кредиторов будут удовлетворены в меньшей степени.

В связи с этим с введением в законодательство о банкротстве процедуры финансового оздоровления существенно возросла роль финансового анализа в делах о несостоятельности. Правительством РФ было издано постановление от 25 июня 2003 г. №367 «Правила проведения арбитражным управляющим финансового анализа». В данном постановлении определены цели, информационная база и основные принципы проведения финансового анализа. Следует отметить, что первой из целей данное постановление называет подготовку предложения «о возможности (невозможности) восстановления платежеспособности должника и обоснования целесообразности введения в отношении должника соответствующей процедуры банкротства». Таким образом, основной целью финансового анализа в деле о банкротстве является обоснование целесообразности (нецелесообразности) введения процедуры финансового оздоровления, что полностью совпадает со сделанным нами выводом о предпочтительности данной процедуры. Соответственно, существ-

вующее законодательство предписывает не только установить юридическую несостоятельность должника (то есть признать его банкротом), но и оценить экономическую несостоятельность, то есть целесообразность введения процедуры финансового оздоровления для должника, уже признанного несостоятельным юридически. Однако, если в Федеральном законе «О несостоятельности (банкротстве)» названы признаки несостоятельности, в соответствии с которым должник может быть признан арбитражным судом несостоятельным юридически, то в постановлении Правительства РФ не указаны четкие критерии, которыми должен руководствоваться проводящий анализ арбитражный управляющий при принятии решения о возможности (невозможности) восстановления платежеспособности. Оговорены лишь основные показатели деятельности предприятия, на которые ему стоит ориентироваться, но четкой методики финансового анализа не предусмотрено. В силу этого актуальным представляется поиск или разработка критериев и методик, позволяющих оценить целесообразность введения процедуры финансового оздоровления с точки зрения собственников предприятия и целесообразность введения процедуры финансового оздоровления с точки зрения кредиторов.

Таким образом, необходимы критерии, пригодные для использования в судебной и хозяйственной практике, которые позволяли бы оценить несостоятельность должника и целесообразность процедуры финансового оздоровления. Однако не стоит забывать, что процедура финансового оздоровления осуществляется в интересах не только кредиторов, но и собственников. Следовательно, собственникам несостоятельного предприятия также необходимо принять решение о целесообразности процедуры финансового оздоровления. Соответственно, для комплексного методического обеспечения процедуры банкротства и реализации на практике инвестиционно-ориентированного подхода к оценке несостоятельности необходимо два критерия, позволяющих оценить:

- целесообразность введения процедуры финансового оздоровления с точки зрения собственников предприятия;
- целесообразность введения процедуры финансового оздоровления с точки зрения кредиторов.

Анализ опыта оценки несостоятельности в контексте инвестиционно-ориентированного подхода

Актуальность и сложность проблемы оценки несостоятельности обусловили значительное число подходов к ее решению. Анализ зарубежного и отечественного опыта показал, что зарубежные методики оценки вероятности банкротства неприменимы в современных российских условиях ввиду как устаревания использованных при их разработке исходных данных, так и изначального их несоответствия российской практике хозяйствования. При этом адекватная адаптация зарубежного опыта с учетом российских условий на данный момент вряд ли представляется возможной из-за отсутствия накопленной статистики по банкротствам российских предприятий. В силу этого большая часть отечественных разработок представляет собой теоретически и

эмпирически необоснованные модели, что ставит под сомнение возможность их использования. Во всяком случае, подобная возможность требует тщательного обоснования для каждой из моделей.

Поскольку зарубежные методики принципиально неприменимы в российских условиях, для поиска необходимых критериев в работе проведен детальный анализ отечественных методик оценки несостоятельности. Коэффициентный анализ количественных методик показал, что существующие методики основной акцент делают на показателях ликвидности и финансовой устойчивости, в то время как показателям рентабельности и деловой активности уделяется существенно меньше внимания, что указывает на ориентированность данных методик на интересы кредиторов (рисунок 1). Таким образом, эти методики не могут быть использованы для оценки целесообразности процедуры финансового оздоровления с точки зрения собственников.

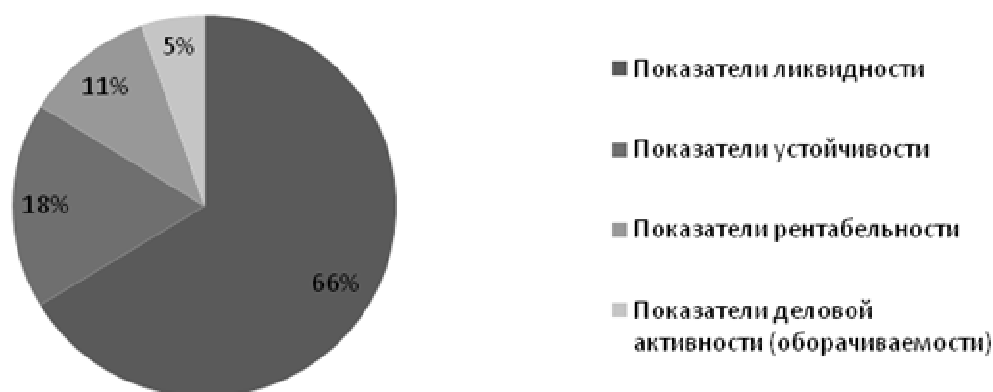


Рисунок 1 – Влияние групп показателей на конечный результат оценки несостоятельности в отечественных методиках

В то же время, анализ нормативной базы показателей оценки несостоятельности выявил, что их нормативные значения по большинству показателей существенно завышены, как относительно принятых в экономическом анализе нормативов, так и относительно средних показателей по стране (рисунок 2).

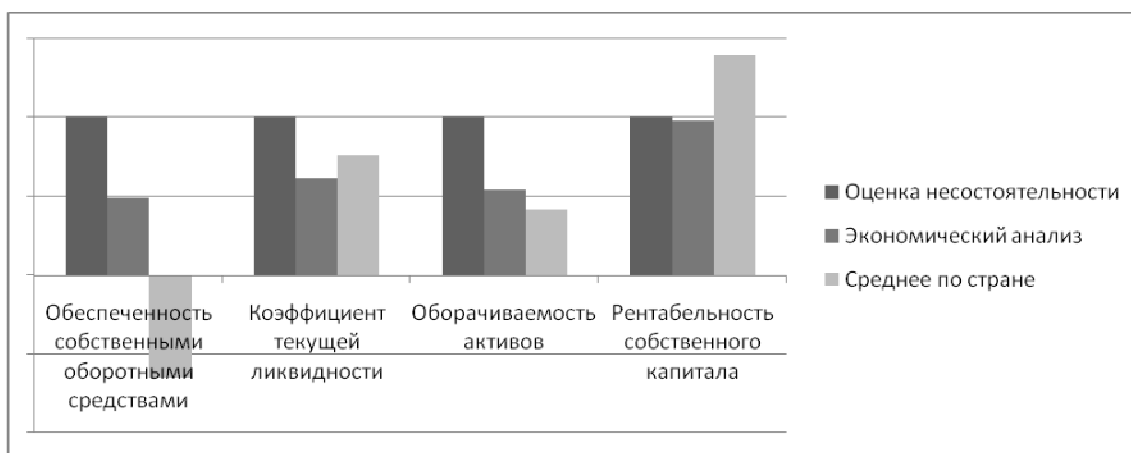


Рисунок 2 – Сравнение нормированных нормативных значений показателей оценки несостоятельности со средним по РФ

Это, в свою очередь, делает невозможным использование количественных методик для оценки целесообразности введения процедуры финансового оздоровления и с точки зрения кредиторов, поскольку из-за завышенных нормативов к предприятиям-должникам предъявляются необоснованно высокие требования.

Анализ качественных методик показал, что используемые в них факторы частично ориентированы на интересы кредиторов, а частично – на интересы собственников, в силу чего ни одна из качественных методик не может быть использована для оценки целесообразности введения процедуры финансового оздоровления ни с точки зрения кредиторов, ни с точки зрения собственников (рисунок 3).

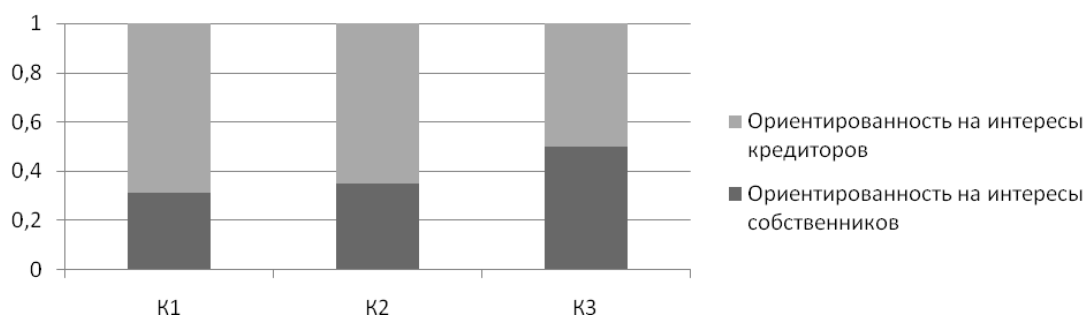


Рисунок 3 – Ориентированность методик на интересы собственников и кредиторов

Таким образом, существующие и количественные, и качественные методики непригодны для определения целесообразности процедуры финансового оздоровления и не могут быть использованы в рамках инвестиционно-ориентированного подхода. В силу этого представляется необходимым разработать требуемые критерии (как для собственников, так и для кредиторов) самостоятельно, что позволит реализовать инвестиционно-ориентированный подход в судебной и хозяйственной практике.

Заключение

Рассмотрены эволюция института несостоятельности (банкротства) в мировой и отечественной практике, основные достоинства и недостатки современного российского законодательства о банкротстве, юридический и экономический аспекты несостоятельности, зарубежный и отечественный опыт ее оценки. Проведен анализ возможности и необходимости оценки различных типов несостоятельности, коэффициентный анализ отечественного опыта ее оценки, исследование нормативной базы количественных показателей оценки несостоятельности, а также анализ качественного подхода к оценке несостоятельности. Показано, что существующие и количественные, и качественные методики непригодны для определения целесообразности процедуры финансового оздоровления и не могут быть использованы в рамках инвестиционно-ориентированного подхода. В силу этого необходимо разработать требуемые критерии (как для собственников, так и для кредиторов) самостоятельно, что позволит реализовать инвестиционно-ориентированный подход в судебной и хозяйственной практике.

С.Г. Галевский

НОУ ВПО «Межрегиональный институт экономики и права»,
г. Санкт-Петербург

ОЦЕНКА НЕСОСТОЯТЕЛЬНОСТИ ФИРМЫ НА ОСНОВЕ
ИНВЕСТИЦИОННО-ОРИЕНТИРОВАННОГО ПОДХОДА
СООБЩЕНИЕ 2. РАЗРАБОТКА ИНВЕСТИЦИОННО-
ОРИЕНТИРОВАННОГО ПОДХОДА К ОЦЕНКЕ
НЕСОСТОЯТЕЛЬНОСТИ

Предложены критерии оценки несостоятельности и целесообразности введения процедуры финансового оздоровления с точки зрения кредиторов (ФОК-критерий) и собственников (ФОС-критерий), методики их расчета, а также базирующаяся на данных критериях модель, позволяющая реализовать инвестиционно-ориентированный подход к оценке несостоятельности в судебной и хозяйственной практике.

The investment-oriented approach to the assessment of insolvency is developed.

Изучение существующих подходов к оценке несостоятельности, рассмотрение предложенных на их основании зарубежными и отечественными авторами методик оценки показало наличие неустранимых на данный момент недостатков существующих методик, что обуславливает необходимость дальнейшего совершенствования инструментария оценки несостоятельности ввиду невозможности переноса или адекватной адаптации зарубежных методик и недостаточной обоснованности отечественных разработок в данной области. Коэффициентный анализ количественных методик оценки несостоятельности показал, что существующие методики основной акцент делают на показателях ликвидности и финансовой устойчивости, в то время как показателям рентабельности и деловой активности уделяется существенно меньше внимания, что указывает на ориентированность данных методик на интересы кредиторов; таким образом, эти методики не могут быть использованы для оценки целесообразности процедуры финансового оздоровления с точки зрения собственников. В то же время, анализ нормативной базы показателей оценки несостоятельности выявил, что их нормативные значения существенно завышены, что делает невозможным использование количественных методик для оценки целесообразности введения процедуры финансового оздоровления и с точки зрения кредиторов. Анализ качественных методик показал, что используемые в них факты частично ориентированы на интересы кредиторов, а частично – на интересы собственников, в силу чего ни одна из каче-

ственных методик не может быть использована для оценки целесообразности введения процедуры финансового оздоровления ни с точки зрения кредиторов, ни с точки зрения собственников. Таким образом, существующие и количественные, и качественные методики непригодны для определения целесообразности процедуры финансового оздоровления и не могут быть использованы в рамках инвестиционно-ориентированного подхода. Поэтому необходимо разрабатывать и внедрять инвестиционно-ориентированный подход к оценке несостоятельности.

В связи с этим целью настоящей работы явилось:

- разработка критериев, позволяющих оценить целесообразность процедуры финансового оздоровления с точки зрения всех инвесторов фирмы;
- разработка модели оценки несостоятельности фирмы, позволяющей реализовать инвестиционно-ориентированный подход в судебной и хозяйственной практике.

В соответствии с действующим законодательством, собственники предприятия, признанного арбитражным судом несостоятельным, имеют шанс сохранить право собственности на него в случае успешного проведения процедуры финансового оздоровления. Однако прежде чем приступать к обоснованию целесообразности введения данной процедуры перед кредиторами и арбитражным судом, самим собственникам следует решить, выгодна ли данная процедура им.

Собственники предприятия, на первый взгляд, априори заинтересованы в процедуре финансового оздоровления, поскольку она представляет собой их единственный шанс сохранить предприятие. Однако данная процедура означает для собственников определенные затраты сил, времени и финансовых ресурсов, необходимых для подготовки плана финансового оздоровления, обоснования его перед кредиторами и реализации на практике. С другой стороны, отказавшись от прав собственности на предприятие и согласившись на незамедлительный переход к конкурсному производству, собственники получают возможность максимально быстро освободиться от бремени долгов и вновь попробовать себя в предпринимательской деятельности. В случае, если предприятие после проведения процедуры финансового оздоровления (даже если процедура будет успешной и требования кредиторов будут удовлетворены) не будет в состоянии генерировать доход, достаточный для удовлетворения ожиданий собственников, данная процедура с точки зрения собственников вряд ли может быть признана целесообразной. В силу этого представляется необходимым разработать методику, которая позволяла бы оценить целесообразность процедуры финансового оздоровления с точки зрения собственников (ФОС-методику).

В качестве целевого критерия данной методики предлагается использовать показатель «мера несостоятельности», p , определяемый по следующей формуле:

$$p_t = \frac{V_t + \text{Div}_{t-1} - S_0 - G_{t-1}}{V_t} = \frac{V_t - S_0 - R_{t-1}}{V_t} = 1 - \frac{S_0 + R_{t-1}}{V_t}, \quad (1)$$

где p_t – мера несостоятельности на период t ; V_t – неподтвержденные ожидания собственников к моменту t ; Div_{t-1} – накопленные к началу периода t дивиденды; S_0 – чистые активы предприятия на момент времени t_0 ; G_{t-1} – накопленная к началу периода t чистая прибыль; R_{t-1} – реинвестированная к началу периода t прибыль.

Неподтвержденные ожидания инвесторов через t лет (периодов) могут быть рассчитаны по формуле:

$$V_t = (V_{t-1} - D_{t-1}) \cdot (1 + r), \quad (2)$$

где r – требуемая доходность.

Рост меры несостоятельности указывает на ухудшение ситуации. Для оценки целесообразности введения процедуры финансового оздоровления удобнее рассчитывать меру состоятельности, или ФОС-критерий:

$$\text{ФОС}_t = 1 - p_t = \frac{S_0 + R_{t-1}}{V_t}. \quad (3)$$

Также как и для меры несостоятельности, для данного показателя пороговыми значениями являются ноль и единица. Однако в данном случае значения меньше нуля указывают на несостоятельность компании, от нуля до единицы – на частичную состоятельность, а больше единицы – на полную или абсолютную состоятельность. Таким образом, если в соответствии с разработанным собственниками планом финансового оздоровления предприятие восстановит платежеспособность и его ФОС-критерий превысит единицу, то процедура финансового оздоровления целесообразна с точки зрения собственников. Если мера состоятельности больше нуля, но меньше единицы, то предприятие способно будет оправдать ожидания собственников лишь частично, и в этом случае целесообразность процедуры финансового оздоровления под вопросом. Если же ФОС-критерий по результатам составленного собственниками прогноза меньше нуля, то процедура финансового оздоровления нецелесообразна.

Ключевым условием введения процедуры финансового оздоровления является возможность предприятия по результатам этой процедуры восстановить свою платежеспособность и исполнить обязательства перед кредиторами. В противном случае введение финансового оздоровления ущемляет их интересы. Не стоит забывать, однако, что излишняя осторожность при принятии решения о целесообразности (или нецелесообразности) введения данной процедуры ущемляет интересы собственников и может привести к ликвидации бизнеса, способного восстановить свою платежеспособность. В силу это-

го представляется необходимой разработка критерия, позволяющего реально оценить целесообразность введения процедуры финансового оздоровления с точки зрения кредиторов.

В соответствии с Федеральным законом «О несостоятельности (банкротстве)», статья 109, основными мерами по восстановлению платежеспособности должника, не ведущими к смене собственника и пригодными к реализации на стадии финансового оздоровления, являются:

- прибыль предприятия-должника от обычной деятельности;
- продажа части имущества предприятия-должника при репрофилировании производства, закрытии ряда нерентабельных производств или как вынужденная мера;
- реализация дебиторской задолженности предприятия-должника, в виде взыскания задолженности самим банкротом и (или) уступки прав требований;
- увеличение уставного капитала предприятия-должника в виде увеличения уставного капитала должника за счет взносов участников и третьих лиц или в виде размещения дополнительных обыкновенных акций должника;
- исполнение обязательств должника собственником имущества должника - унитарного предприятия, учредителями (участниками) должника либо третьим лицом или третьими лицами.

Таким образом, чтобы с учетом всех источников средств предприятия-должника требования кредиторов были исполнены, должно соблюдаться следующее условие:

$$\text{ФОК} = \frac{\text{П(У)} + \text{ПИ} + \text{РДЗ} + \text{УУК} + \text{Пр}}{\text{ОУ} - \text{ИО} - (\text{ДС} + \text{КФВ})} \geq 1, \quad (4)$$

где ФОК – ФОК-критерий; П(У) – прибыль (убыток) предприятия должника от обычной деятельности; ПИ – доход от продажи части имущества предприятия-должника; РДЗ – доход от реализации дебиторской задолженности предприятия-должника; УУК – доход от увеличения уставного капитала предприятия-должника; Пр – прочие источники средств предприятия-должника; ОУ – обязательства к уплате; ИО – исполнения обязательств предприятия-должника; ДС – денежные средства предприятия-должника на момент признания его несостоятельным; КФВ – краткосрочные финансовые вложения предприятия-должника на момент признания его несостоятельным.

Источники средств предприятия-должника, изысканных им в ходе процедуры финансового оздоровления, должны быть больше обязательств к уплате за вычетом исполненных в ходе финансового оздоровления обязательств и денежных средств (в форме непосредственно денежных средств и вложений в высоколиквидные активы), имевшихся у должника на момент признания его несостоятельным. В таком случае предприятие будет способно исполнить свои обязательства перед кредиторами, и с их точки зрения процедура финан-

сового оздоровления будет целесообразна. В случае, если ФОК-критерий меньше единицы, но больше нуля, то должник по результатам процедуры финансового оздоровления способен будет исполнить свои обязательства перед кредиторами лишь частично. В случае же, если данное соотношение меньше нуля, что возможно при получении должником в ходе процедуры финансового оздоровления значительных убытков, превышающих доход от всех прочих источников средств, то должник не в состоянии будет исполнить свои обязательства перед кредиторами, и необходимость конкурсного производства очевидна.

Разработанные критерии позволяют оценить целесообразность введения процедуры финансового оздоровления как с точки зрения собственников, так и с точки зрения кредиторов. Иными словами, эти критерии позволяют оценить экономическую несостоятельность фирмы с точки зрения ее инвесторов. Представляется, что использование данных критериев в судебной и хозяйственной практике будет способствовать максимальному удовлетворению их интересов. В силу этого представляется необходимым предложить модель, основанную на данных критериях и позволяющую реализовать инвестиционно-ориентированный подход к оценке несостоятельности фирмы.

Поскольку целесообразность процедуры финансового оздоровления оценивается с точки зрения как кредиторов, так и собственников, то необходимо использовать два критерия:

- ФОС-критерий, оценивающий целесообразность введения финансового оздоровления с точки зрения собственников и рассчитываемый по формуле (3);
- ФОК-критерий, оценивающий целесообразность введения финансового оздоровления с точки зрения кредиторов и определяемый по формуле (4).

Для каждого из этих критериев существует два граничных значения – ноль и единица. При значении больше единицы интересы какой-либо из групп инвесторов удовлетворяются полностью, от нуля до единицы – частично, менее нуля – не удовлетворяются вовсе. Частные случаи целесообразности или нецелесообразности введения процедуры финансового оздоровления в зависимости от значений критериев представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Частные случаи целесообразности введения процедуры финансового оздоровления

ФОС-критерий	ФОК-критерий		
	<0	0-1	>1
<0	1	1	1
0-1	1	2	2
>1	1	2	3

Представляется, что для целей оценки состоятельности фирмы и целесообразности введения в отношении нее процедуры финансового оздоровления, то есть для целей использования предложенного подхода в судебной и хозяйственной практике, нет необходимости рассматривать все возможные случаи и ситуации по отдельности. Очевидно, что если интересы хотя бы одной из групп инвесторов не могут быть удовлетворены по результатам финансового оздоровления фирмы, то данная процедура вряд ли может быть признана целесообразной, и фирма несостоятельна. Подобное имеет место, если ФОС-критерий или ФОК-критерий, или оба эти критерия, меньше нуля (случай 1). Если же интересы всех групп инвесторов удовлетворены полностью, то введение процедуры финансового оздоровления целесообразно, и фирма состоятельна, что возможно в случае, если и ФОС-критерий, и ФОК-критерий больше единицы (случай 3).

Особый интерес вызывают случаи 2. На первый взгляд, процедура финансового оздоровления в этих случаях нецелесообразна, поскольку интересы, по крайней мере, одной из сторон не удовлетворены полностью. Однако интересы каждой из групп инвесторов удовлетворяются в этих случаях как минимум частично, и возможна ситуация, при которой подобное частичное удовлетворение требований является максимально возможным. Соответственно, при соблюдении ряда условий в случае 2 собственникам и (или) кредиторам предпочтительнее поступиться своими интересами и согласиться с необходимостью введения процедуры финансового оздоровления. Следовательно, в этих случаях процедуру финансового оздоровления можно назвать условно-целесообразной, а фирму – условно-состоятельной.

Таким образом, для использования в судебной и хозяйственной практике можно выделить три степени состоятельности фирмы:

- состоятельна (и ФОС-критерий, и ФОК-критерий больше единицы) – процедура финансового оздоровления целесообразна, в конкурсном производстве нет необходимости;
- условно-состоятельна (и ФОС-критерий, и ФОК-критерий больше нуля, но хотя бы один из них меньше единицы) – процедура финансового оздоровления целесообразна при соблюдении ряда условий и достижении соглашения между собственниками и кредиторами, в противном случае необходимо конкурсное производство;
- несостоятельна (хотя бы один из критериев меньше нуля) – процедура финансового оздоровления нецелесообразна, необходимо введение процедуры конкурсного производства.

Предложенный подход может быть использован и государственными органами для разработки нормативно-правовых актов, регламентирующих деятельность арбитражных судов при ведении дела о несостоятельности (банкротстве). Также предложенные методики могут быть использованы не только после признания должника банкротом, но и задолго для этого момента, для принятия управленческих решений в области финансов. Собственники фирмы могут использовать ФОС-методику для принятия решений о смене ме-

недждмента или продаже бизнеса, а кредиторы – ФОК-методику для принятия решений о выдаче (или не выдаче) кредита. Все это указывает на целесообразность использования предложенного подхода в судебной и хозяйственной практике и позволяет рекомендовать его к внедрению.

Заключение

1. Разработаны критерии, позволяющие оценить несостоятельность фирмы и целесообразность введения процедуры финансового оздоровления как с точки зрения кредиторов, так и с точки зрения собственников. Предложенные критерии рассчитываются на основании двух методик – ФОК-методики и ФОС-методики (ФОК-критерий и ФОС-критерий), и могут быть использованы не только в судебной, но и в хозяйственной практике, задолго до возбуждения дела о несостоятельности (банкротстве), для принятия собственниками и кредиторами фирмы обоснованных управленческих решений в области финансов.

2. Предложена инвестиционно-ориентированная модель оценки несостоятельности фирмы, позволяющая реализовать инвестиционно-ориентированный подход в судебной и хозяйственной практике. Данная модель базируется на расчете предложенных критериев посредством ФОС-методики и ФОК-методики, и позволяет оценить степень несостоятельности фирмы и сделать вывод о целесообразности введения процедуры финансового оздоровления. Всего выделено три степени несостоятельности, в зависимости от значений предложенных критериев фирма может быть состоятельна (процедура финансового оздоровления целесообразна), условно-состоятельна (процедура финансового оздоровления целесообразна при соблюдении ряда условий) или несостоятельна (процедура финансового оздоровления нецелесообразна, необходим переход к конкурсному производству). Таким образом, предложенный подход может быть использован для разработки нормативно-правовых актов, регламентирующих введение арбитражным судом процедуры финансового оздоровления в отношении юридически несостоятельного должника, и призванных повысить эффективность данной процедуры и противодействовать использованию института несостоятельности в качестве инструмента враждебного поглощения, то есть устранить основные недостатки действующего законодательства о банкротстве.

Л.В. Думова, А.А. Уманский

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

О СОЦИАЛЬНОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ ГОРОДА НОВОКУЗНЕЦКА

На основании анализа фактических данных о деятельности ОАО «ЗСМК» и ОАО «НКМК» в 2007-2009 гг. проведена оценка уровня социальной ответственности указанных предприятий. Установлено, что на ОАО «ЗСМК» и ОАО «НКМК» существует тенденция к сокращению затрат, связанных с социальной ответственностью перед работниками, причем зачастую без явной взаимосвязи с ухудшением финансового положения предприятий. Данный факт говорит о недооценке менеджментом предприятий значимости социальной ответственности, как обязательного условия для устойчивого развития.

Given the evaluation of the level of corporate social responsibility on the base of analysis of financial and produce activity of metallurgical plants at 2007-2009 years. Declares the decrease tendencies in this area that causes lower lever of social responsibility. And this decrease isn't connected to financial situation. This fact shows devaluation of social responsibility importance that leads to decrease of sustainable development on enterprises.

Опыт экономически развитых стран свидетельствует, что социальная ответственность компаний приобретает все большее значение для ее эффективного функционирования в конкурентной среде. Устойчивое развитие предприятий невозможно без соблюдения следующих основных условий:

- создание привлекательных рабочих мест;
- инвестиции в развитие человеческого капитала;
- экологическая безопасность производства;
- взаимодействие с властью и местными сообществами.

В России до недавнего времени деятельность большинства компаний в области социальной ответственности находилась на стадии «социального обязательства» – то есть на социальные программы выделялись только необходимые по закону средства. Работники предприятий обеспечивались минимальным социальным пакетом, подход к взаимодействию с обществом сочетал в себе перешедшее по наследству с советских времен так называемое «шефство» над государственными социальными учреждениями (особенно для градообразующих предприятий) и благотворительность в виде разовых акций

помощи отдельным организациям или физическим лицам. В последние годы многие крупные предприятия и компании постепенно переходят к целенаправленному финансированию социальных программ. На предприятиях создаются специализированные структуры по системному управлению социальными проектами. В то же время следует отметить, что реальный уровень социальной ответственности компаний во многих случаях далек от уровня, декларируемого в средствах массовой информации. Обнародование отдельных данных о размерах социальных выплат, затратах на обучение персонала и улучшение экологической обстановки не позволяет составить объективную картину в отрыве от общей экономической ситуации в компании.

Для оценки фактического уровня социальной ответственности предприятий (компаний) необходим анализ фактических показателей их деятельности в динамике за определенный период. Такой подход был реализован применительно к двум крупнейшим предприятиям черной металлургии г. Новокузнецка – ОАО «ЗСМК» и ОАО «НКМК». Проанализирована динамика изменения в 2007-2009гг. показателей, характеризующих уровень социальной ответственности перед работниками: расходы на социальные программы, среднемесячная заработная плата, среднесписочная численность персонала, количество прошедших переподготовку и обучение работников. Источниками данных послужили годовые отчеты за указанный период [1-6], публикуемые на официальных сайтах предприятий для открытого доступа.

На основании полученных данных на ОАО «ЗСМК» имело место повышение расходов на социальные программы в пересчете на одного работника в 2008г. и их снижение в 2009г., социальные расходы на ОАО «НКМК» снижались на всем протяжении рассматриваемого периода (таблица 1, рисунок 1).

Таблица 1 – Изменение затрат на социальные программы

Показатель	Предприятия					
	ОАО «ЗСМК»			ОАО «НКМК»		
	2007г.	2008г.	2009г.	2007г.	2008г.	2009г.
Социальные затраты, млн.руб./год	392,8	393,3	222,2	621,0	184,4	106,7
Прирост к предыдущему периоду, %		0,1	-43,5		-70,3	-42,1
Социальные затраты на одного работающего, руб./год	17 368	22 777	14 434	61 607	24 007	16 656
Прирост к предыдущему периоду, %		+ 31,1	- 36,6		- 61,0	- 30,6
Прибыль, млрд. руб.	24,4	33,0	2,8	6,8	6,3	0,8
Прирост к предыдущему периоду, %		+ 35,4	- 91,6		-7,4	- 87,3
Прибыль на одного работающего, тыс.руб./год	1 078	1 912	180	675	820	125
Прирост к предыдущему периоду, %		+ 77,4	- 90,6		+ 21,6	- 84,8

По сведениям официальных источников уменьшение социальных затрат связано со снижением спроса на металлопродукцию и, как следствие, с уменьшением прибыли в период мирового экономического кризиса. Однако данному объяснению противоречит ситуация, сложившаяся в 2008г. на ОАО «НКМК» – зафиксировано значительное уменьшение социальных расходов в пересчете на одного работающего (на 61,0%) на фоне увеличения прибыли на 21,6% (таблица 1, рисунок 2).

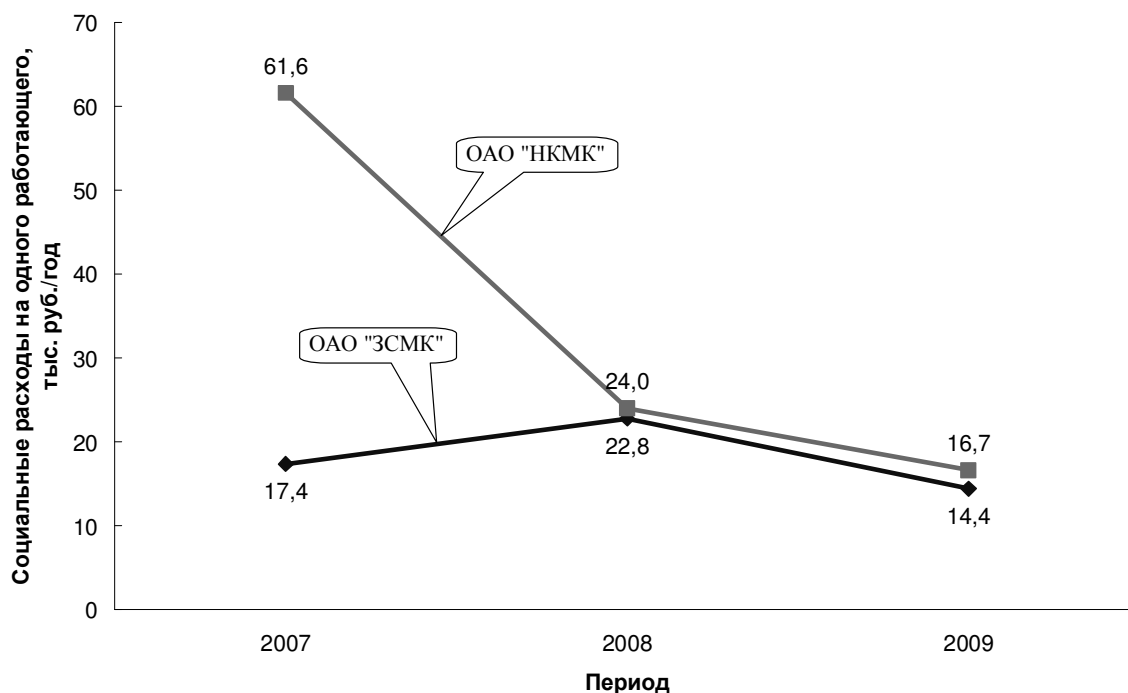


Рисунок 1 – Динамика изменения социальных расходов

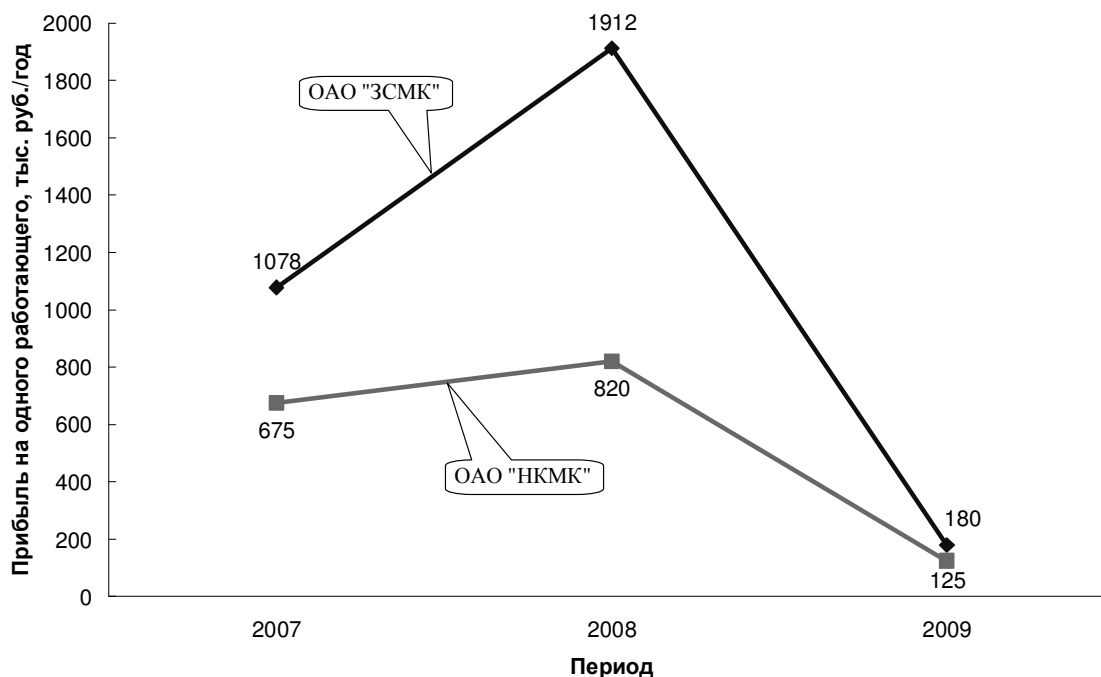


Рисунок 2 – Динамика изменения прибыли

В отношении заработной платы можно отметить, что как на ОАО «ЗСМК», так и на ОАО «НКМК» в рассматриваемый период наблюдалось значительное увеличение номинальной среднемесячной заработной платы работающего в 2008 г. (на 22,5 % и 23,8 % соответственно) и ее относительно небольшое снижение в 2009г. (на 1,2 % и 1,7 % соответственно). При этом реальная заработная плата (с учетом инфляции) выросла в 2008 г. только на 8,1 % и 9,3 % для ОАО «ЗСМК» и ОАО «НКМК» соответственно, а ее снижение в 2009 г. составило 9,2 % на ОАО «ЗСМК» и 9,7 % на ОАО «НКМК» (таблица 2, рисунки 3, 4). В целом за рассматриваемый период номинальная заработная плата увеличилась на 21,0 % и на 21,7 % для ОАО «ЗСМК» и ОАО «НКМК» соответственно, а в реальном исчислении произошло ее уменьшение на 1,9 % и 1,3 %. При анализе данных об изменении среднемесячной заработной платы необходимо учитывать уменьшение численности персонала на обоих предприятиях, поскольку одной из провозглашаемых целей программ по оптимизации численности является именно рост заработной платы работников. В период с 2007 г. по 2009 г. происходило ежегодное сокращение численности персонала комбинатов (рисунок 5), которое в целом за рассматриваемый период вылилось в уменьшение среднесписочной численности работающих: на ОАО «ЗСМК» на 31,9 % (с 22 615 чел. до 15 394 чел.), на ОАО «НКМК» – на 36,4 % (с 10080 чел. до 6406 чел.). То есть можно сделать вывод, что для обоих предприятий темп роста номинальной заработной платы отставал от темпов сокращения численности персонала, а в пересчете на реальную заработную плату (с учетом инфляции) происходило сокращение заработной платы на фоне уменьшения численности персонала.

Таблица 2 – Динамика изменения среднемесячной заработной платы

Показатель	Предприятия					
	ОАО «ЗСМК»			ОАО «НКМК»		
	2007г.	2008г.	2009г.	2007г.	2008г.	2009г.
Номинальная средняя заработная плата работающего, руб./мес	16 469	20 170	19 921	16 201	20 056	19 713
Прирост к предыдущему периоду, %		+ 22,5	- 1,2		+ 23,8	- 1,7
Уровень инфляции*, %	11,9	13	8,8	11,9	13	8,8
Реальная средняя заработная плата работающего (с учетом инфляции), руб./мес	16 469	17 802	16 160	16 201	17 702	15 992
Прирост к предыдущему периоду, %		+ 8,1	- 9,2		+ 9,3	- 9,7
Среднесписочная численность, чел	22615	17 266	15394	10080	7 681	6406
Прирост к предыдущему периоду, %		-23,7	-10,8		-23,8	-16,6

* по данным Росстата

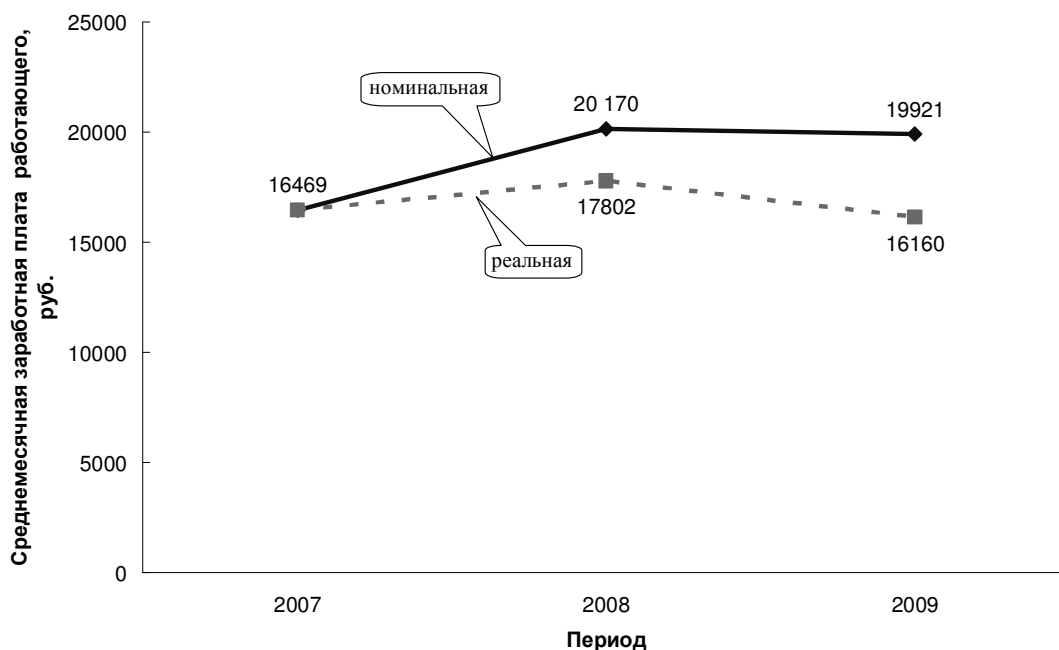


Рисунок 3 – Динамика изменения заработной платы на ОАО «ЗСМК»

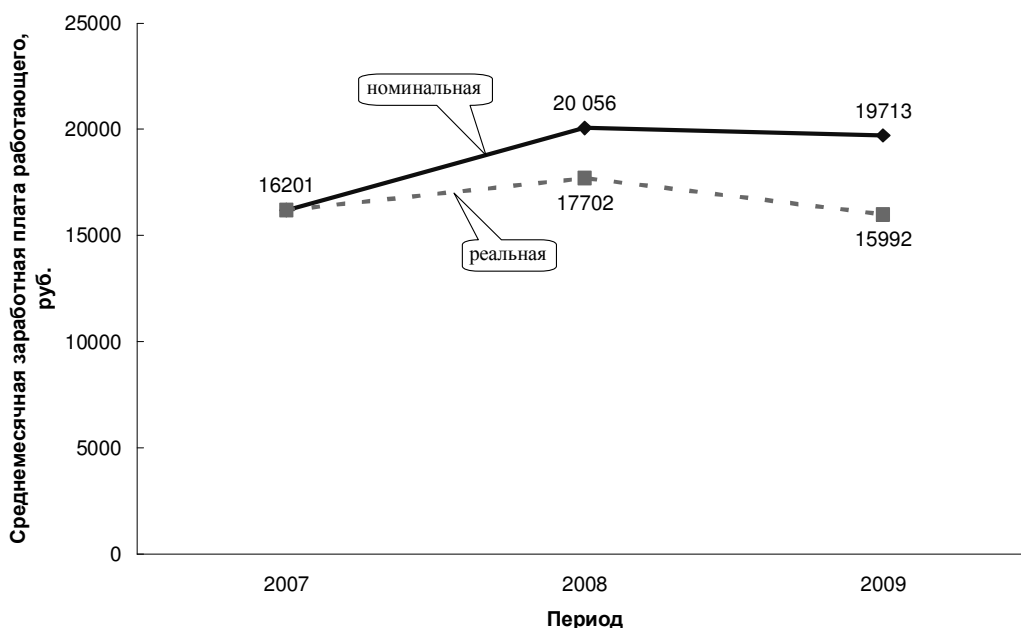


Рисунок 4 – Динамика изменения заработной платы на ОАО «НКМК»

Рассматривая динамику изменения количества прошедших обучение и переподготовку работников в анализируемый период можно констатировать, что на ОАО «ЗСМК» происходило постоянное уменьшение их количества (таблица 3) – в итоге в 2009 г. количество таких работников снизилось по отношению к уровню 2007 г. в 1,9 раза (с 14 018 чел. до 7 449 чел.). На ОАО «НКМК» в 2008 г. наблюдался незначительный прирост количества прошедших обучение и переподготовку работников (на 1,5 %), однако в 2009 г. отме-

чено их значительное снижение (на 23,5 %). Накопительным итогом в 2009 г. на ОАО «НКМК» количество прошедших обучение и переподготовку работников снизилось по отношению к уровню 2007 г. в 1,3 раза (с 4 855 чел. до 3 767 чел.).

Таблица 3 – Динамика изменения показателей обучения и переподготовки персонала

Показатель	Предприятия					
	ОАО «ЗСМК»			ОАО «НКМК»		
	2007г.	2008г.	2009г.	2007г.	2008г.	2009г.
Количество прошедших обучение и переподготовку работников, чел.	14 018	10 393	7 449	4 855	4 927	3 767
Прирост к предыдущему периоду, %		- 25,9	- 28,3		+ 1,5	- 23,5

Таким образом, на основании вышеприведенных данных можно сделать вывод, что на металлургических комбинатах г. Новокузнецка (ОАО «ЗСМК» и ОАО «НКМК») существует тенденция к сокращению затрат, связанных с социальной ответственностью перед работниками, причем зачастую без явной взаимосвязи с ухудшением финансового положения предприятий. Данный факт говорит о недооценке менеджментом предприятий значимости социальной ответственности, как обязательного условия для устойчивого развития.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Годовой отчет Открытого акционерного общества «Западно-Сибирский металлургический комбинат» за 2007 год – Новокузнецк, 2008.
2. Годовой отчет Открытого акционерного общества «Западно-Сибирский металлургический комбинат» за 2008 год – Новокузнецк, 2009.
3. Годовой отчет Открытого акционерного общества «Западно-Сибирский металлургический комбинат» за 2009 год – Новокузнецк, 2010.
4. Годовой отчет Открытого акционерного общества «Новокузнецкий металлургический комбинат» за 2007 год – Новокузнецк, 2008.
5. Годовой отчет Открытого акционерного общества «Новокузнецкий металлургический комбинат» за 2008 год – Новокузнецк, 2009.
6. Годовой отчет Открытого акционерного общества «Новокузнецкий металлургический комбинат» за 2009 год – Новокузнецк, 2010.

УДК 504.75

Л.Б. Павлович, О.О. Медведская, Л.А. Пивнева

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

ОЧИСТКА ВЫБРОСОВ УСТАНОВКИ СУХОГО ТУШЕНИЯ КОКСА

Разработана технология каталитической очистки выбросов установки сухого тушения кокса в стационарном слое медно-кобальтового катализатора, изготовленного на базе рядового металлургического шлака при температуре 500-550° и объемной скорости 10 тыс ч-1. Особенность технологической схемы очистки заключается в объединении выбросов свечи избыточного теплоносителя и свечи форкамеры в отдельные коллекторы каждого блока установки сухого тушения кокса с предварительной очисткой от пыли и утилизацией тепла. Степень очистки выбросов от полициклических ароматических углеводородов, в том числе бенз(а)пирена, составит 97 %.

The technology of discharge catalyst cleaning in the dry coke quenching unit has been developed in the stationary layer of the copper-cobalt catalyst; it has been made on the basis of common metallurgical slag at the t° - 500-550, and volume velocity 10 ths/h. The characteristic feature of the technological cleaning pattern is in uniting of fuse discharge of the excess heat-transport medium and fore camera fuse into separate collectors of each block of coke dry quenching unit with preliminary cleaning from dust and heat recovery. The level of discharge cleaning from polycyclic aromatic hydrocarbons including benzopyren will be 97 %.

Экологическая обстановка коксохимических предприятий России неблагоприятна. Удельные выбросы составляют около 8 кг/т кокса с колебаниями по отдельным предприятиям от 5 до 15 кг/т кокса [1].

На действующих коксохимических предприятиях СНГ не решен вопрос очистки выбросов от установок сухого тушения кокса (УСТК). Особенностью выбросов УСТК является многочисленность источников; многокомпонентность состава; разнообразие физико-химических свойств выбросов из различных источников; повышенное содержание горючих компонентов (СО, Н₂); наличие коксовой пыли, полициклических ароматических углеводородов (ПАУ), в том числе бенз(а)пирена (БП) низкое содержание кислорода, высокая температура выбросов форкамеры (700-800°). Основными компонентами, требующими очистки, являются: СО, пыль, БП.

Выбросы в атмосферу с УСТК в сумме составляют 3,2–7,5 кг/т кокса в том числе: SO₂ – 0,0025; H₂S – 0,0017; HCN – 0,0005; NH₃ – 0,0034; фенол –

0,0007; пыль – 0,76; CO – 5,85. Содержание БП в выбросах УСТК колеблется в интервале 64-360 мг/м³ [2].

Основными источниками загрязнения атмосферы оксидом углерода и БП являются выбросы свечей форкамеры и избыточного теплоносителя, загрязнение атмосферы данными ингредиентами за счет выбросов вентиляции относительно невелико и может быть ликвидировано благодаря улучшению герметизации разгрузочных устройств. Объем и состав выбросов УСТК приведен в таблице 1.

Для ликвидации данных выбросов в настоящее время предложен ряд технических решений. Выбросы форкамеры подаются в газопровод циркулирующего теплоносителя с одновременной подачей дополнительного воздуха для дожигания горючих компонентов. Недостатками данного метода являются неполное сжигание оксида углерода, концентрация которого в выбросах может достигать 2,1 % и повышенное содержание в циркулирующем газе кислорода, что приводит к росту угара кокса, температура циркулирующего газа на выходе из камеры тушения составляет 700–800°С, что недостаточно для сжигания БП [3].

ВУХИНОм рекомендуется подавать выбросы УСТК в трубопровод прямого коксового газа. Достоинство данного метода в полной ликвидации загрязнения атмосферы. Недостатками являются повышение объема коксового газа, поступающего на улавливание химических продуктов коксования, что приведет к росту капитальных затрат на оборудование улавливания, вызванное повышением его производительности, а также к снижению эффективности улавливания химических продуктов коксования ввиду снижения их концентрации в прямом коксовом газе.

Таблица 1 – Объем и состав выбросов УСТК

Источник выбросов	Расход выбросов, м ³ /ч	Концентрация пыли, мг/м ³	Концентрация компонентов выбросов, %об.				
			H ₂	O ₂	CO	CO ₂	N ₂
Свеча форкамеры	550-900	700-1500	4,3-7,0	0,5-1,0	9,0-14,0	6,0-9,0	73,0-76,0
Свеча избыточного теплоносителя	900-1500	500-1000	0,5-2,0	0,5-1,05	3,0-6,0	9,0-13,0	82,0-84,0

Одно из решений состоит в отглушении свечи избыточного теплоносителя, сбросе газов через форкамеру и охлаждении, тонкой очистке от пыли с последующей подачей в обратный коксовый газ. Преимущества данного метода заключаются в ликвидации загрязнения атмосферы пылью и оксидом углерода. Недостатками – снижение выработки пара на УСТК за счет увеличения сброса высокотемпературных газов, относительно высокие капитальные

затраты, связанные с охлаждением и многоступенчатой очисткой от пыли, неприемлемое изменение состава и калорийности коксового газа, загрязнение атмосферы БП, поступающим в коксовый газ совместно с выбросами УСТК, дополнительное образование сточных вод при охлаждении и мокром пылеулавливании.

В значительной мере данных недостатков лишены методы очистки выбросов сжиганием. Не требуется тонкой очистки газов от пыли, как в случае подачи в обратный коксовый газ, исключается рост количества сточных вод на УСТК, не происходит снижения объема производства пара. Однако метод термического сжигания имеет ряд принципиальных недостатков: высокий расход топлива, образование окислов азота, низкая эффективность очистки от БП [2].

Данных недостатков лишен метод каталитического сжигания при температурах 500-700°C. Так как процесс протекает при относительно невысокой температуре, образование окислов азота практически не происходит. Выбросы УСТК содержат пыль, для их обезвреживания могут быть использованы два метода проведения каталитического процесса: в кипящем слое катализатора или в стационарном слое катализатора при условии предварительной пылеочистки до предельно допустимой концентрации 20 мг/м³. Эффективность очистки данным методом составит не менее 97 % от оксида углерода и БП.

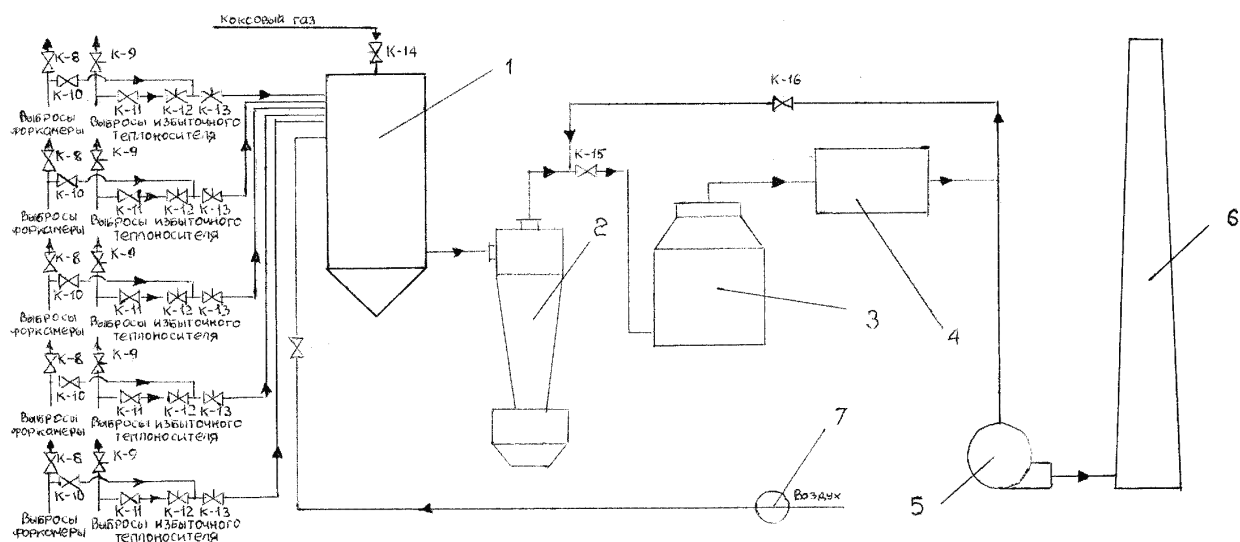
Цель данной работы – разработка метода очистки выбросов УСТК в стационарном слое шлакового катализатора. Выбор метода очистки связан с тем, что процесс в стационарном слое хорошо отработан промышленностью, имеется стандартное оборудование для проведения этого процесса, а также возможно использование катализаторов на основе металлургических шлаков. Шлаковые катализаторы в 7-10 раз дешевле катализаторов на основе благородных металлов, по активности несколько уступают им, но имеют более высокую механическую прочность и термостабильность [4-6].

Особенность технологической схемы очистки заключается в объединении выбросов избыточного газового теплоносителя с выбросами свечи форкамеры каждого блока в отдельные коллекторы и глубоком каталитическом окислении горючих газообразных компонентов в реакторе стационарного слоя катализатора с предварительной очисткой от пыли. Каталитический реактор в основном работает в автотермическом режиме, без дополнительного подогрева, за счет тепла, выделяющегося при сгорании оксида углерода и водорода, содержащихся в сбросном газе. Когда концентрация этих газов недостаточна (из-за цикличности работы блоков УСТК), в циклонную топку добавляется необходимое количество коксового газа (50-450 нм³/ч).

Технологическая схема очистки выбросов УСТК представлена на рисунке 1. Выбросы форкамеры и избыточного теплоносителя первоначально объединяются в отдельности для каждого блока, затем данные потоки в количестве около 7 тыс нм³/ч поступают в циклонную топку (1), где происходит частичное сгорание оксида углерода и водорода при температуре в топке

600°. В топку подается коксовый газ и воздух в качестве вторичного дутья и для охлаждения газов – около 5,6 тыс. $\text{м}^3/\text{ч}$. После топки газы в количестве 14-15 тыс. $\text{м}^3/\text{ч}$ подаются в циклон (2) для очистки от пыли, затем поступают в каталитический реактор (3) со стационарным слоем катализатора, где происходит полное окисление горючих компонентов выбросов при температуре 500-550°С и после охлаждения в котле-утилизаторе (4) охлажденные до 200 °С газы через дымовую трубу (6) сбрасываются в атмосферу.

С целью поддержания рекомендуемых температурных режимов в технологическом оборудовании предусмотрен подсос воздуха для охлаждения газов перед пылеуловителем, котлом-утилизатором и дымососом. С целью поддержания постоянного расхода газов через реактор и давления в общем коллекторе предусматривается подача части очищенных газов после теплообменника в общий коллектор. Для поддержания гидравлического режима УСТК предусматривается ряд технических решений, которые осуществляются системой регулирующих клапанов (К-8 – К-17). Давление в общем коллекторе поддерживается постоянным при помощи регулирующего клапана (К-16) расходом очищенного газа, подаваемого на рециркуляцию, и общего расхода выбросов регулируемого клапана (К-15). Давление в коллекторе, объединяющем выбросы форкамеры и избыточного теплоносителя для каждого блока, поддерживается на уровне, не превышающем давление в накопительной камере, и регулируется клапанами (К-8 – К-13). Давление избыточного теплоносителя после дымососа регулируется при помощи регулирующего клапана (К-12).



1 – циклонная топка; 2 – циклон; 3 – каталитический реактор; 4 – котел–утилизатор; 5 – дымосос; 6 – дымовая труба; 7 – компрессор; К-8 – К-17 – регулирующие клапана

Рисунок 1 – Технологическая схема очистки выбросов УСТК в реакторе со стационарным слоем шлакового катализатора

Во время загрузки кокса в камеру тушения резко возрастает объем газов, сбрасываемых через свечу избыточного теплоносителя, которые не могут быть направлены в каталитический реактор. Поэтому в момент загрузки кокса одновременно с открытием загрузочного люка происходит открытие клапана (К-9) и перекрывание клапана (К-12), при этом избыточный теплоноситель сбрасывается в атмосферу, давление под сводом форкамеры при помощи клапана (К-13) устанавливается на уровне 0–20 Па. При окончании загрузки в момент закрытия загрузочного люка производится перекрывание клапана (К-9) и открытие клапана (К-12).

При выводе блока тушения из эксплуатации производится отглушение свечей форкамеры и избыточного теплоносителя от установки каталитической очистки при помощи задвижек (К-10), (К-11) и открывание задвижек (К-8), (К-9).

Используемый в технологии каталитический реактор конструкции НПО «Энергосталь» представляет собой цилиндрический вертикальный аппарат. Внутри аппарата на опорной плите подвешена корзина с катализатором, скрепленным кольцами из перфорированных трубок. Корзина жестко скреплена с фиксирующим затвором, выполненным в виде цилиндрического стакана. Поступающие в кольцевой зазор между корпусом и корзиной газы проходят в радиальном направлении слой катализатора к центру и оттуда выбрасываются в газодход. Корпус реактора изготавливается из углеродистой стали и футеруется огнеупорным кирпичом.

Для очистки выбросов УСТК каталитическим дожиганием в качестве катализатора глубокого окисления СО и ПАУ, в том числе БП, выбран медно-кобальтовый катализатор на рядовом металлургическом шлаке, он не уступает по активности окисным катализаторам, но гораздо дешевле, доступен в черной металлургии и может быть изготовлен непосредственно на заводе-потребителе [4,5]. Объемная скорость процесса составляет 10 тыс.ч^{-1} , объем загрузки шлакового катализатора - 2 м^3 . Гидравлическое сопротивление слоя катализатора высотой 200 мм при 20°C составляет 461 Па.

Медно-кобальтовый катализатор получен путем нанесения оксидов кобальта и меди на активированный рядовой мартеновский или активированный рядовой конвертерный шлак. Этот катализатор содержит до 6% оксидов кобальта и меди, в воде не растворим, частично растворим в минеральных кислотах, не горюч [4.5]. Предназначен для каталитического окисления органических примесей и оксида углерода, содержащихся в отходящих газах химического и коксохимического производства. Физико-химические свойства катализатора представлены в таблице 2.

Степень очистки от ПАУ, в том числе БП, составит 97%. Капитальные вложения на строительство установки составят 10 млн руб, Себестоимость очистки 1000 м^3 газа - 18,4 руб/ м^3 . Срок окупаемости - 1,9 года.

Таблица 2 – Физико-химические свойства катализатора

Наименование показателей	Катализатор медно-кобальтовый
Внешний вид	Частицы неправильной форм, серые или черные, матовые
Размер частиц, мм	3 – 5
Насыпная плотность, г/см ³	1,7 – 1,9
Механическая прочность одной частицы, кг не менее	30
Массовая доля, % не менее	Кобальта – 3,4 Меди – 2,6
Каталитическая активность, % не менее	97

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Сухоруков В.И. Научные основы совершенствования техники и технологии производства кокса /Екатеринбург.- ГУП «ВУХИН», 1999. – 396 с.

2. Павлович Л.Б., Протопопов Е.В., Коротков С.Г. Каталитические процессы очистки выбросов металлургического производства, учеб. пособие / Новокузнецк.- СибГИУ.- 2008. – 169 с.

3. Абасеев В.К. Термическое и каталитическое обезвреживание отходящих газов, содержащих 3,4 – бенз(а)пирен / Химическая промышленность. – 1973. – №1 – С. 25–26.

4. Павлович Л.Б. Основы безотходной комплексной технологии получения фталевого ангидрида из коксохимического нафталина: автореф. дис. док. техн. наук / Екатеринбург.- ФГТУ «ВУХИН». – Екатеринбург, 1996 – 60 с.

5. Павлович Л.Б., Андрейков Е.И., Салтанов А.В. Катализаторы глубокого окисления на основе металлургических шлаков / Химия в интересах устойчивого развития. – 2000. – Т.8:№3 – С. 411 – 416.

6. Павлович Л.Б., Медведская О.О. Исследование каталитической активности рядовых отвальных шлаков черной металлургии // Известия ВУЗ Черная металлургия. 2010. №6. С. 11 – 15.

УДК 622.6

Л.Б. Павлович, Т.В. Васильева, В.Г. Лупенко

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

КОЛЛЕКТОРНАЯ СИСТЕМА СБОРА И УТИЛИЗАЦИИ ПАРОВОЗДУШНЫХ ВЫБРОСОВ СМОЛОПЕРЕРАБАТЫВАЮЩЕГО ЦЕХА

Выполнен расчет объема и состава парогазовых выбросов воздушников емкостного оборудования смолоперерабатывающего цеха ОАО «ЗСМК»: склада смолы, склада масел, отделения дистилляции смолы, отделения кристаллизации нафталиновой фракции; разработана принципиальная схема коллекторной системы сбора и утилизации выбросов в прямой коксовый газ.

The calculation of the amount and composition of steam and gas emissions vent tank equipment smolopererabatyvayuschego shop ОАО «ZSMK»: warehouse resins, oils, warehouse, office distillation of resin, separation of crystallization of naphthalene fraction; developed a schematic diagram of the collector system for collecting and recycling emissions into the coke oven gas line.

Смолоперерабатывающий цех (СПЦ) дает на 1 т сырой смолы 2,4 кг вредных выбросов в атмосферу, которые характеризуются многокомпонентностью состава, наличием NH_3 , HCN , H_2S , паров воды, моно- и полициклических ароматических углеводородов (ПАУ), в том числе и канцерогенных веществ, выбросы могут включать до 40 компонентов. Основные источники загрязнения воздушного бассейна СПЦ - это выбросы воздушников технологического оборудования, используемого для переработки и хранения каменноугольной смолы, её фракций и пека, а также выбросы, выделяющиеся при погрузке продукции в цистерны и выбросы из воздушников склада смолы и масел. В СПЦ насчитывается порядка 120 воздушников емкостного оборудования. Особенность СПЦ ЗСМК в том, что оборудование размещено на значительном расстоянии по территории цеха, все выбросы содержат нафталин (до 75%), который кристаллизуется при температуре 80°C и забивает газопроводы. Кроме того, нет реальной возможности провести инструментальные замеры всех этих компонентов из всех 120 источников.

Таким образом, является актуальной проблемой разработка методики расчета выбросов емкостного оборудования хранилищ химических продуктов коксования и нахождения путей предотвращения их сброса в атмосферу.

Анализ состояния вопроса обезвреживания воздушных выбросов смолоперерабатывающих установок показал, что наиболее эффективным, эконо-

мичным, отвечающим современным требованиям экологии, является метод сбора воздушных выбросов в коллекторную систему (КС) и утилизация в прямом коксовом газе, т. е. их отраслевой рециклинг [1,2]. Такая схема применена на многих заводах мира. Примером стабильной работы коллекторной системы является смолоперерабатывающий завод в Дуйсбург-Майдерихе АО "Рютгерсверке". Аналогично осуществляется сбор воздушных выбросов в г. Нибурге фирмы "Тарконорд" (Дания).

Подключение коллектора парогазовоздушных выбросов (ПГВВ) смолоперерабатывающего цеха к газопроводу прямого коксового газа не требует затрат на узел обезвреживания и позволяет полностью утилизировать воздушные выбросы. Газопровод коксового газа на стороне всасывания работает под разрежением от 400 до 0 мм вод.ст., и подключение к нему принципиально позволяет создать в коллекторе требуемый вакуум (до 50 мм вод.ст.). Однако подключение к газопроводу дополнительно коллектора ПГВВ СПЦ может вызвать следующие затруднения:

- опасность внесения в газ избыточного количества нафталина и ПАУ;
- высокие требования к запорному и регулирующему оборудованию;
- необходимость жестко ограничивать количество поступающего воздуха, так как допустимое по правилам технической эксплуатации (ПТЭ) содержание кислорода в газе не должно превышать 1% об. Для того чтобы не превысить содержание кислорода в коксовом газе, организуется работа коллекторной системы под давлением инертного газа, например, азота [1,2].

В состав смолоперерабатывающего цеха ОАО «ЗСМК» входят следующие участки: склад смолы; склад масел; отделение дистилляции смолы (ОДС); пековый парк; отделение кристаллизации и прессования нафталиновой фракции (ОКНФ)

Целью работы является определение объема и состава ПГВВ с четырех отделений СПЦ ОАО «ЗСМК»: склада смолы, склада масел, ОДС, ОКНФ и разработка принципиальной схемы коллекторной системы сбора ПГВВ, их транспортирование и утилизация в прямой коксовый газ.

Состав паровых выбросов определяется составом и температурой жидкости, над которой собираются пары и поэтому состав паровоздушной смеси, поступающей к источнику выбросов, приближается к равновесной концентрации паров над жидкостью в аппарате. Если выбросы собираются в коллектор, температура которого равна или ниже температуры в емкости, состав паров примерно соответствует равновесной концентрации паров при температуре в коллекторе. Избыточное для этой температуры количество паров конденсируется. Если температура в коллекторе выше температуры в емкости, концентрация паров в коллекторе соответствует концентрации паров в емкости. При этом можно считать, что равновесная концентрация является максимально возможной при данной температуре. Используя эту максимальную величину в дальнейших расчетах, получаем определенный запас в надежности работы системы сбора и утилизации выбросов.

Для определения состава и количества вредных веществ в паровоздушной смеси, рассчитывались покомпонентный состав паровоздушной смеси при температурах °С: 50,70,90,100,120,150,200,220,250, в емкостях хранения легкой, нафталиновой, поглотительной, фенольной, антраценовой фракции, пековых дистиллятов, каменноугольной смолы, а также состав паровоздушной смеси при температуре в коллекторе [3,4].

Расчеты количеств ПГВВ из воздушников емкостного оборудования выполнены при следующих допущениях:

- пары углеводородов рассматривались как идеальный газ;
- расчеты велись на номинальную производительность агрегатов, максимально возможное часовое количество выбросов и максимальное содержание в них каждого из компонентов;
- при отсутствии в технической литературе исходных данных по парциальным давлениям отдельных компонентов для расчета принимались данные ближайшего аналога данного соединения.

Расчеты равновесной концентрации выполнены, по уравнению Менделеева-Клапейрона для идеального газа:

$$P_i \cdot V_i = \frac{m_i}{M_i} \cdot R \cdot T_i, \quad (1)$$

где P_i - парциальное давление паров i - компонента смеси, мм. рт. ст.:

$$P_i = P_i^0 \cdot \left(\frac{n_i}{\sum n_i} \right), \quad (2)$$

где P_i^0 - упругость паров i — компонента над чистым веществом при температуре T_i , мм. рт. ст.; V_i - объем паров смеси, принятый равным 1 л; m_i - масса i - компонента, г; M_i - молекулярная масса i - компонента, г; R - универсальная газовая постоянная, равная $62,36 \frac{\text{мм.рт.ст.} \cdot \text{л}}{\text{моль} \cdot \text{°К}}$; T_i - температура i - компонента, равная температуре смеси (T), °К.

Преобразовав уравнение Менделеева-Клапейрона (1) для расчета концентрации i - компонента в парах (C_i), г/м³:

$$C_i = \frac{P_i^0 \cdot \left(\frac{n_i}{\sum n_i} \right) M_i \cdot 10^3}{R \cdot T}. \quad (3)$$

Результаты расчета равновесных концентраций, например, каменноугольной смолы, представлены в таблице 1.

Расчет максимального расхода паровоздушной смеси (q), выходящей через воздушник стального резервуара, рассчитана как сумма максимальных значений ее составляющих, м³/ч [5]:

$$q = q_1 + q_2 + q_3 + q_4, \quad (4)$$

где q_1 – максимальный приток жидкости в резервуар при его заполнении;

q_2 – расход воздуха из-за нагрева газового пространства резервуара от внешней среды; q_3 – расход воздуха из-за нагрева газового пространства при

закачивании в холодный резервуар более горячего продукта; q_4 – расход воздуха, обусловленный испарением продукта.

Результаты расчета состава и выхода ПГВВ по отделениям представлены в таблице 2. Расчеты показали, что объем выбросов составляет $1220,5 \text{ м}^3/\text{ч}$, с содержанием ПГВВ $53,6 \text{ г}/\text{м}^3$, что реально утилизировать в прямой коксовом газе при соответствующем разбавлении. Общая схема коллекторной системы сбора ПГВВ СПЦ представлена на рисунке 1.

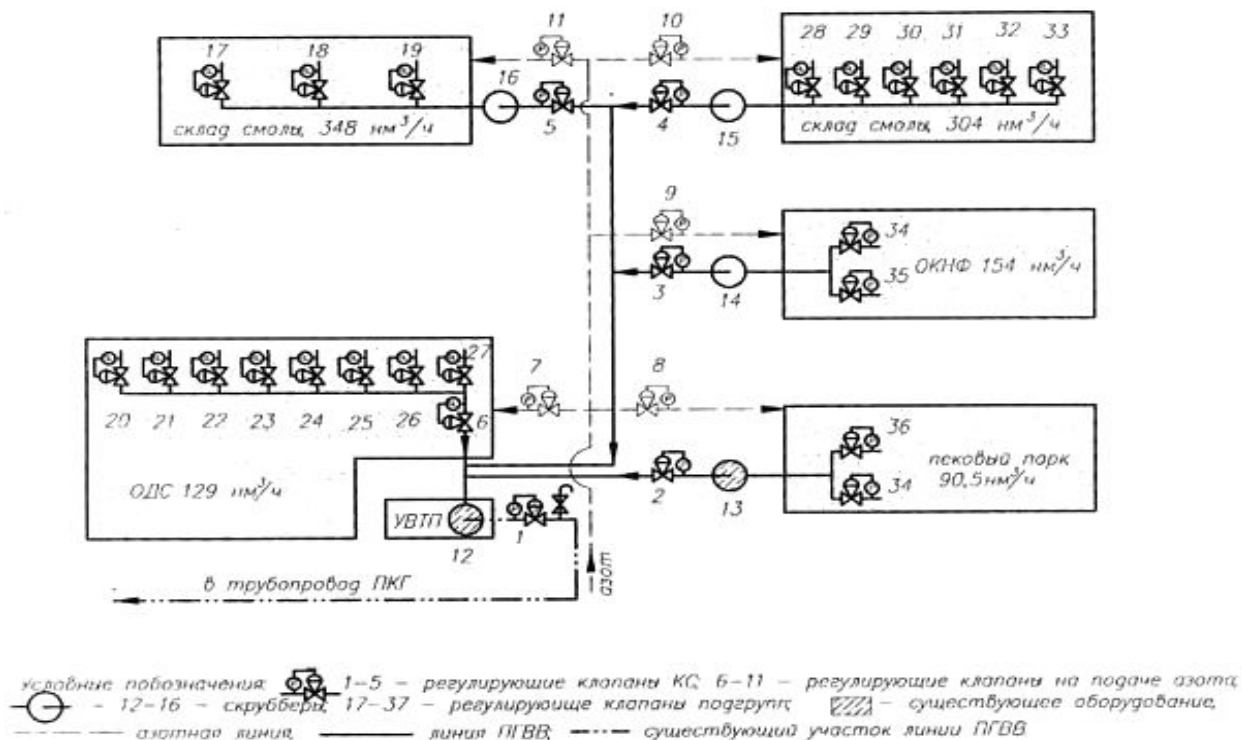


Рисунок 1 – Общая схема коллекторной системы сбора ПГВВ СПЦ

Принцип построения данной КС - универсальность. На различных участках системы за счет изменения заданий регулирующим и дыхательным клапанами устанавливается различный уровень давлений: от разрежения до поддержания повышенного давления в емкостях за счет поддува азота или собственных паров, что, в итоге, снижает валовый выброс.

Емкости и технологические узлы подключаются к КС подгруппами. Подгруппа состоит из емкостей, хранящих одинаковые продукты и имеющих одинаковое назначение. Воздушники всех аппаратов отглушаются от соединения с атмосферой. Каждая подгруппа аппаратов объединяется общим коллектором, по которому происходит выравнивание различий в давлениях внутри аппаратов. Подгруппы аппаратов сборным коллектором объединяются в группы. Выделенные группы соответствуют отделениям цеха. Сборные коллекторы групп доставляют выбросы в скрубберы, в которых происходит их промывка (процессы абсорбции) предварительно охлажденным поглотительным маслом или технической водой. Далее ПГВВ попадают в центральный коллектор, а оттуда - в газопровод прямого коксового газа. Движущей

силой для перемещения ПГВВ по КС является разрежение, создаваемое газодувкой цеха химулавливания.

Таблица 1 – Равновесные концентрации в воздухе паров компонентов каменноугольной смолы при 100⁰С (373 К)

Компонент	Содержание компонента в жидкой фазе, % масс.	Молекулярная масса (M)	Число молей (n _i)	Мольная доля ($\frac{n_i}{\sum n_i}$)	Давление паров над чистым компонентом, мм рт.ст. (P _i ⁰)	Парциальное давление компонента, мм рт.ст. (P _i)	Концентрация в воздухе	
							г/л	г/м ³
Бензол	0,13	78,11	0,0166	0,006	1350,748	8,1	0,0272	27,2
Толуол	0,21	92,14	0,0228	0,009	556,31	5,01	0,0298	19,8
Ксилолы	0,1	106,17	0,0094	0,004	200	0,8	0,0037	3,7
Другие производные бензола	0,86	120,2	0,0072	0,003	150	0,45	0,0023	2,3
Стирол	0,001	104,17	0,0001	0,00004	190,6	0,008	0,00004	0,04
Инден	0,09	116,16	0,0078	0,003	60,2	0,18	0,0009	0,9
Кумарон	0,04	118,14	0,0034	0,001	-	-	-	-
Бензонитр	0,02	103,13	0,0019	0,001	40,78	0,04	0,0002	0,2
Нафталин	9,03	128,18	0,7045	0,274	18,95	5,19	0,0286	28,6
1-метилнафталин	1,01	142,2	0,071	0,028	10	0,28	0,0017	1,7
2-метилнафталин	1,51	142,2	0,1062	0,041	10	0,41	0,0025	2,5
Диметилнафталин	1,18	156,2	0,0755	0,029	1*	0,029	0,002	0,2
Индол	0,22	117,15	0,0188	0,007	1*	0,007	0,00004	0,004
Дифенил	0,23	154,21	0,0149	0,006	4,77	0,006	0,00004	0,004
Аценафтен	1,6	154,21	0,1038	0,04	4,36	4,17	0,028	28
Флуорен	1,08	166,23	0,065	0,025	1*	0,025	0,0002	0,2
Дифениленоксид	0,69	168,2	0,041	0,016	1*	0,016	0,0001	0,1
Антрацен	1,21	178,24	0,0679	0,026	1*	0,026	0,0002	0,2
Фенантрен	4,97	178,24	0,2788	0,109	1*	0,109	0,0008	0,8
Карбазол	1,36	167,21	0,0813	0,032	1*	0,032	0,0002	0,2
Пирен	1,23	202,26	0,0608	0,024	1*	0,024	0,0002	0,2
Прочие высококипящ. соед.	10,63	250*	0,4552	0,177	1*	0,177	0,0019	1,9
Сернистые соединения	1,91	140*	0,1364	0,053	1*	0,053	0,0003	0,3
Фенол	0,25	94,11	0,0265	0,01	40	0,4	0,0016	1,6
О-крезол	0,18	108,14	0,0167	0,006	36,21	0,22	0,001	1
М-крезол	0,28	108,14	0,0259	0,01	18,97	0,19	0,0009	0,9
П-крезол	0,18	108,14	0,0167	0,006	18,32	0,11	0,0005	0,5
Ксиленолы	0,34	122,17	0,0278	0,01	16,35	0,16	0,0008	0,8
Высококипящ. фенолы	0,83	140*	0,0592	0,023	1,73	0,04	0,0002	0,2
Пиридин	0,11	79,1	0,0133	0,0004	480	0,19	0,0006	0,6
Хинолин	0,38	129,16	0,0294	0,011	8,66	0,1	0,0006	0,6
Итого								125,32

*) - ориентировочно

Таблица 2 – Состав и выход ПГВВ со склада смолы, ОДС, ОКНФ и склада масел

Показатели	Содержание выбросов по отделениям, г/ч				
	Склад смолы	ОДС	Склад масел	ОКНФ	Итого
Объем выброса, м ³ /ч	452,2	176,3	393,0	199,0	1220,5
Выход компонента, г/ч					
Аммиак	10475,3	2407,3	44,8	-	12927,4
Водород цианистый	41,4	15,8	62,2	-	119,4
Сероводород	4431,0	1008,9	0,07	-	5439,97
Вода	125575,0	39628,9	21956,6	-	187160,5
Бензол	6485,1	1615,1	—	-	8100,2
Толуол	792,8	1067,3	—	-	1860,1
Ксилолы	805,6	285,4	1281,6	-	2372,6
Нафталин	7050,1	1674,9	2063,6	10957,5	21746,1
1-метилнафталин	110,0	46,2	177,9	120,6	454,7
2-метилнафталин	192,2	85,8	306,9	235,6	820,5
Производные бензола	241,7	220,4	4329,4	176,4	4967,9
Сернистые	12,3	5,9	3,3	37,4	58,9
Фенол	301,6	100,3	1238,1	59,1	1699,1
Крезолы	216,8	54,4	627,9	287,4	1186,5
Ксиленолы	172,6	37,3	111,0	155,6	476,5
Пиридин	175,9	73,2	544,0	64,0	857,1
Хинолин	85,4	23,9	53,0	17,7	180,0
Аценафтен	1409,8	348,3	214,5	9,6	1982,2
Антрацен	—	6,6	76,4	-	83,0
Фенантрен	—	29,2	376,0	1,1	406,3
Карбазол	—	8,3	136,7	-	145,0
Расход ПГВВ, г/ч	158575,0	48743,4	33604,0	12121,0	253043,4
ПГВВ, т/год	1389,1	427,0	294,4	106,2	2216,7
в том числе ПАУ, т/год	289,1	79,8	102,0	106,2	577,1

Таким образом, в результате реализации предлагаемых мероприятий, возможно достижение практически полной утилизации вредных выбросов емкостной аппаратуры СПЦ. Разработана основа методики, которая позволит в Черной металлургии, не делая инструментальных замеров, определить состав выбросов ПАУ в любом производстве, где используются химические продукты коксования.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Куркин В.В., Утилизация вредных выбросов смолоперерабатывающей установки // Кокс и химия. - 2001. - № 11 – С. 36-38.
2. Шашков О.А. Коллекторная система сбора паров цеха переработки химических продуктов коксования / О.А. Шашков, В.В. Добрынин, Э.М. Зимин // Кокс и химия. - 2006. - №12. - С. 28-29.
3. Стэлл Д.Р. Таблицы давления паров индивидуальных углеводородов. М.: Металлургия, 1949. - 220 с.
4. Липлавк И.Л. Физико-химические свойства химических продуктов коксования каменных углей. – М.: Металлургиздат, 1954. - 180 с.
5. Водяник В.П. Предохранительные устройства для защиты химического оборудования. - М.: Химия, 1975. – 142 с.

УДК 669.04.004.67

Ю.А. Епифанцев

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

ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕХОДА ОТ ПЛАНОВО-ПРЕДУПРЕДИТЕЛЬНЫХ РЕМОНТОВ К РЕМОНТАМ ПО ТЕХНИЧЕСКОМУ СОСТОЯНИЮ

Рассмотрены проблемы глубокой диагностики оборудования для оценки его реального состояния. Особое внимание уделено вибрационной диагностике.

Problems of deep diagnostics of the equipment for an estimation of its real condition are surveyed. The special attention is given vibrating diagnostics.

Эксплуатационные затраты, составляя в металлургии около 10 % стоимости конечной продукции, являются одной из наиболее регулируемых статей затрат предприятия. Важнейшим резервом их снижения является совершенствование структуры технического обслуживания и ремонта оборудования.

В настоящее время наибольшее распространение получила система планово-предупредительных ремонтов (ППР). Целью таких ремонтов является исключение отказов оборудования и непредвиденных расходов путем планирования и проведения ремонтов ранее момента вероятностного среднестатистического отказа. Техническое обеспечение ППР базируется на том, что имея статистические данные истории отказов оборудования и зная характеристики развития процессов изнашивания узлов механизма в зависимости от наработки, можно определить и установить такой срок эксплуатации оборудования (межремонтный интервал), при котором вероятность интенсивного износа и отказов мала.

Однако, в реальных условиях затруднительно установить четкую связь между сроком эксплуатации и техническим состоянием агрегата. Поэтому существует высокая вероятность того, что выполняется большой объем ремонтных работ бездефектного оборудования, то есть состояние этого оборудования на момент проведения ППР не требует проведения ремонта, но проводится с целью гарантирования безотказной работы в межремонтный период. На отечественных металлургических заводах не менее 50 % из числа всех работ по техническому обслуживанию, выполняемых в соответствии с регламентом, проводятся без фактической их необходимости [1]. Примечательным фактором является то, что частота выхода из строя многих машин не снижается при их обслуживании и ремонтах по регламенту. Наоборот, надежность работы машины часто снижается вследствие влияния человеческого фактора,

а также из-за того, что в процессе приработки после каждой разборки механизма теряется до 10 % ресурса его деталей и узлов.

В последние годы достижения в области контрольно-измерительной аппаратуры обеспечили возможность выявлять состояние агрегата путем измерения ряда его технических параметров (виброскорость, виброускорение, ударные импульсы и др.). На основе анализа изменений этих параметров можно предсказывать необходимость и планировать сроки проведения ремонта, то есть проводить ремонт агрегата по его реальному техническому состоянию.

База ремонтов по техническому состоянию основана на том, что существует взаимосвязь между возможными техническими неисправностями агрегата и диагностическими параметрами, которые можно контролировать. То есть большинство распознаваемых дефектов, которые могут возникать в агрегате, имеют определенные диагностические признаки и параметры, предупреждающие о том, что дефекты присутствуют, развиваются и могут привести к отказу. Следовательно, проводя контроль параметров, характеризующих работу оборудования, можно вовремя обнаружить изменение технического состояния оборудования и провести ремонтные работы только тогда, когда возникает реальная возможность выхода его параметров за недопустимые пределы, то есть когда дальнейшая эксплуатация невозможна.

На основании информации о техническом состоянии решаются задачи по определению рациональных сроков и объемах ремонта, выявляются механизмы с наихудшими параметрами, требующих немедленной замены, происходит оценка качества проведенного ремонта, состояния и качества монтажа нового оборудования. Эффективность решения этих задач обеспечивается за счет ремонта наиболее изношенного оборудования, ликвидации ошибок монтажа и контроля состояния оборудования, вступающего в эксплуатацию после ремонта.

Современные требования к обеспечению работоспособности механического оборудования металлургических предприятий включает минимизацию затрат на проведение ремонтов. Решение этой задачи возможно лишь на основании информации о реальном состоянии оборудования. При этом необходимо учитывать ряд специфических особенностей: доступность узлов оборудования, количество объектов, диагностируемых в рабочем режиме и в режиме холостого хода во время профилактических работ, функциональные особенности различных групп оборудования.

Наличие постоянной информации о состоянии агрегатов позволяет планировать и проводить ремонты с увеличением эффективности производства от 2 до 10 % [2], практически исключив отказы оборудования. Происходит увеличение межремонтного ресурса на 25 ...40 %, появляется возможность сокращения резервного оборудования, эффективного планирования распределения ремонтного персонала, повышения качества продукции, которое может подвергаться неблагоприятному воздействию со стороны неисправного оборудования.

Переход к системе ремонтов по реальному состоянию требует проведение эффективного контроля состояния оборудования с обнаружением всех потенциально опасных дефектов на стадии зарождения и долгосрочным прогнозом их развития. Только глубокая диагностика оборудования может дать возможность своевременно подготовиться к его ремонту.

Анализ возможностей использования результатов измерений основных параметров оборудования, задаваемых технической и нормативной документацией, показывает, что их явно недостаточно для обнаружения многих видов дефектов, особенно на начальной стадии развития. А для долгосрочного прогноза состояния оборудования необходимо не только обнаружить дефект, но и идентифицировать (определить вид и глубину развития) его, так как разные дефекты имеют разные скорости развития.

Наибольшими возможностями и перспективами обладают вибрационные методы диагностики оборудования. Мониторизация и диагностика оборудования по возбуждаемой в нем вибрации относится к наиболее эффективным способам предупреждения серьезных инцидентов, так как более чем в 80 % случаев появления необратимых изменений состояния отдельных узлов изменяются различные параметры вибрации машин. Даже при скачкообразном изменении состояния отдельных узлов периодический контроль вибрации позволяет выявить необратимые изменения состояния до того, как возникает отказ данной машины или оборудования. Однако, измерение только общего уровня вибрации в соответствии с существующими нормативами эффективно лишь для предотвращения аварийных поломок, но мало что говорит о природе неисправностей и о том, как избежать поломки в будущем. Не могут быть определены все неисправности и по спектру вибрации даже при применении современных самообучающихся систем с жесткими алгоритмами обучения [3].

Для глубокой диагностики необходимо иметь инструментальное и программное обеспечение, включающее возможности проведение фазового анализа, оценки вибрационного состояния низкоскоростных машин (от 100 до 10 об/мин). При использовании стандартных анализаторов низкоскоростные сигналы обычно искажаются после распознавания, поэтому надежная диагностика невозможна. Необходимо усовершенствовать метод статистического расчета для отфильтрации фонового шума и исправления искажения сигнала.

Несмотря на то, что оборудование с переменными скоростями обычно составляет лишь небольшую часть всего заводского оборудования, тем не менее оно является типично критическим для производства. Для анализа такого оборудования требуются методики, способные автоматически адаптировать свой диагностический инструментарий под переменные частоты прямо на месте измерения. Исследование переходных процессов при запуске, остановке или при работе машин с короткими циклами, которые невозможно контролировать путем обычного сбора данных, так же требует наличие соответствующей программы.

Для определения электрического напряжения на валу электродвигателя, приводящего к повреждениям его подшипников, необходимо применение специального датчика. Определение большинства неисправностей электродвигателей требует проведение спектрального анализа электромагнитного потока.

Причиной 70 % всех проблем с подшипниками является загрязнение смазки, поэтому для оперативного решения этой проблемы необходимо использовать специальное цеховое оборудование для анализа смазочных материалов.

Перспективным является применение цифровых технологий для обнаружения волн напряжений, сопровождающих такие неисправности, как усталостные трещины, треснувший зуб шестерни, абразивный износ, заедание или удары на ранней стадии.

Одноканальный анализатор может превосходно справляться с распознаванием возникающих неисправностей машинного оборудования, но для определения причины неполадки часто нужен двухканальный анализатор. Двухканальный анализатор и анализ перекрестных каналов – это мощные методы для определения реальной траектории движения цапфы вала в подшипнике скольжения, обнаружения трещин и выявления резонансных явлений, существенно влияющих на динамическую жесткость.

Таким образом, для перехода к системе ремонтов по реальному техническому состоянию требуется разработка интегрированной среды, которая включала бы расширенную вибродиагностику, анализ частиц износа, анализ смазочных материалов, термографию, параметры технологических процессов, экономические расчеты с выходом на компьютерную систему управления техническим обслуживанием и ремонтами. В этой среде ключевые технологии обслуживания и ремонтов по состоянию должны взаимодействовать и обмениваться информацией о состоянии согласованно друг с другом, а решение приниматься комплексно.

Применяя современные технологии обнаружения и подавления источников отказов, можно значительно повысить эффективность системы ремонтов и технического обслуживания оборудования за счет выполнения известных, но редко применяемых процессов:

- идентификация и устранение источников повторяющихся проблем, приводящих к сокращению межремонтного интервала оборудования;
- распознавание состояния нового и восстановленного оборудования с целью проверки отсутствия признаков дефектов, уменьшающих межремонтный интервал;
- увеличение межремонтного интервала и срока эксплуатации оборудования за счет проведения монтажных, наладочных и ремонтных работ в точном соответствии с техническими условиями и регламентом.

В настоящее время происходит коренная реструктуризация и разделение функций между технологическими цехами и ремонтной службой с выводом последней на аутсорсинг. При этом одной из важных задач является вы-

бор схемы взаимоотношений службы диагностики. Зарубежный опыт имеет примеры как передачи функций мониторинга и диагностики службам технологических цехов, так и выводом их на аутсорсинг в составе ремонтных компаний. Первый опыт на отечественных предприятиях централизации службы диагностики с одной стороны усилил ее технические возможности, с другой привел к потере оперативности выполнения работ из-за увеличения времени прохождения заявки от заказчика до исполнителя. Решением этого вопроса может быть централизация службы диагностики в составе ремонтной организации с созданием опорных пунктов в технологических цехах с персональным закреплением на них механиков по диагностике оборудования. Это значительно ускорит переход к системе ремонтов по техническому состоянию.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кравченко В.М. Эффективность диагностирования механического оборудования металлургических предприятий/ В.М. Кравченко, В.А. Сидоров // Металлургическая и горнорудная промышленность. 2005. - № 5. – с. 70 – 72.
2. Ширман А.Р. Практическая вибродиагностика и мониторинг состояния механического оборудования/ А.Р. Ширман, А.Б. Соловьев. – М.: ГИ-ХиНП, 1996. – 276с.
3. Барков А.В. Мониторинг и диагностика роторных машин по вибрации/ А.В. Барков, Н.А. Баркова, А.Ю. Азовцев. – СПб.: Изд. Центр СПб ГМГУ, 2000. – 169с.

ПРОБЛЕМЫ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ

УДК 316.323

Н.К. Анохина, Н.Е. Анохина

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

ОСНОВНЫЕ КОНЦЕПТЫ ИНФОРМАЦИОННОГО ОБЩЕСТВА (ОБЩЕСТВА ЗНАНИЯ)

В статье эксплицируются понятия «информационное общество», «общество знания», анализируется направление вектора их образовательного пространства, обсуждаются перспективы развития общества знания.

In article эксплицируются concepts «an information society», «a knowledge society», the direction of a vector of their educational space is analyzed, prospects of development of a society of knowledge are discussed.

Образование в информационном обществе, как его еще называют обществом знания, играет наиважнейшую роль. Для разработки концепции социально-гуманитарного или инженерно-технического образования в новых условиях с учетом компетентного подхода необходимо ясно представлять основные параметры, философию, перспективы становящегося социального образования. И затем из этих представлений следует формировать цели и задачи среднего и высшего образования.

Данная статья посвящена анализу понятий «информационное общество», «общество знания», исследованию перспективы их развития и обсуждению направления вектора в образовательном пространстве общества знания.

В настоящее время в индустриально развитых странах (в том числе, в России) количество квалифицированных специалистов и менеджеров («белых воротничков») начало превышать количество индустриальных рабочих. П. Дракер еще в 1959 г. предвидел дальнейшее углубление этой тенденции, введя термин *knowledge worker* – специалист по работе со знанием, или когнитивный работник [1, с. 15]. Это связано со значительным прогрессом, произошедшем в науке и технике, настоящей «технологической революцией», которая позволила в значительной степени усовершенствовать процесс производства. Особенно быстро стали развиваться информационно-коммуникативные технологии (ИКТ). Примером этой тенденции сегодня служит Интернет.

В свете этого, многие ученые стали утверждать, что происходит формирование нового общества – информационного, т. е. общества знания. Попробуем разобраться, какое общество сейчас формируется и можно ли его назвать «обществом знания». Для этого дадим определение основным понятиям «информация», «знание», «информационное общество», «общество знания».

Информация – (от лат. Information – разъяснение, изложение; англ. Information) – в широком смысле абстрактное понятие, имеющее множество значений, в зависимости от контекста. В узком смысле этого слова – сведения о лицах, предметах, фактах, событиях, явлениях и процессах независимо от формы их представления [2, с. 185].

Основоположник кибернетики Норберт Винер говорил об информации так: информация есть информация, а не материя и не энергия [3, с. 15]. То есть Винер относил информацию (в теоретико-информационном понимании этого термина) к фундаментальным понятиям, не выводимым через более простые. Что, впрочем, не мешает нам пояснять смысл понятия информация на конкретных примерах и описывать её свойства. Наиболее общее философское определение звучит следующим образом: «информация есть отражение реального мира; информация – отраженное разнообразие, то есть нарушение однообразия материи» [4, с. 47].

Таким образом, понятие информации связывают с разнообразием, правом выбора, мерой упорядоченности (негэнтропия), семантикой, ценностным содержанием. Тем не менее, в настоящее время не существует единого определения термина информация. С точки зрения различных областей знания, данное понятие описывается своим специфическим набором признаков.

Поскольку нас интересует информационное общество, то здесь дадим определение общества, которым будем пользоваться, хотя слово «общество» имеет не одно значение. Под обществом здесь будем понимать – совокупность исторически сложившихся форм совместной деятельности людей; конкретный тип социальной системы и определенную форму социальных отношений. Общество – это еще и совокупность людей, представляющих целостное образование (организм) со своей логикой развития и духовной структурой, ментальностью.

На этих основаниях будем рассуждать, что же представляет из себя информационное общество?

Информационное общество как научное понятие не имеет единого, общепризнанного определения, но все они близки по смыслу. В кратком словаре по социологии дается следующее определение: «Информационное общество – это общественное устройство, основным фактором развития которого признается создание и использование индустрии информации (компьютеров, микроэлектроники, коммуникационно-вычислительных сетей, национальных и межнациональных баз данных); разновидность теории постиндустриального общества» [5]. Заметим, что ряд современных ученых рассматривают информационное общество как новый этап развития человеческой цивилизации, а не просто иные варианты развития постиндустриального общества.

Идея информационного общества была сформулирована в конце 60-х – начале 70-х годов XX века. Термин «информационное общество» ввел Ю. Хаяши, профессор Токийского технологического института.

К основным характеристикам информационного общества можно отнести:

- глобальные масштабы экономики (Д. Тапскотт) [6];
- радикальные изменения в сфере производства;
- информационная, прогрессивная часть общества получает возможность создавать готовую продукцию фактически без применения труда людей [7, с. 6];
- главным двигателем человеческого прогресса за всю его историю признаются средства коммуникации (Э. Тоффлер);
- внедрение информатизации в развитие всех сторон жизни общества на основе компьютерных технологий;
- формирование своего рода компьютерного сознания, когда компьютерные технологии являются новым средством опосредования деятельности;
- компьютеризированная деятельность выступает средством опосредования внутреннего мира человека, его мировосприятия и мироощущения [8];
- самой прогрессивной формой организации жизнедеятельности людей («технотронная концепция» З. Бжезинского, «зрелое общество» Д. Габора, «постсовременное общество» Ж.Ф. Лиотара и др.) провозглашается информационное общество;
- изменение уклада жизни, системы ценностей индивидов и социальных групп;
- рост значимости информационных ценностей по отношению к материальным.

Учеными разрабатываются теоретические конструкции информационных обществ. Одна из теорий возникновения информационного общества предложена Р.Ф. Абдеевым. Согласно представлениям последнего эволюция информационной структуры человеческой цивилизации смоделирована в виде сужающейся спирали с переменным шагом, построенной в трехмерном пространстве, в координатах информации и с введением параметров времени и прогресса. [9].

Д. Тапскотт выделяя признаки информационного общества, подчеркивает, что информационное общество – это общество знаний, производящее интеллектуальные изделия, причем используя цифровую форму представления объектов.

Термин «общество знания» был введен в оборот американским политологом Р. Лэйном для характеристики влияния научного знания на сферу публичной политики и управления еще в 1960-х годах [10, с. 650].

На первый взгляд, последние два понятия «общество знания» и «информационное общество» похожи по смыслу и описывают один и тот же тип общества. Так, например, еще А.И. Ракитов в начале 1990-х годов рассматривал идею общества, основанного на знании, в качестве усиленной версии информационного общества [11, с. 31]. Такого же мнения придерживаются и некоторые современные ученые.

В данной статье относительно различий информационного общества и общества знаний мы подробно останавливаться не будем, однако кратко перечислим их особенности.

В «информационном обществе» наличие большого количества информации еще не говорит о ее научности и 100 % достоверности. С помощью современного научного знания ученые могут дать только приблизительный прогноз того, как будет развиваться та или иная ситуация. И содержание прогноза будет отличаться в зависимости от мнения тех или иных ученых. В результате, доверие к научному знанию, например, в социально-политической сфере, снижается. К тому же, многие научные исследования, которые могли бы принести более или менее достоверный результат требуют значительных инвестиций (затрат), которые, вполне возможно, длительное время не окупятся и следовательно, не вызывают интереса у бизнесменов и власти. Поэтому в информационном обществе, с одной стороны быстрыми темпами развиваются ИКТ, с другой стороны, в иных сферах научное знание обновляется гораздо медленнее. А из-за специфики, сложной терминологии использующейся в представляемой научной информации, интерес у большинства граждан к новому научному знанию значительно снижен.

Следовательно, такое неравномерное обновление и усвоение нового знания в обществе не позволяет назвать его «обществом знания». В первом приближении можно сказать, что вектора роста информации и знания в современном обществе расположены где-то рядом при некотором отставании последнего.

В обществе знания и информационном обществе само знание приобретает иное значение. Во-первых, знание есть продукт духовной деятельности человека, зарождение и качество знания непосредственно связано с его интуицией и уровнем интеллекта. Знание включает инновации, теоретические схемы, технические, технологические, политические и социальные решения, т.е. оно связано со всей деятельностью человека, и по этим признакам становится основанием этой деятельности, самой деятельностью. Во-вторых, знание автономно, ведет себя как «живой организм», оно изменяется, постоянно пополняется, часть его безвозвратно утрачивается. В этом случае мы можем говорить о концепции «третьего мира» (мира объективного содержания мышления, прежде всего содержания научных идей, поэтических мыслей) К. Поппера [12, с. 307]. Сегодня знание – это достаточно сложное образование.

Уместно здесь эксплицировать понятие «знание», которое относится к широко употребляемым терминам в обществе, науке и практике. Существует множество определений. Знание определяется как воспроизведение реальности в чувственных и умственных образах и понятиях (М.Г. Ярошевский), как субъективный образ объективного мира (Ф.И. Георгиев), как идеальное воспроизведение в языковой форме объективных закономерных связей практически преобразуемого материального мира (Ю.Н. Тендряков), как теоретическое овладение объектом и предпосылка практической деятельности человека (П.В. Копнин) и др. Знание – проверенный практикой результат познания действительности, верное ее отражение в мышлении человека, т.е. организации над-профессионального и надпредметного мышления.

Следовательно, знание есть суть человеческого мира, его деятельности, его связи с этим миром, с космосом, с пониманием самого себя. От полноты и глубины знания человека зависит его мировосприятие и интеллект. В информационном обществе от знания будет сильно зависеть и уровень жизни, поскольку как предполагают социологи, ученый мир разделится на людей обычных и высоко информированных. Человек в новом информационном обществе без знаний не выживет.

В доказательство этого утверждения перечислим характеристики информационного общества, которые явно дают представления о том, какими занятиями, навыками и умениями должен обладать современный человек, чтобы в нем жить. Параметры информационного общества: высокий уровень развития ИКТ; общение людей, в том числе деловое, посредством ИКТ; большой объем информации (в том числе научной) сконцентрирован в Интернете и т.п. ИКТ; доступ к информации свободный и быстрый через ИКТ; постепенное отмирание традиционных источников информации (книг, журналов, газет и т.п.); широкие возможности, на основе компьютерных технологий, для фальсификации информации; объективная возможность контролировать получение определенной информации субъектами, путем введения ограничений по объему запрашиваемой информации, ее тематике и другим признакам; сбор личной информации о гражданах, на основе анализа запрашиваемой ими информации, перенос элементов публичной власти в виртуальное пространство ИКТ, управление обществом посредством ИКТ; большие возможности органов власти по манипулированию психикой, потребностями и взглядами людей на основе использования ИКТ; создание с помощью новой научной информации в области генной инженерии, нанотехнологий и т.п. «пост-людей», т. е. людей с расширенными возможностями получения сенсорной информации, увеличенной скоростью ее переработки, возросшими физическими возможностями, меньшими потребностями в еде, сне, и т.д. на основе вживления в тело человека различных элементов компьютерных систем (датчиков, чипов и т.п.), генных модификаций [13, с. 25]; создание искусственных людей, выполняющих некоторые обязанности в сфере производства и ИКТ (ремонт систем, распределение потоков информации и т.п.); скорее всего, политический режим близкий к авторитарному.

Все вышперечисленное говорит о том, что информационное общество далеко не идеально, это не то «светлое будущее» к которому стремится человечество, но о котором так много пишут.

Из определений «знания» и «общества знания» уже становится очевидным потребность в людях высокообразованных, профессионалах. Причем, для жизни в «обществе знания» требуется высокий массовый уровень образованности и культуры, к чему так стремится Европа (к 100 % высшему образованию своего населения). Высокий культурный и материальный уровень жизни гарантирует более высокий уровень безопасности и комфортности проживания в этой системе. Высокий разрыв в уровнях знания «высоко информированных» и «мало информированных» частей населения внутри страны будет все время

расти и может привести к непредсказуемым последствиям. Вектор развития образования должен быть направлен не только на выращивание интеллектуальной элиты (без которой нет науки, искусства и пр.), но и на обеспечение достаточно приличного уровня образованности всего населения, способного пользоваться достижениями информационного общества и достойно жить в нем. Последний момент несомненно зависит от экономического состояния общества, политических условий, экологии и, конечно, образования. В системе высшего образования особо следует обратить внимание на логическую подготовку, методологию, научное мировоззрение будущих специалистов.

Следовательно, построение нового общества знаний, информационного общества, должно строиться на следующих принципах ноосферной концепции: коэволюции человеческого общества с природой; идеи классического гуманизма; антропоцентризма; усовершенствования естественных возможностей самого человека; формирования человека нового типа с высоким уровнем интеллекта и духовно-нравственного потенциала.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Drucker P.F. Landmarks of tomorrow. A report on the new «post-modern» world. 1959. – 324 S.
2. Тихомирова Л.В., Тихомирова М.Ю. Юридическая энциклопедия. – М.: 2001. – 972 с.
3. Стратонович Р.Л. Теория информации. М.: Сов. радио, 1975. — 424 с.
4. Урсул А.Д. Природа информации. – М.: Политиздат, 1968. – 288 с.
5. Максимович Г.Ю. Информационные системы: Учебное пособие / Ю.Г. Максимович, А.Г. Романенко, О.Ф. Самойлюк; Под общей ред. К.И.Курбакова. – М.: Изд-во Рос. экон. акад., 1999. – 198 с.
6. Тапскотт Д. Электронно-цифровое общество. – М.: Рефл-бук, 1999. – С. 120-122.
7. Ракитянский Н.М. Россия и вызовы глобализации // Социс. – 2002. – № 4. – С. 6-12.
8. Тихомиров О.К. Психологические аспекты процесса компьютеризации. – М.: Дело, 1993. – 217 с.
9. Абдеев Р.Ф. Философия информационной цивилизации. – М.: Дело, 1994. С.59.
10. Lane R. The decline of politics and ideology in a knowledgeable society // American sociological rev. N.Y., 1966. Vol 31. N 5 P 650.
11. Ракитов А.И. Философия компьютерной революции. М.: Норма, 1991. – 287 с.
12. Современная западная философия: словарь / Сост.: Малахов В.С., Филатов В.П. – М.: Политиздат, 1991. – 414 с.
13. Лекторский В.А. Философия, общество знания и перспективы человека // Вопросы философии, 2010, № 8, с. 17.

О.П. Бабицкая, Н.К. Анохина

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

ЯЗЫК КАК ВАЖНЕЙШАЯ КОМПОНЕНТА ФОРМИРОВАНИЯ ЧЕЛОВЕКА НОВОГО ТИПА В ИНФОРМАЦИОННОМ ОБЩЕСТВЕ

В статье показано, что язык является важнейшей компонентой формирования человека нового типа в информационном обществе. С этой целью обсуждены модели языка разных ученых и раскрыта его креативная роль в образовательном процессе.

The language is the most important component of the new type person formation in the information-oriented society. The language models of different scientists are examined and the creative role of the language in educational process is shown in this article.

Ключевыми словами, характеризующими информационное общество считаются: информация, глобализация, знание, образование, экология и духовно-нравственная личность. Поиск, создание, хранение, смысловая трансформация, тиражирование знаний занимают в индустриальном обществе все большее место в деятельности людей. Идет колоссальный процесс накопления (изменения) знаний. Проблема роста знаний включает вопросы не только их применения в практической сфере, но и понимания их ценности, взаимовлияния и взаимодействия человеческой свободной мысли с объективной реальностью.

На основании вышесказанного, глобализация интеграционных процессов, а также возрастающие требования к интеллектуальной квалификации кардинально изменяют отношение мира человека и мира природы. Высоко значимым становится массовое образование, построенное на основе фундаментальных свершений науки. Впечатляющий результат, высочайшую эффективность дают «вложения» в человека. В таком обществе язык играет большую роль. Более того, в этих условиях становится актуальным знание не одного, а нескольких языков.

Язык имеет непосредственное отношение к мыслительной деятельности человека и характеризует его духовно-нравственный облик.

Представляет интерес исследовать модели языка разных ученых и выявить его креативную роль в формировании человека с новым, нелинейным типом мышления в современном обществе.

Вопросом изучения языка ученые занимаются давно, сюда можно отнести и философов, и лингвистов, и психологов и других специалистов. Рас-

смотрим их некоторые концепции. Так, концепции Н. Хомского и М. Фуко объединены познанием тайны языка как живого организма, способного не просто к саморазвитию и саморефлексии, но также к моделированию новых исторических реалий и социальных структур, и обладающего потенциалом опережения и прогностической валидностью. В новом общественно-политическом контексте второй половины XX в., когда осмыслялось создание нового геополитического пространства и концептуализировалось формирующееся постиндустриальное общество, – становится особенно востребованным интегральный подход к феномену языка, не замкнутый на проблемах внутренней лингвистики, а выводящий к семасиологическим проблемам и экстралингвистическим категориям. Родство рассматриваемых концепций выявляется прежде всего по линии осмысления глубинных лингвистических процессов, глубинной сущности языка [1, с. 40].

Как известно, грамматика Н. Хомского категоризирует поверхностную и глубинную структуры языка. Значение каждого предложения выводится Н. Хомским из глубинной структуры посредством правил семантической интерпретации. Он считал, что глубинная структура соотносится с поверхностной структурой посредством некоторых мыслительных операций [2, с. 10].

По мнению М. Фуко, язык обладает глубинной способностью выражения и передает всю глубину человеческой воли. Определяя внутренние законы грамматики, мы устанавливаем глубинное родство языка со свободой воли человека. «Не случайно поэтому в течение всего XIX в. философия имела столь глубокое политическое звучание» [3, с. 322].

Следующую линию соответствий между различными концепциями лингвоструктуры можно определить как гумбольдтовский ренессанс.

В. Гумбольдт увидел иначе, чем его предшественники, процесс взаимодействия языка и человеческого духа в ходе поступательного развития человечества. Восприятие языка как пассивной субстанции, которое доминировало в описательных грамматиках и словарях XVI-XVII вв. и в первых опытах сравнительно-исторического языкознания XVIII в., было вытеснено в концепции В. Гумбольдта идеей о творческом и активно-деятельном характере языка, об обратном воздействии языков на национальный дух и интеллектуальный уровень народов. Эта логическая инверсия субъектно-объектного плана, которую выстроил выдающийся немецкий философ и лингвист, была для него самого, по-видимому, эмоциональной констатацией явления непознанного и даже загадочного. Две стихии, язык и духовная деятельность, попеременно обуславливающие друг друга, то есть поочередно дающие друг другу импульс для дальнейшего развития, не в полной мере, по мысли В. Гумбольдта, поддаются исследованию и представляются ему как бы узлами, упорно не дающими себя распутать. Вместе с тем, несмотря на эту невозможность вникнуть в сущность явлений и предугадать их, в сочинении В. Гумбольдта со всей очевидностью раскрывается цикличность движения: с одной стороны, язык как создание индивидов и творение наций «всегда... опирается на совокупность человеческой духовной силы [4, с.66]; с другой стороны, сам

язык воздействует на человека и человечество, и «главное воздействие языка на человека обуславливается его мыслящей и в мышлении творящей силой; эта деятельность имманентна и конструктивна для языка». Поступательность движения бывает нарушена материальностью одной из двух стихий, которая может «получить такой перевес, что начнет грозить подавлением энергии другой» [4, с. 48].

С этой идеей соотношения материального и духовного в языке созвучно определение культуры, данное Ф.А. Брокгаузом и И.А. Ефроном: «Культура – есть общее состояние народа в материальном и духовном отношениях» [5, с. 234]. Язык как культурная «единица» вполне отвечает этому положению. По речи человека можно определить его духовное, интеллектуальное состояние.

Современное состояние русского языка свидетельствует о духовном кризисе российского народа. Следовательно, позитивным вектором развития человека должно стать «Духовное слово», пробуждающее волю к действию, а затем и сама деятельность становится выражением духа, воли и слова. Эта точка зрения уместна в образовательной системе.

Ядром гумбольдтовской концепции языка считается определение, ставшее монументальным моментом истории языкознания: «Язык не есть продукт деятельности (эргон), а деятельность (энергейя)» [4, с. 70]. Это определение дублируется другим, уточняющим значения образов: «Язык следует рассматривать не как мертвый продукт, но как созидающий процесс» [4, с. 69].

Определение В. Гумбольдта было революционным на фоне предшествовавшей западной лингвистической традиции и до настоящего времени сохранило потенциал продуктивной научной модели, отнюдь не став отжившим фактом истории познания. Антитеза «эргон – энергейя» предопределила дальнейшее развитие мысли: последующие лингвистические учения канализировались по двум основным направлениям, обозначенным В. Гумбольдтом. Преобладала, несомненно, тенденция изучения продуктов языковой деятельности – она доминировала в сравнительно-историческом языкознании и младограмматизме; в концепции Ф. де Соссюра и трудах Женевской школы; в функциональном структурализме Пражского лингвистического кружка; в американском дескриптивизме; копенгагенской глоссематике; французском структурализме и постструктурализме.

Возвращаясь к концепциям Н. Хомского и М. Фуко, повторим, что в них гумбольдтовские идеи не только звучат, но и декларируются. В «Аспектах теории синтаксиса» Н. Хомский заявляет, что необходимо отвергнуть соссюрскую концепцию языка как только систематического инвентаря единиц и скорее вернуться к гумбольдтовской концепции скрытой компетенции как системы порождающих процессов [2, с. 10]. По его мысли, действительное понимание того, что язык может (по Гумбольдту) «осуществлять бесконечное использование конечных средств», развивалось в течение последних лет в ходе изучения оснований математики.

В статье можно попытаться дать эксплицитную формулировку существа творческих процессов языка по Хомскому. Для такой креативной модели он вводит термин «порождающая грамматика». Уже сам этот термин говорит о том, что язык понимается Н. Хомским не только как динамическая система и активная структура, а как живой организм. Жизнедеятельность этого организма не просто заявлена, но и раскрыта во всей взаимообусловленности внутренних процессов и реакций, как если бы проводимое им исследование имело статус естественно-научного. В контексте модусов стандартного языкознания, если и допускавшего динамические процессы в языке, то либо на оси последовательности (в диахронии), либо на уровне речевых коммуникаций, грамматика Н. Хомского означала действительно «революцию Хомского», как нередко оценивалось ее значение для языкознания.

М. Фуко аналогично понимает языковой процесс: "Грамматические структуры языка оказываются априорными предпосылками всего, что может быть высказано" [3, с.321]. Как и Н. Хомский, М. Фуко открыто апеллирует к наследию В. Гумбольдта, используя такой интертекстуальный аргумент, как гумбольдтовскую антитезу «эргон – энергейя». По мысли французского философа, язык связывается с цивилизациями на уровне достигнутого ими познания через дух народа, который их породил, одушевил и может узнавать в них себя. Язык, став «весомой и плотной исторической реальностью», образует вместилище традиций, привычек мысли, темного духа народов и вбирает в себя «роковую память, даже не осознающую себя памятью» [3, с. 321]. В «Словах и вещах» М. Фуко не только констатирует активный и креативный характер языка, но стремится понять источники этой созидательной силы. Происхождение языка, по его мысли, следует искать в силе и воле людей и народов. Выражая волю, язык становится действием. Именно потенциальное действие, заложенное в вербальных формах и выражающее историческую волю, структурирует и предопределяет действительность.

В поисках конкретных аргументов для обоснования концепции языка как детерминирующей структуры, которые обладали бы оригинальным характером и эмоциональной силой воздействия, М. Фуко обратился к книге французского литератора и мыслителя Ж.-П. Бриссе «Божественная наука, или Создание человека». М. Фуко считает, что если традиционная процедура, разработанная основателями компаративистики, заключалась в том, чтобы отыскивать общие корни разных слов и возводить их к первичным, древним корням, то Ж.-П. Бриссе идет от обратного, он рассматривает, как из одного и того же семантического единства разрастаются его предшествующие формы, которые впоследствии кристаллизовались в нем. В принципе, здесь проявляются уже методы индукции и дедукции соответственно.

На уровне когнитивной состоятельности лингвистическая игра Ж.-П. Бриссе может представлять интерес как одна из интерпретационных схем познания. Смысл ее в том, чтобы показать, как шло рождение новых языковых форм в процессе образования и эволюции французского языка, но не в рамках абстрактного книжного знания, запечатленного в нормативных словарях и

рационалистических грамматиках, а в глубинах народной толпы. "Языки развиваются под действием миграций, побед и поражений, мод, обменов, но отнюдь не в силу историчности, которую они якобы несут в себе" [3, с.124]. Метод Ж.-П. Бриссе при всем видимом его эпатаже и отказе от традиций тоже опирается на некоторую научную основу. Он рассматривал процесс речеобразования в недрах людской толпы, состоящей из самых разнородных элементов - воинов, пленников, разбойников, авантюристов и т.д., - как грубое чередование простейших стимулов и реакций. В какой-то мере Ж.-П. Бриссе можно считать интуитивным предшественником бихевиоризма, а также эмпириком, показавшим возможные механизмы исторического развития языка как живой и свободной стихии [1, с. 46-47].

В современном обществе, где теоретическая деятельность и абстрактное мышление сильно развиты и характерны для достаточно большой части человечества, процесс речеобразования можно рассматривать не только как стихийное явление, но и как закономерное, в том числе и на теоретическом уровне. Огромное количество новых слов формируется именно в научной сфере и передается в культуру (язык) через идеалы научности, методологию, а также через мировоззрение, популяризацию науки.

В информационном обществе осуществляется становление информационной эпистемологии. В философских концепциях информацию уже ставят в ряд с протяженностью и движением. Информационность трактуется в них как свойство всего универсума и каждой его составляющей. При всем этом логически строгого общепринятого определения информации пока нет. Перенос научных терминов в социальное пространство несомненно ускоряет процесс образования общества в целом, опять же благодаря языку и его влиянию на формирование личности.

Язык как динамический процесс наполняется из разных областей человеческой деятельности новыми понятиями, которые в какой-то момент обеспечивают переход интеллектуального уровня людей на более высокий качественный уровень.

Коммуникативная среда – «интернет» также не может существовать вне языка. Эта новая технологическая область несомненно воздействует на человеческую психику, пробуждает творческий потенциал, создает невиданные способы общения, затрагивает сферу политических отношений между гражданами и государством, в итоге изменяется духовно-культурная среда и формируется новый тип человека.

Язык понимается еще и как деятельность, поэтому знание нескольких языков позволяет расширить эту деятельность и углубить восприятие мира. Следовательно, стремление современной молодежи к изучению языков обусловлено многими причинами, а не только необходимостью профессионального общения, возможностью путешествовать и пр.

На сегодняшний день, по мнению известного специалиста – доктора биологических и филологических наук Черниговской Т.В. существует множество лингвистических теорий, даже противоположных друг другу. Но нет

способа доказать, какая из теорий лучше, т.к. не существует абсолютной системы доказательств. Для обоснования теорий, ученые начинают интересоваться исследованиями в области изучения работы мозга. "Человеческий мозг крепко-накрепко связан с человеческим языком, нашей «биологической подписью» (ведь человек – это тот, кто владеет языком). Так, может быть, знания об устройстве языка подскажут им, как функционирует мозг.

Сегодня лингвисты интересуются нейронауками в надежде узнать, как устроен язык. И эта область действительно может дать ответы, другое дело, они зачастую не знают, как читать эти данные. Например, если у человека вследствие определенного заболевания перестает работать какой-то участок мозга, и человек при этом забыл все глаголы, – из этого следует, что в мозге есть модуль, который занимается глаголами. Однако всё не так просто. В этой связи можно предъявить претензии Американской школе психолингвистов, идущей от Хомского. Напомним, что у них языковая способность, или языковая компетентность – это система базисных универсальных правил, т.е. врождённое. Как считает Хомский, свойство человеческого мозга, представляющее собой основу речевой деятельности человека, есть взаимодействующие «модули», составляющие язык: это — лексикон, представляющий собой сложно и по разным принципам организованные списки лексем, словоформ и т.д., вычислительные процедуры, обеспечивающие грамматику (морфологию, синтаксис, семантику и фонологию) и механизмы членения речевого континуума, поступающего извне; и прагматическая система [6].

На практике эта конструкция дает сбой. Сегодня явно отслеживается схема: язык (слово) – действие (деятельность).

Многие психолингвисты уже предпочитают работать не только с английским языком, проверять свои гипотезы на материале различных языков. Но они берут, как правило, узкие нарушения в языке (например, человек забыл, как обращаться с синтаксисом), но не смотрят, что еще произошло с этим человеком. А оказывается, этот человек забыл, как выполнять все серийные операции – не только как объединять морфемы в слова и слова в предложения, но и как зашнуровывать шнурки или чистить зубы. Таким образом, вся красота по поводу «модуля синтаксиса» рушится.

Исследования мозга осуществляются в индустриально развитых странах, и до сих пор на материале очень узкой группы языков (английский, реже немецкий язык в основном, но последние годы и ряд других, что всё равно не даёт оснований делать выводы об универсалиях). Однако выводы делаются об устройстве человеческого мозга как такового. Исследователи попадают в капкан собственного языка. Получают, например, сенсационные, прорывные данные – на английском языке. Но какими будут данные на материале якутского, или какого-то из тональных языков? Языки чрезвычайно отличаются друг от друга, хотя структура мозга у людей, говорящих на этих языках, одинаковая.

Сегодня открываются широкие возможности. Существует, например, работа по исследованию мозговой активности человека во время синхронного

перевода – прежде ничего подобного представить себе было нельзя. В результате, как пишет автор, мы имеем определенную картинку того, что творится в мозге человека, синхронно переводящего с одного языка на другой. Нам непонятно, как справляется мозг с одним языком, можете себе представить, что с ним происходит, когда языка два или более. По нашей картинке видно, что мозг просто горит, – все его силы брошены в дело. Недаром для синхронистов высокого ранга существуют жесткие ограничения на время работы – не более двадцати минут, а затем – «их выносят на травку подышать кислородом». Такого напряжения просто физически нельзя долго выдержать. Стало видно, что в такой работе задействованы не только речевые зоны мозга — очень велика, например, роль правого полушария, которое раньше считалось неречевым. Однако совершенно очевидно, что вал данных нисколько не облегчает, а только парадоксальным образом усложняет нашу жизнь. Чем больше мы знаем, тем меньше понимаем. Сначала у нас была картинка, в которой все делилось на два (на правое и левое полушария мозга), потом – на четыре, теперь – на 188 или на 2088. Более того, картинка эта не статичная, а динамичная, а именно: во вторник мозг ведет себя так, а в среду – иначе. Очень много переменных. И непонятно, что делать с этой мозаикой. Можно было бы загрузить всё это в суперкомпьютер – пусть обсчитывает. Но он выдаст еще 5500 кластеров, и что с ними потом делать, – опять непонятно. Необходим именно прорыв. Следовательно, образование когнитивной науки – интегральной, рассматривающей предмет со всех сторон – возможно будет способствовать этому прорыву хотя бы частично [7, с. 15-16].

Таким образом, наше информационное общество накопило столько информации, что многие открытия уже устарели, так Черниговская Т.В. считает, что наука о мозге XX века себя изжила. Все наиболее серьезные вопросы, которые перед ней стоят на сегодняшний момент могут исследоваться только разными специалистами совместно. Следовательно, происхождение языка и сознания не может изучаться вне содружества антропологов, психологов, анатомов, палеонтологов, лингвистов, нейрофизиологов, генетиков и других специалистов. За последние годы стало ясно, что бесполезно искать в мозге жестко запрограммированные отделы.

Авторы этой статьи предполагают, что для решения некоторых лингвистических проблем можно попробовать применить синергетический подход, в частности, математические теории катастроф, которые дают возможность на первом этапе определить ограниченное количество вариантов «закономерностей», действующих в кажущемся хаосе работающего мозга.

Согласно представленному здесь многослойному образу языка, он играет большую роль в формировании человека нового типа и привносит креатив в образовательный процесс.

Этой точке зрения созвучны высказывания Ф. Ницше о природе человека в его работе «О будущности наших образовательных учреждений» (1871-1872): «важным для формирования человека является наличие идеалов, «образцов» подражания (которых видел в гениях – авторы), а также внутрен-

нее стремление организовать, сформировать самих себя и научиться управлять собой».

Основными выводами этой статьи можно считать признание языка важнейшей составляющей духовных сил, воли, творчества, жизнеутверждающих принципов человечества и его будущего.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Шульц В.Л., Любимова Т.М. Язык как метареальность и прогностическая структура // Вопросы философии. - 2008. - №7. - С.38-50.
2. Хомский Н. Аспекты теории синтаксиса. М.: МГУ, 1972. - 259 с.
3. Фуко М. Слова и вещи. Археология гуманитарных наук. СПб.: Асад, 1994. – 408 с.
4. Гумбольдт В. Избранные труды по языкознанию. М.: Прогресс, 2000. – 400 с.
5. Малый энциклопедический словарь : в 4 т./ Репринтное воспроизведение издания Брокгауза-Ефрона 1907 – М.: ТЕРРА, 1994. – т.1-4. т.3. - 230 с.
6. Chomsky N. New Horizons in the Study of Language and Mind. Cambridge. Cambridge University Press. 2002.
7. Черниговская Т.В. Узнав, как устроен мозг, мы поймем, как устроен мир // Санкт-Петербургский университет. - 2006. - №10-11. - С.13-17.

УДК 378

Н.С. Клименко

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

АКТУАЛЬНОСТЬ ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ ДЛЯ МОЛОДЕЖИ ГЕРМАНИИ

Представлен обобщенный теоретический материал и результаты проведенных исследований по проблемам современного профессионального образования в Германии с учетом специфики рынка труда.

The summarized theoretic material and the outcomes of practical researches are presented. The problems of the modern professional education using the specification of labour market are shown.

Современные реформы профессионального образования в Германии основываются, прежде всего, на объективных структурных преобразованиях в экономической, социальной сферах, а также на структурных изменениях на

рынке труда. Значительно влияние современных новых технологий, в первую очередь, в области микроэкономики, на профессиональные требования к профессиям в сферах обслуживания и промышленности. Анализируя профессиональные требования, необходимо отметить, что новые технологии заменяют на производстве и в бюро ручную и рутинную деятельность, повторяющиеся работы. Они предъявляют более высокие когнитивные требования к современному работнику.

Анализируя прогнозы рынка труда, как указывают специалисты, невозможно дать конкретные количественные данные о развитии отдельных профессий и отраслей, но возможны качественные суждения о будущей структуре рынка труда. Так У.Шуле (Schuele, U.) таким образом описывает тенденции, которые оказывают влияние на рынок труда. Рост сферы услуг, необходимая более высокая квалификация работников; большая коммуникабельность; большая компетенция принятия решений; большее участие женщин в рынке труда; возрастающее значение дальнейшего продвижения образования.

Как отмечает В.Фэйкс (Faix, W.), технические преобразования приводят к созданию фабрик будущего.

Импульсы, которые исходят от внедрения микроэлектроники в организацию работы на предприятиях высокой технологии, позволяют преобразовать рядом стоящие производственные области в производственные центры с общей задачей. Это развитие современного производства возможно только с такими сотрудниками, которые используют все свои специальные, методические и социальные квалификации.

Л.Мюллер (Mueller, L.) анализирует подходы к характеристике профессий будущего – что будет пользоваться спросом. Он отмечает, что тому, кто сегодня выбирает профессию, необходимо знать, что будет требоваться в будущем, в чем будут состоять экономические возможности через 5 или 10 лет. Конкретные люди должны спросить себя, какие из обозримых изменений затронут меня, должен ли я попытаться им соответствовать или уступить [1].

Быстрое преобразование профессиональных структур и современные рыночные условия экономики поднимают вопросы, на которые невозможно ответить ни одним словом, ни детальной статистикой. Если не оценивать приблизительно, как будут происходить политические и социально-экономические преобразования в пяти новых землях Германии и в государствах Восточной Европы в области экономики и рынка труда, то можно определить реально простирающиеся технологические, глобально-экономические, внутренне-экономические и демографические тенденции развития, которые одинаково обозначены во всех индустриально развитых государствах. Это нижеследующие тенденции. Человеческий труд поддерживается компьютероуправляемыми рабочими системами, квалифицируется ими и частично заменяется. Рутинные процессы автоматизируются. Производство становится более подвижным и децентрализованным: могут возникать более мелкие структуры, которые делают лишними неподвижные иерархические пути коммуникаций и информации.

Рабочее время на производстве не фиксировано, различно для разных видов работ. Наряду с микроэлектроникой, которые в последние 20 лет пробила значительное поле деятельности, сигнализируют о себе генная и лазерная технологии, которые свидетельствуют о начале значительного технологического инновационного сдвига. Экономические пространства расширяются, это и Европейский внутренний рынок, торговые отношения с третьим миром, возрастающие глобально экономические переплетения, которые открывают новые возможности роста промышленности и сферы услуг, а также рынка сбыта; и содействуют развитию международных информационных и транспортных систем, ведут к большей конкуренции.

Озоновая дыра и парниковый эффект, эмиссия денежная и проблемы с мусором ставят способы производства и стратегии маркетинга под вопрос, если они не учитывают окружающую среду. Проблемы охраны окружающей среды нельзя больше отодвигать в дальние регионы, они требуют повсеместного решения, также как и проблемы сохранения натуральных ресурсов.

Развитие населения в ФРГ, как и в других индустриально развитых странах, отличаются низким уровнем рождаемости. Количество пожилых людей растёт. Растущая продолжительность жизни женщин и мужчин означает не только возрастающие потребности в соответствующих возрасту социальных и медицинских учреждениях, она открывает перед ними новые поля деятельности, уже за фазой производственной деятельности - в образовании, путешествиях, спорте, политике, искусстве. Тенденция сокращения рождаемости прогнозируется в индустриально развитых странах на данный период времени. Возможные последствия этого для рынка труда могут быть представлены пока очень приблизительно.

Охарактеризованные выше тенденции развития показывают, что индустриальные страны, и, в частности, Германия, находятся на начальной стадии основного структурного изменения в направлении общества сферы услуг. В этой связи для учащейся молодёжи при переходе от школы в мир труда обостряется неуверенность в собственном профессиональном будущем. Они не знают, на что следует ориентироваться, какие профессии будут нужны, а какие нет. Появляется настоятельная потребность в списках профессий, которые будут нужны на рынке 2010 и далее годов, а какие нет; то есть потребность в информации о том, какие профессии станут приоритетными в связи с их модернизацией или/и их эксклюзивностью; какие профессии, несмотря на все структурные изменения, окажутся не подвержены безработице; какие профессии будут выполнять прогрессивные функции в связи с быстрыми качественными и количественными изменениями стандарта труда.

Вслед за вопросом, какие профессии будут популярны завтра, стоит ряд серьёзных ожиданий, которые могут быть связаны с поиском профессии будущего. Исследователь в области профессий Ф.Ступс (Stoops, F., 1986) выделил следующие важные признаки, которые составляет профессию будущего: «Рабочие места, которые предлагаются в расширяющихся сегодня отраслях – независимо от того, как должна эта экспансия измеряться; целевые области,

которые со временем предлагают всё больше возможностей работать; новые, интересные, по возможности привлекательные профессиональные позиции, которые связаны с социальным престижем и обещают значительный доход; а также учебные профессии, которые позволяют ожидать, что их выпускники будут приняты рынком труда без осложнений, и поставлены на места, на которых их знания и умения используются, углубляются и по мере изменений развиваются дальше».

Как указывается в работе коллектива авторов, «Школа будущего», которая по сути является образовательно-политическими рекомендациями и перспективами комиссии ландтага земли Саксония-Анхальт, школа стоит сегодня в национальном и международном масштабах перед новыми требованиями.

Особенно это касается развития школ в Восточной Германии, где не только изменилась традиционная социалистическая единая школа, но и предстоит преодолеть значительный демографический обвал. В этой связи было создана ландтагом земли Саксония-Анхальт комиссия для исследования вопроса: какой структурный и содержательный профиль нужен школе, чтобы соответствовать требованиям нового тысячелетия. Сюда относятся и следующие вопросы: какое экономическое и социальное развитие должно быть при этом учтено; как привести в соответствие с международным содержанием образования и диплом; как лучше подогнать друг к другу внутренние и внешние школьные реформы; какие необходимы новые связи между профессиональным и общим образованием; какие проблемы имеют тенденции развития для социальных и педагогических задач школы; с помощью каких концепций и мер может быть обеспечено равенство полов в образовании; какие новые модели управления необходимы образованию, чтобы оптимально содействовать качественной подготовке в школах.

Постановка этих вопросов практически освещает весь комплекс задач, который необходимо решить в процессе реформы общего образования, в данном случае на примере отдельной земли. Школьные реформы характерны для любых времён, с тех пор как существуют понятия «воспитание и образование». Во времена относительной стабильности общественной системы, которая окружает школу и которой принадлежит школа, решающими являются реформы, задачи которых в том, чтобы школа соответствовала новым, а по сути уже старым изменениям общественной действительности. История школьного дела знает также реформы, которые в начале политических преобразований встряхивают всю школьную систему и работающих там людей, учителей и учеников, ставят перед ними новые ситуации и требования. Такие реформы динамичны и инновационны, но зачастую попадают мимо цели. Какие же основные ключевые позиции в первую очередь должны рассматриваться при анализе реформ образования?

В своей монографии «Школа будущего» авторы характеризуют их следующим образом. Так, в области глобальных и региональных рамочных условий образования и воспитания это: исходные положения и проблемы (эконо-

мические, экологические, изменение ценностей, новые знания, европейское влияние, демографическая ситуация), цели, рекомендации. В области общего образования это структурная реформа, исходные цели и рекомендации, деятельность обучения, содержания обучения, международное и европейское образование и воспитание, обучение учению, научность обучения, непрерывное обучение, этика и религия, информация и информационные технологии. В области отношений профессионального и общего образования это: основные тенденции в требованиях к квалификации, вытеснение производственного сектора сектором сферы услуг, требование более высокого уровня квалификации, целевые установки, концепция учебной профессии; ведущая цель профессионального образования и непрерывного образования: компетенции действий; рекомендации; дальнейшее развитие системы начального профессионального образования.

При реформировании же системы профессионального образования, как далее отмечают авторы коллективной монографии «Школа будущего», наиболее важными положениями являются нижеследующие [2].

В системе дуального обучения, прежде всего, важна подвижность. Так, единым по всей стране является то, что обязательная область обучения должна составлять 60 % всего содержания обучения; 30 % должно отводиться на предметы, обязательные для выбора, и 10 % на предметы по выбору. Две последние цифры верны для регионов. Для Инструкций по производственному обучению характерно то, что в рамках нововведений всё больше профессий должно быть в соответствии друг с другом, особенно это верно для ремесленно-технической сферы, где должна быть концентрация на такие ключевые профессии, относящиеся к одной профессиональной области, в рамках которой может в случае необходимости, осуществляться переход от одной родственной профессии к другой.

Содержание профессионального образования должно реформироваться исходя из того, что промышленный сектор наполняется экономическим содержанием, а сектор сферы обслуживания – техническим. Для создания мест обучения небольшие предприятия должны создавать образовательные союзы. Для того, чтобы максимально использовать весь потенциал для создания мест обучения, профессиональные школы должны становиться партнерами в этих образовательных союзах. Необходимые для этого предпосылки должны создаваться землёй. В рамках кооперации учебных организаций сотрудничество предприятий и профессиональных школ должно быть организовано через советы по обучению, т.е. компетентные органы, которые, например, могут распределять содержание профессионального обучения между предприятиями и школами. Экзамены должны быть организованы таким образом, чтобы осуществлялось оценивание компетенций деятельности учащихся.

Что касается профессиональных школ: в школах должна быть усилена общеобразовательная подготовка; для профилирования дуальной систе-

мы учебный год должен определяться совместно с предприятиями; для слабых учеников следует создать двухгодичный курс (подготовительный год и год основного обучения); для учебных профессий с малым количеством учащихся следовало бы попытаться создать «интегрированные спецклассы», при этом следует развивать дидактико-методические концепции «многоперспективного развития компетенций», как потенциальную инновацию профессионального образования; для самих учащихся нужно предусматривать особые, дополнительные предложения в областях экономики и иностранных языков, а также дополнительные свидетельства (дипломы) о профессиональном обучении (например, ассистент предприятия – помощник заведующего отделом, мастер цеха, заведующий производством).

Изучив зарубежный опыт профессионального образования в Германии, основные направления современной реформы этой страны можно сделать вывод о том, что в условиях современного производства в Германии создается новый тип рабочего, основными особенностями которого являются широкопрофильная профессиональная подготовка, высокий уровень общей культуры и общеобразовательной подготовки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бермус А.Г. Проблемы и перспективы реализации компетентного подхода в образовании / А.Г. Бермус // Интернет-журнал «Эйдос». – 2005. – режим доступа: [http //eidos.ru/journal/htp](http://eidos.ru/journal/htp)
2. Головаха Е.И. Жизненная перспектива и профессиональное самоопределение молодежи / Е.И. Головаха. – Киев: Изд-во Наука-выпуска, 1998. – 144 с.
3. Социально-профессиональная ориентация молодежи в современных условиях: Тезисы Всероссийской научно-практической конференции / С.Н. Чистякова, Н.М. Голянская, В.И. Сахорова. – Кемерово: Изд-во ОблИУУ, 1999. – С.3-10.

Е.Г. Оршанская

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

ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ УЧЕБНЫХ МОДЕЛЕЙ В ВЫСШЕМ ПРОФЕССИОНАЛЬНОМ ОБРАЗОВАНИИ

Рассмотрены разновидности учебных моделей, используемых в высшем педагогическом образовании. Проанализированы их возможности для осуществления процесса обучения иностранному языку.

The varieties of study objects used in higher pedagogical education are considered. Their possibilities for realizing foreign language learning process are analyzed.

В настоящее время все большее распространение получает применение моделей в научном и учебном видах деятельности. Их использование позволяет представлять информацию об изучаемых явлениях, процессах в целостном виде, получать новые сведения о них. Особое значение имеют учебные модели, которые дают возможность комплексного развернутого анализа процесса обучения, учета специфики преподаваемых учебных дисциплин, особенностей профессиональной деятельности преподавателей.

Учебные модели необходимы для выбора оптимального способа представления, усвоения и закрепления знаний, формирования значимых умений. Они позволяют стандартизировать процессы обучения на основе использовании теорий и принципов. Е.И. Звягинцева отмечает, что учебная модель должна охватывать все аспекты учебного процесса и обеспечивать возможность его анализа [1, с. 10]. Для выбора целесообразной учебной модели изучения иностранного языка рассмотрим их особенности и наиболее распространенные виды.

Е.И. Звягинцева выделяет следующие особенности учебных моделей:

- учебная модель всегда является искусственным образованием, ей присуща наглядность;
- она имеет буквенно-образный характер, т.к. в процессе познания язык и образ взаимодополняют друг друга;
- учебные модели выполняют директивную роль, указывая на способ организации процесса обучения для достижения поставленной цели;
- они обладают развивающей функцией, что позволяет решать ближние и перспективные задачи обучения.

Н.Г. Салмина считает, что учебная модель выполняет функции фиксации знаний, средства обозначения и программирования действий [1, с. 10-11]. Она связывает значимость данных моделей с реализацией познавательных

возможностей, т.е. получения новых знаний. По ее мнению, применение моделей дает возможность построить особую реальность – "идеализированную" предметность, представить наиболее существенные для изучения компоненты, осуществлять одновременное их восприятие и оперировать знаниями. В них буквенно-цифровые обозначения дополняются пространственно-графическими средствами, что позволяет более наглядно представить структуру изучаемого материала.

В научной литературе описаны следующие учебные модели: индивидуализированная учебная модель, системная учебная модель, комплексная учебная модель, компонентно-структурная учебная модель. Проанализируем их структуру, основные компоненты и определим целесообразность их использования для организации и осуществления процесса обучения иностранному языку.

Индивидуализированная учебная модель, описываемая в работе Дж.К. Мора, состоит из определения характеристик обучающихся, образовательных цели и задач, методики обучения [4, с. 451-453]. При сборе данных об учащихся учитываются уровень сформированности их умений, предпочтительная форма восприятия ими информации. В соответствии с полученной информацией определяют цель и задачи обучения данной группы. При этом принимают во внимание тематику материала, предназначенного для изучения, и умения, которыми обучаемые должны овладеть. Формируемые умения подразделяются на специальные, т.е. связанные со спецификой учебного предмета, тематического раздела, и общие, т.е. универсальные для учебной деятельности. Затем выбирается наиболее подходящая методика, совместимая с уровнем подготовки определенной группы студентов и позволяющая достичь цель обучения. Процесс изучения иностранного языка представляет собой ряд взаимосвязанных этапов, каждый из которых находит отражение в соответствующих программах. На смену одним задачам приходят другие, определяющие последовательность овладения теоретическими сведениями и формирования умений. Предлагаемая Дж.К. Мора модель подходит для изучения иностранного языка в условиях применения авторских программ, разработанных с учетом потребностей конкретных групп. В России образовательные программы составляются в соответствии с Государственными образовательными стандартами и примерными программами по учебным дисциплинам. По этой причине массовое применение рассматриваемой модели представляется невозможным.

Системная учебная модель, предлагаемая В.И. Гинецинским, включает четыре компонента: презентативный, инсентивный, корректирующий и диагностический [2]. Первый компонент обеспечивает изложение обучаемым содержания материала. При этом формы его представления не являются значимыми, важен сам факт изложения материала. Второй компонент необходим для того, чтобы вызвать у студентов интерес к усвоению информации и реализуется в основном за счет постановки вопросов, оценки ответов. Третий компонент направлен на исправление и сопоставление результатов деятель-

ности обучаемых. Четвертый компонент предназначен для организации обратной связи. Применение данной модели при организации процесса изучения иностранного языка не позволяет учитывать и выбирать наиболее эффективную форму и средства предъявления нового материала. От того, на каком языке, в виде монолога или беседы объясняются теоретические сведения во многом зависит успех в овладении неродным языком.

Комплексная учебная модель включает взаимосвязь цели обучения, содержания обучающих программ (информационно-образовательный, деятельностный и оценочно-результативный блоки), условий достижения цели, действия преподавателя, студентов, результаты обучения и предполагает широкое использование информационно-образовательных средств [2]. В основе данной модели – содержание образование, которое является ядром, от которого зависят методы его освоения, формы организации учебной работы. Она рассчитана на групповые формы обучения и предусматривает наличие дискуссионных, проектных групп. Активное использование информационно-образовательных средств предполагается на всех этапах обучения. Обязательным является мультимедийное представление учебной информации. Реализация описываемой модели позволяет развивать способность обучаемых к самостоятельной продуктивной деятельности в современной информационно-насыщенной среде, формировать компоненты информационной культуры, связанные с умением отбирать необходимую информацию, знакомиться с новыми способами ее технической обработки.

В этой модели предпочтение отдается подаче текстовой информации с экрана (компьютера, проектора), сообщению знаний через текст, читаемый диктором, машинному инструктажу и контролю. С помощью мультимедийных средств можно продемонстрировать примерные ситуации реального общения, проанализировать их, но при обучении иностранному языку виртуального общения недостаточно и подобные формы работы не заменят полноценного живого общения. О.А. Леонтович предостерегает от чрезмерного использования электронных средств, которое приводит к глубоким негативным изменениям в структуре личности, в частности к усугублению индивидуализма, смене моделей общения, приоритетов [3, с. 237-238]. Машинный инструктаж и контроль, ориентированные на стандартные, типичные задания, снижают уровень текстовой оформленности, речевые действия становятся более свернутыми, исчезает вариативность, творческий элемент, что приводит к ухудшению языковых знаний и снижению уровня владения коммуникативно-речевыми умениями. Восприятие речи, особенно на иностранном языке, на слух, ее понимание требует от обучаемых сконцентрированности и сформированности необходимых умений, уровень которых достаточно невысок на начальном этапе овладения иностранным языком, что затрудняет постоянное применение технических средств при объяснении нового материала. Кроме того, при овладении неродным языком обучение только в группах не всегда уместно, необходимы и индивидуальные, и коллективные формы работы. Анализ комплексной учебной модели свидетельствует о нецелесообразности

ее применения для организации процесса овладения иностранным языком, возможным представляется рациональное заимствование ее отдельных элементов.

Компонентно-структурная учебная модель, разработанная Н.В. Кузьминой, состоит из пяти структурных компонентов, взаимосвязанных между собой: гностический, проектировочный, конструктивный, коммуникативный и организаторский [2]. Их краткая характеристика представлена в таблице 1.

Таблица 1 – Характеристика компонентно-структурной учебной модели

Компоненты модели	Характеристика компонентов модели
Гностический компонент	Связан со сферой знаний педагога. Имеется в виду не только знание своего предмета, но и владение способами педагогически эффективной коммуникации, представление о психологических и умственных особенностях обучаемых, стремление к самопознанию (собственной личности и деятельности)
Проектировочный компонент	Включает в себя представление о перспективных задачах обучения и воспитания, о способах и средствах их достижения
Конструктивный компонент	Направлен на учет особенностей конструирования педагогом собственной деятельности и активности учащихся с ориентацией на ближние цели обучения и воспитания (отдельное занятие, цикл занятий), содержания изучаемой темы
Коммуникативный компонент	Отражает специфику коммуникативной деятельности учителя, сконцентрированной на достижение поставленной цели, его взаимодействие с обучаемыми
Организаторский компонент	Обеспечивает функционирование системы умений педагога организовать свою деятельность и активность учащихся

Данная модель принимает во внимание уровень подготовки преподавателя к осуществлению профессиональной деятельности, позволяет учитывать степень готовности студентов к восприятию нового материала, предоставляет возможность выбора способов и средств для организации процесса обучения иностранному языку, успех в овладении которым зависит и от эффективности педагогической деятельности преподавателя. Таким образом, из четырех рассмотренных учебных моделей компонентно-структурная учебная модель представляется наиболее целесообразной для осуществления изучения неродного языка.

Учитывая изложенное, можно сделать вывод о том, что для организации процесса обучения в вузе важным является выбор учебной модели, который зависит от специфики содержания и условий изучения учебной дисциплины, уровня подготовленности преподавателя, особенностей его профессиональной педагогической деятельности. Представляется, что наиболее эффективной для обучения иностранному языку является применение компонентно-структурной учебной модели, которая способна обеспечить развитие общепедагогических и профессиональных умений преподавателя, повысить качество овладения иностранным языком студентами.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Звягинцева Е.И. Моделирование в обучении русскому языку в начальной школе : метод. рекомендации / Е.И. Звягинцева. – Рязань, 2001. – 75 с.
2. Комплексная модель образовательного процесса с использованием информационно-коммуникационных технологий [Электронный ресурс] / В.И. Гинецинский. – Режим доступа : <http://ido.tsu.ru/science/projects>
3. Леонтович О.А. Введение в межкультурную коммуникацию : учеб. пос. / О.А. Леонтович. – М. : Гнозис, 2007. – 368 с.
4. Mora J.K. Dueling models of dual language instruction : A critical review of the literature and programme implementation guide / J.K. Mora, J. Wink, D. Wink // *Bilingual Research Journal*. – 2001. – № 25 (4). – Pp. 435-460.

УДК 378.1:659

Е.Г. Лашкова

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

МЕСТО И РОЛЬ ПОДГОТОВКИ СПЕЦИАЛИСТОВ СМЕЖНЫХ СПЕЦИАЛЬНОСТЕЙ В НЕПРОФИЛЬНЫХ ВУЗАХ

В статье рассмотрена дискуссионная проблема о месте непрофильных специальностей в высших учебных заведениях.

Поднимается вопрос о возможности и необходимости включать в общий комплекс программ подготовки специалистов в высшем учебном заведении реализацию непрофильных для данного вуза направлений, таких как «Реклама и связи с общественностью» и «Коммерция (торговое дело)».

In this article the discussing problem about the place of the non – profile specialities in a higher educational institutions is analyzed.

The question about the opportunity and the necessity of the inclusion in the whole complex of the programs for specialists' training in a higher educational institutions and the problem of the realization the non – profile directions for the present higher educational institution such as “Advertizing and Public Relations” and “Commerce (Trade Business)” is studied.

В последнее время все больше стало появляться разнообразных мнений относительно необходимости присутствия непрофильных специальностей в вузах. Чаще всего речь идет о том, что вуз не может дать качественное образование по тем специальностям, по которым никогда не производил подготовку. Например, место и степень подготовки юристов в медицинском институте или экономистов в металлургическом. С таким подходом трудно не согласиться, но только отчасти и не для всех специальностей непрофильного типа.

В данной статье речь пойдет о месте подготовки специалистов в непрофильном вузе, но по тем специальностям, которые призваны обслуживать профессиональную деятельность специалистов, подготовленных по профильному направлению. Это направление подготовки «Реклама и связи с общественностью» и «Коммерция (торговое дело)».

На первый взгляд, кажется, что нет ничего более далекого друг от друга, чем металлургическая или горная промышленность и реклама, связи с общественностью, торговля. Однако в тоже время невозможно говорить о таком понятии как индустрия без ее немаловажной составляющей – возможности и

необходимости продвижения на рынок произведенной промышленной продукции. В наибольшей степени это касается предприятий, производящих сложную, наукоемкую продукцию, а также продуктов инновационного типа. В последнем случае знание законов продвижения, продажи товаров на этом рынке приобретает свое значение как никогда.

В Государственном образовательном стандарте 2005 года по специальности 0351300 (061400) Коммерция учебно-методическим объединением в области коммерции, маркетинга и рекламы был предусмотрен перечень специализаций. В этом списке присутствовали такие специализации как «Коммерция в сфере машиностроительного комплекса», «Коммерция в сфере промышленного комплекса» и другие подобные специализации, обеспечивающие подготовку специалиста по коммерции в различных сферах его деятельности. Введение таких специализаций было современным требованием к подготовке специалистов в области коммерции (торгового дела), т.к. рыночные отношения стали остро касаться не только торговли товарами широкого потребления, но и на рынке продукции промышленных предприятий. Вполне естественно, что эти специальности с вышеперечисленным набором специализаций были открыты в высших учебных заведениях соответствующего профиля: машиностроительных, сельскохозяйственных, авиационных и т.д. Это было закономерно и справедливо, т.к. в таких вузах на высоком уровне реализовывались образовательные программы технического профиля и назначения. Но, как известно, произвести товар – это только половина его успеха на рынке, его еще необходимо продать и соответствующим образом предложить на высококонкурентный рынок данной промышленной продукции, а эта деятельность требует других профессиональных знаний и умений. В тоже время подготовка специалиста по коммерции в непрофильном техническом вузе происходит на стыке технических и торговых знаний, что, безусловно, позволяло подготовить специалиста по коммерции для деятельности на соответствующем рынке промышленной продукции и не требует в дальнейшем переквалификации инженеров в коммерсанты, а торговых работников в специалистов-техников.

Тоже самое относится и к подготовке специалистов в области рекламы и связей с общественностью. По последнему классификатору направлений подготовки бакалавров, направление «Реклама и связи с общественностью» относится к блоку гуманитарных специальностей. И тут можно еще больше усомниться в необходимости присутствия этой специальности в комплексе образовательной деятельности технического вуза. Однако здесь есть, с чем поспорить. На первых порах существования специальности 350700 (052900) Реклама считалось, что выпускники с данным набором знаний могут работать, и востребованы только в рекламных агентствах и уклон при их подготовке был сделан в основном в эту сферу профессиональной деятельности. Со временем, произошло понимание, что специалист по рекламе нужен не только в рекламных агентствах для производства рекламного продукта, но и в линейном бизнесе в качестве специалиста по продвижению на рынок товара или

услуги той или иной фирмы. В нашем вузе при открытии специальности в 2000 году была выбрана специализация «Рекламный менеджмент», и основная ориентация при подготовке специалистов была сделана не на рекламный бизнес как таковой, а на обеспечение специалистами в области рекламы предприятий малого и среднего бизнеса.

В настоящее время при переходе на Государственные образовательные стандарты 3-го поколения, когда подготовка бакалавра осуществляется в течение 4-х лет, необходимость в непрофильных специальностях обслуживающего характера в технических вузах становится актуальной как никогда. Во-первых, Стандарт дает высокую степень свободы вузам для выбора и наполнения дисциплин вариативной части учебного плана, как в социально-гуманитарном, так и в профессиональном блоке. Можно дискутировать о плюсах и минусах этой свободы, но в нашем случае есть смысл и возможность воспользоваться именно достоинствами. Наполнить учебный план непрофильных специальностей («Реклама и связи с общественностью», «Коммерция (торговое дело)») дисциплинами, ориентированными на продвижение продукции промышленного назначения, или обучать не товароведению и экспертизе товаров широкого потребления или продуктов питания, а товаров промышленного назначения и т.д. В результате можно будет говорить о готовом специалисте для профессиональной (торговой или рекламной) деятельности в соответствующей отрасли.

Во-вторых, 4-х летний срок обучения для получения квалификации или степени бакалавра, особенно для технических специальностей, ставит остро проблему о выборе необходимых дисциплин для качественной подготовки именно инженера и в данном случае уже не остается временного ресурса для изучения дисциплин экономического, коммерческого, управленческого профиля в полноценном объеме.

В реформе высшего образования большое место уделяется студенческим малым предприятиям, бизнес-инкубаторам, всем тем обучающим структурам в рамках образовательного процесса в высшем учебном заведении, которые призваны обеспечить максимальную практикоориентированность обучения и способствовать быстрому вовлечению бывшего студента в реальные бизнес-процессы и производственную деятельность. Достижению этой цели обучения могут способствовать формирование, подготовка и защита выпускных квалификационных работ комплексного характера, когда не только находится и оформляется техническое решение той или иной научной или практической задачи, но так же и предлагаются способы максимально быстрого и малозатратного продвижения технической продукции на рынок. В максимальной степени это касается инновационных технических проектов, когда без обязательной деятельности по изучению рынка, каналов товародвижения, формирования общественного мнения, поиска нестандартных путей продвижения инновационной продукции просто не обойтись, в противном случае она так и остается на бумаге и вероятность ее внедрение в жизнь становится очень проблематичной.

Такого рода комплексные выпускные квалификационные работы, несомненно, способствуют повышению качества профессионального обучения и формируют необходимые компетенции, заложенные в Государственном образовательном стандарте как для будущих инженеров, так и для специалистов смежных специальностей таких как «Реклама и связи с общественностью» и «Коммерция (торговое дело)».

УДК 316.472.4:378.147

Т.А. Михайличенко, А.Е. Корочкин, О.Б. Громова

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет», г. Новокузнецк
ГОУ ВПО «Московский государственный вечерний металлургический институт», г. Москва

НЕКОТОРЫЕ АСПЕКТЫ ВЗАИМООТНОШЕНИЙ ПРЕПОДАВАТЕЛЯ И СТУДЕНТА В УСЛОВИЯХ НОВЫХ ОБРАЗОВАТЕЛЬНЫХ СТАНДАРТОВ

Процесс реформирования системы образования в России связан с изменением практически всех дидактических принципов, в том числе и характера субъект-субъектных отношений участников образовательного процесса. В работе на базе анкетирования предпринята попытка анализа некоторых аспектов этих отношений, влияющих на эффективность процесса обучения.

The process of reforming the education system in Russia is linked to a change of practically all didactic principles, including the nature of the subject-subject relations of the educational process participants. The paper-based questionnaire attempted to analyze some aspects of these relations, affecting of the efficiency of the learning process.

Современная дидактика (раздел педагогики, изучающий проблемы образования и обучения) оперирует понятиями принципов и методов обучения. Как известно, объектом изучения для дидактики является обучение во всех его аспектах, а предметом применительно к высшему образованию выступает система следующих отношений: «преподаватель-студент», «студент-учебный материал», «студент-другие студенты», что соответствует классическому представлению о триединстве мира [1]. Базовыми понятиями дидактики являются: преподавание – это деятельность обучающихся, учение – это деятельность обучаемых, образование – это овладение обучаемыми научными знаниями, практическими умениями и навыками, развитие их умственно – познавательных способностей, мировоззрения, нравственности и общей культу-

ры. При этом образовательный процесс регламентируется государственным образовательным стандартом и рядом Федеральных законов.

Процесс реформирования системы высшего профессионального образования (ВПО) в России в рамках реализации Федерального закона от 1 декабря 2007 г. № 309-ФЗ «О внесении изменений в отдельные законодательные акты Российской Федерации в части изменения понятия и структуры государственного образовательного стандарта» направлен на существенное изменение содержания, формы и методов организации самого учебного процесса. Все эти реформационные явления, а точнее, их резонанс, инициировали бурное развитие инновационных процессов в высшей школе. Оценка деятельности высшей школы с позиций менеджмента и качества, а также распространение на систему образования терминологии и понятий сертификации и качества в значительной степени способствовало «технологизации» процесса обучения в вузе. Следует отметить, что термин «технология» применительно к педагогической деятельности отнюдь не новый: он появился в 50-ых годах прошлого века, а как педагогическая концепция устоялся лишь к 90-ым годам. Недолгий спор на тему «образование – это услуга или производственный процесс?» решился в пользу последнего. В качестве главного и неоспоримого аргумента выступил Федеральный закон № 12-ФЗ «Об образовании», в соответствии с которым вуз осуществляет образовательный процесс, а не оказывает услуги в области образования.

Позиционирование образовательного процесса как разновидности производственного процесса позволяет регламентировать образовательную деятельность в терминах типичных производственных процессов: есть предприятия (образовательные учреждения), поставщики и потребители, существуют технологии обучения, продвижения на рынке труда «товара» (выпускников) и т.д. При этом в силу специфики образовательного процесса по сравнению с процессом производства многие производственные связи приобретают весьма затейливый характер. Так, например, преподаватель какой-то дисциплины является потребителем продукта для преподавателей предшествующих циклов дисциплин и поставщиком для последующих.

Таким образом, за всеми этими процессами стоит фигура преподавателя, ведущая роль которого в образовательном процессе неоспорима. Причем в современных условиях в педагогическом арсенале преподавателя появились такие новые для России понятия, как компетенции (результат образования), модульно-рейтинговая система оценки знаний студентов (способ обучения и оценки знаний), система кредитных зачетных единиц (способ организации процесса обучения) и др.

Компетентностно-ориентированный подход к образовательному процессу означает смену парадигмы образования: от передачи знаний – к постановке проблем, в ходе решения которых и приобретаются знания, но уже материализованные в виде тех или иных компетенций, набор которых регламентируется соответствующими Федеральными государственными образовательными стандартами (ФГОСами). Для достижения поставленных новым

ФГОСом целей должна быть сформирована особая образовательная интерактивная среда [2]. Очень важно, что в новых ФГОСах, в отличие от всех предыдущих, активная роль в образовательном процессе отводится студенту, что нашло отражение в появлении термина «студентоцентрированность».

Таким образом, позиция современного преподавателя инновационного вуза и его роль в процессе обучения выходит на качественно иной уровень. Студент в этой модели взаимоотношений выступает не как объект педагогического воздействия, т.е. обучаемый, а как субъект познавательной деятельности, т.е. обучающийся, и, соответственно, отношения преподавателя и студента из субъект-объектных превращаются в субъект-субъектные, а репродуктивная деятельность обучаемого трансформируется в активную познавательную деятельность обучающегося.

В свете всего вышеизложенного основная задача дидактики – совершенствование организации процесса обучения и разработка новых обучающих систем и технологий – в условиях реформирования всей системы ВПО в России требует новых подходов и качественно иных взаимоотношений субъектов образовательного процесса. Процесс обучения направлен, прежде всего, на формирование знаний, умений и навыков, опыта творческой деятельности. В ходе обучения (целенаправленного, заранее запрограммированного общения) осуществляются образование, воспитание и развитие, причем воспитательная функция обучения осложняется влиянием внешних факторов, таких как семья, микросреда и др.

Цель настоящей работы – выяснить отношение студентов к некоторым аспектам межличностных отношений студентов и преподавателей и сопоставить результаты данного опроса с результатами опроса пятилетней давности. Студентам была предложена анкета, содержание которой было оставлено без изменений [3].

На этот раз в опросе участвовало 86 студентов Сибирского государственного индустриального университета (СибГИУ) и 98 студентов Московского государственного вечернего металлургического института (МГВМИ). Текст анкеты приводится в ниже.

Как и в предыдущем опросе, подавляющее большинство студентов СибГИУ (93%) считает, что предвзятое отношение преподавателя может повлиять на оценку на экзамене. Столичных студентов, придерживающихся такого же мнения, несколько меньше (80%). Дублирование этого вопроса в анкете, в котором учтен личный опыт студентов, показало, как и в прошлый раз, что студенты думают о преподавателях хуже, чем те того заслуживают: реально пострадавших от предвзятости преподавателя оказалось несколько меньше, чем студенты предполагали – 85%, причем из них систематически «страдали» 3%, часто – 20% и лишь иногда – 62%. У московских студентов «разрыв» между предположением и реальностью еще значительнее: отношения с преподавателем повлияли на оценку у 56% студентов, причем это случилось часто всего лишь у 4% студентов, а иногда – у 52%.

На вопрос о том, приходилось ли им лично сталкиваться с негативным к себе отношением, положительно ответила половина студентов в обеих опрошенных группах. В прошлом опросе таких студентов было значительно больше (67%), т.е. налицо положительная динамика во взаимоотношениях с преподавателями.

Анализ причин такого негативного отношения показал следующее. И московские (МГВМИ), и новокузнецкие студенты (СибГИУ) были единодушны в мнении, что больше всего недовольство преподавателя вызывает отсутствие на занятиях (80%) и явная демонстрация незаинтересованности в данном предмете (38%). А вот такие факторы, как вызывающий внешний вид и экстравагантность суждений студентов на столичных преподавателей действуют значительно в меньшей степени, чем на их провинциальных коллег. Первую причину отметили 34% студентов СибГИУ и 17% московских, а вторую, соответственно, 28% и 17%, из чего следует, что столичные преподаватели более толерантны к внешним проявлениям индивидуальных особенностей личности студента.

Образ своего среднестатистического товарища видится студентам таким. Тружеников среди студентов 40%, лодырей – 60%, как и по данным прошлого опроса. Порядочность присуща половине студентов, а 5 лет назад их было несколько больше (56%). Скромность отличает 40% студентов, наглых среди них – 60%. Эти данные также повторяют результаты прошлого опроса. Как и ранее, опрос показал, что всего 50% студентов умеют сдерживать свои эмоции. Эта цифра вызывает тревогу и заставляет задуматься о том, что именно сдержанность – основа развития таких компетенций, как коммуникабельность, умение убеждать и быть убедительным, способность воспринимать другое мнение, работать в команде и т.п.

Следует отметить, что это усредненные данные по всем респондентам, кроме того, результаты опроса студентов СибГИУ и МГВМИ практически совпадают.

На вопрос о том, становятся ли отношения преподавателя и студентов менее авторитарными, положительно ответили 60% новокузнецких студентов и 40% московских. Можно ли предположить, что преподаватели СибГИУ раньше встали на «тропу демократизации»? Наверное, можно, но требуются дополнительные исследования. Роль педагога новой формации, которая требует перехода от знаниевого стереотипа в процессе обучения к компетентностной схеме, регламентированной законодательно, в условиях авторитарных отношений становится просто гротескной. Эти отношения должны строиться на единстве целей, взаимном уважении, коллегиальности и т.п. Тот этап обучения, когда преподаватель выступал в роли транслятора знаний, остается в прошлом. Задача преподавателя, который должен сформировать и развить у студентов профессиональные и общие компетенции, значительно усложняется еще и тем, что набор компетенций весьма разнообразен. И если в отношении профессиональных компетенций есть хоть какая-то ясность с точки зрения их оценки (это годами наработанный опыт оценки знаний студентов), то

социально-личностно-ориентированные компетенции оценить гораздо сложнее. Рекомендации специалистов, проектирующих компетентностно-ориентированные образовательные программы, по оценке сформированности таких компетенций сводятся к тому, чтобы разбить оцениваемые компетенции на более мелкие структурные составляющие [4], и, по-видимому, это должна быть комбинированная оценка: во всех оценочных технологиях профессиональных компетенций необходимо закладывать параметры оценки социально-личностных характеристик. Можно предположить, что рациональнее оценку личностных характеристик (или хотя бы части из них) возложить на гуманитарные кафедры, но тогда теряется суть всей реформаторской идеи, в соответствии с которой формирование компетенций привязывается к конкретной личности студента с целью помочь ему достигнуть компетентности в выбранной им профессии.

Роль преподавателя на современном этапе развития высшей школы велика. Использование в учебном процессе различных технологий активного обучения выводит его на качественно иную, технологическую ступень развития, когда доминирующим принципом при реализации компетентностного подхода к обучению становится принцип интерактивности. При этом авторитарная схема отношений между студентом и преподавателем должна уступить место творческому содружеству с учетом имеющегося у каждого студента творческого, интеллектуального и эмоционального потенциала, а «высшим пилотажем» здесь будет переход от модели обучения под руководством преподавателя к самообразованию студентов, где преподавателю отводится роль консультанта, наставника и организатора процесса обучения. Именно в этом нам видится основной смысл внедрения российских вузов в европейское образовательное пространство.

Текст анкеты

1. Зависела ли оценка, полученная Вами на экзамене, от отношений, которые сложились у Вас с преподавателем?
 - всегда
 - никогда
 - часто
 - иногда
2. Считаете ли Вы, что предвзятое отношение преподавателя к студенту может повлиять на экз.ценку?
 - да
 - нет
3. Приходилось ли Вам лично сталкиваться со случаями негативного отношения со стороны преподавателя?
 - да
 - нет
4. Назовите, пожалуйста, возможные причины негативного отношения преподавателя к студентам?

- отсутствие на занятиях
 - вызывающий вид
 - экстравагантность суждений
 - нелестный отзыв о предмете, отсутствие заинтересованности
 - что-то другое
5. Ваше мнение (если считаете возможным, выразите в %-ном соотношении) по поводу следующего гипотетического разделения студентов :
- на тружеников и лодырей
 - на порядочных и прохиндеев
 - на скромных и наглых
 - на сдержанных и распущенных
 - на благодарных и неблагодарных
 - на дотошных и халтурщиков
6. Считаете ли Вы, что завышенная оценка на экзамене, поставленная «на бедность» в силу разных причин (по слабости способностей, по просьбе студента, по семейным обстоятельствам студента и др.) унижает студента?
- да
 - нет
7. Считаете ли Вы, что отношения «преподаватель-студент» становятся все менее авторитарными?
- да
 - нет
8. Какие черты, на Ваш взгляд, характеризуют интеллигентного человека?
9. Считаете ли Вы, что получение высшего образование гарантирует принадлежность человека к категории интеллигентных людей?
- да
 - нет
10. Оказывает ли влияние личность преподавателя на отношение студента к изучению предмета?
- да
 - нет
11. Приходилось ли лично Вам сталкиваться со случаями откровенного вымогательства со стороны преподавателя при сдаче экзамена?
- да
 - нет
12. Приходилось ли Вам самим предлагать взятку за экзамен (по разным причинам)?
- да
 - нет
13. Если «да», то укажите причину

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Корочкин Л.И. Размышления ученого о Боге, сотворении Мира и природе Добра и Зла. – Новосибирск: Сибирский хронограф, 1997. – 235с.
2. Пилявский С.А. Реализация компетентностной парадигмы в вузе // Высшее образование в России. – 2010. – №1. – С. 3-12.
3. Корочкин А.Е., Михайличенко Т.А. Некоторые аспекты мотивации в учебном процессе//Современные вопросы теории и практики обучения в вузе: Сб.науч. трудов. – Новокузнецк, 2005. – Вып.4. – С. 105 –115.
4. Азарова Р.Н., Борисова Н.В., Кузов В.Б. Проектирование компетентностно-ориентированных и конкурентоспособных основных образовательных программ ВПО, реализующих ФГОС ВПО. Методические рекомендации // Материалы XVIII Всероссийской научно-методической конференции. – М., Уфа: ИЦ проблем качества подготовки специалистов. – 2008. – 81с.

УДК 658.012.011.56

М.С. Волошина

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

ПРИМЕНЕНИЕ НЕПАРАМЕТРИЧЕСКИХ МЕТОДОВ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ СТАТИСТИКИ ДЛЯ ДИАГНОСТИКИ КЛЮЧЕВЫХ КОМПЕТЕНТНОСТЕЙ

Рассмотрено применение критерия Макнамары для диагностики ключевых компетентностей. Кратко изложен сам метод, приведены результаты исследования уровня удовлетворенности студентов профессиональным выбором на начальном этапе обучения в Сибирском государственном индустриальном университете.

The use of Machnamara criterion for diagnostic of the key competences is considered. The method is given briefly, the results of investigation of the level of student's contentment a professional choice on the initial stage of education in Siberian state industrial university are expounded.

Компетентностный подход в определении целей и содержания образования не является совершенно новым. Ориентация на освоение умений, способов деятельности, и, более того, обобщенных способов деятельности была ведущей в работах таких отечественных педагогов, как М.Н. Скаткин, И.Я. Лернер, В.В. Краевский, Г.П. Щедровицкий, В.В. Давыдов и их последователей. Однако данная ориентация в силу разных причин нашла применение и развитие не в России, а за рубежом. Сегодня, реализуя компетентностный

подход, мы опираемся на международный опыт, адаптируя его к российским традициям и потребностям.

В современной педагогической литературе *компетентностями* называют «...способности (потенциал) осуществлять сложные культуросообразные виды действия» [1].

В мировой образовательной практике понятие компетентности выступает в качестве центрального, своего рода «узлового» понятия – «...ибо компетентность, во-первых, объединяет в себе интеллектуальную и навыковую составляющие образования; во-вторых, в понятии компетентности заложена идеология интерпретации содержания образования, формируемого «от результата» («стандарт на выходе»); в-третьих, ключевая компетентность обладает интегративной природой, ибо вбирает в себя ряд однородных или близкородственных умений и знаний, относящихся к широким сферам культуры и деятельности – информационной, правовой и проч.» [1].

Правительственная Стратегия модернизации образования предполагает, что в основу обновленного содержания образования будут положены ключевые компетентности.

Следует разделять понятия «компетентность» и «компетенция». Под *компетенцией* следует понимать «круг полномочий, предоставленных законом, уставом или иным актом конкретному органу или должностному лицу» [2]. К сожалению, многие авторы не разделяют эти понятия в своих работах и подменяют одно понятие другим.

При реализации компетентностного подхода возникает вопрос о *методах диагностики компетентностей*, в качестве которых автор предлагает использовать непараметрические методы математической статистики.

Под *непараметрическими методами* понимают методы математической статистики, не предполагающие знания функционального

вида генеральных распределений. На практике часто возникает проблема сравнения состояния некоторого свойства у членов двух зависимых выборок, когда данное свойство может быть измерено только по шкале наименований. Эта шкала должна иметь две категории – 0 и 1 (например, «да и нет», «согласен и не согласен», «нравится и не нравится», «отношение изменилось в лучшую сторону и в худшую» и т.д.). Методика оценки эффективности воспитания с помощью *критерия Макнамары* описана в книге М.И. Грабаря и К.А. Краснянской [3].

Записываются две серии наблюдений над случайными переменными:

$x, x, x, x, x, x, \dots, x, \dots, x$;

$y, y, y, y, y, y, \dots, y, \dots, y$.

Составляются N пар (по числу опрошенных респондентов) при условии, что возможны следующие варианты ответов: (0, 0); (0, 1); (1, 0); (1, 1). Данные суммируются и записываются в виде матрицы 2x2 (таблица 1).

Таблица 1 – Матрица возможных вариантов ответов

a (число пар, в которых $x=0, y=0$)	b (число пар, в которых $x=0, y=1$)
c (число пар, в которых $x=1, y=0$)	d (число пар, в которых $x=1, y=1$)

Условия применения критерия Макнамары:

1) выборки зависимые (оба раза должны опрашиваться одни и те же респонденты);

2) выборки случайные (если опрашиваются не все из тех, кто прошли подготовку, то в группу опрашиваемых лучше всего отбирать «методом случайных чисел»);

3) пары (x, y) – независимые.

Гипотезы критерия: H_0 – нулевая, т.е. законы распределения случайных величин X и Y одинаковые, что говорит об отсутствии влияния на ответы респондентов работы, проделанной по формированию ключевых компетентностей; H – альтернативная, т.е. законы распределения случайных величин X и Y различны (влияет специально проделанная работа, направленная на создание у респондентов ключевых компетентностей).

Статистика критерия определяется следующими способами:

а) если $b + c > 20$, то $T = \frac{(b-c)^2}{b+c}$;

б) если $b + c < 20$, то $T = \min(b, c)$.

Правило принятия решения: при уровне значимости $K=0,05$ (ошибка в 5 случаях из 100) критическая статистика равна $T=K/2$, то есть 0,025. Если статистика опытной работы меньше критической, то нулевая гипотеза отклоняется и принимается альтернативная. В противном случае делается вывод об отсутствии эффективности работы по формированию ключевых компетентностей.

В нашей работе критерий Макнамары был применен при исследовании уровня удовлетворенности студентов профессиональным выбором как важной составляющей успешной адаптации студентов на начальном этапе обучения в Сибирском государственном индустриальном университете. Дело в том, что, сделав выбор профиля обучения, студенты, особенно в первый год профессионального обучения, либо начинают сомневаться в выборе, либо откровенно разочаровываются в нем. По нашим оценкам, при отсутствии специально организованного процесса вхождения студентов в профессиональную культуру, в группах первого курса специальностей факультета автоматике, информатики и электромеханики таких студентов оказалось около 22 %.

Педагогическая поддержка с целью ускорения благополучной адаптации студентов в рамках формирования высокого уровня удовлетворенности профессиональным выбором была реализована профессорско-

преподавательским составом университета на основе опытной модели вхождения студентов в профессиональную культуру. Результаты исследования были обобщены и представлены в таблице 2 (в выборке 105 студентов, N=105).

Таблица 2 – Результаты реализации опытной модели формирования ключевой компетентности

a 9 (0, 0)	b 42 (0, 1)
c 43 (1, 0)	d 11 (1, 1)

Сумма $b + c = 85 > 20$, $T = 0,01 < 0,025$, что позволяет сделать вывод о положительном влиянии процесса вхождения студентов в профессиональную культуру на уровень их удовлетворенности профессиональным выбором.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Стратегия модернизации содержания общего образования: Материалы для разработки документов по обновлению образования / Под ред. А.А. Пинского. – М.: ООО «Мир книги», 2001. – 95 с.
2. Советский энциклопедический словарь / Под ред. А.М. Прохорова. – М.: Советская энциклопедия, 1990. – 1632 с.
3. Грабарь М.И., Краснянская К.А. Применение математической статистики в педагогических исследованиях. Непараметрические методы. – М.: Педагогика, 1977. – 136 с.

ОТКЛИКИ, РЕЦЕНЗИИ И БИОГРАФИИ

УДК 620.22

В.П. Вавилов

Научно-исследовательский институт интроскопии, г. Томск
Российское общество по неразрушающему контролю и технической
диагностике, г. Москва

РЕЦЕНЗИЯ НА МОНОГРАФИЮ «АКТИВНАЯ ДИАГНОСТИКА
РАЗРУШЕНИЯ И ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ
КАТАСТРОФ» (АВТОР А.М. АПАСОВ)

Высокая эффективность процессов производства специальных сталей и сплавов особо высокого качества позволяет решать задачу изготовления деталей и узлов из металла с высокой степенью физической, химической и структурной однородности, что обеспечивает в дальнейшем эксплуатационную надежность и долговечность изделий ответственного назначения, работающих в экстремальных режимах и условиях.

Однако, несмотря на достигнутый высокий уровень развития промышленных технологий, особенно в области специального машиностроения, техногенные катастрофы продолжают иметь место, что может привести к необратимым гуманитарным и экологическим последствиям не только в пределах одного региона или государства, но и в планетарном масштабе.

Проблема разрушения материалов и конструкций, освещенная в целом ряде монографий и обзоров для различных условий нагружения и эксплуатации, представляет сложный комплекс научных и технических вопросов.

На данный момент совершенно недостаточно освещены в литературе источники зарождения, формирования и развития трещин, их ветвление, зависимость морфологии поверхности разрушения от режима роста трещин. Практически в настоящее время отсутствуют работы по исследованию и разработке методов предотвращения разрушения и, соответственно, катастроф.

Таким образом, проблема значительного повышения качества, надежности и долговечности материалов, изделий и конструкций продолжает оставаться одной из актуальных проблем современного научно-технического развития. Поэтому надежность авиационно-космической, химической, атомной и других видов ответственной техники существенным образом зависит от качества исходных материалов, применяемых в нагруженных узлах таких объектов, а также от строгого соблюдения технологического процесса их изготовления.

Одной из основных причин несвоевременного обнаружения предвестников отказов или разрушения изделий в работе является несовершенство методов неразрушающего контроля и технической диагностики, используемых

не только при эксплуатации изделий ответственного назначения, но и непосредственно в технологическом процессе их изготовления.

Известно, что в рамках радиографического метода контроля, наиболее часто применяемого для неразрушающего контроля изделий ответственного назначения, работающих в условиях повышенной опасности, невозможно дать 100%-ную гарантию качества сварных соединений из-за объективных недостатков согласно ГОСТ 7512-82 (п. 1.3), потому что при этом не выявляются:

- любые несплошности и включения с размером в направлении просвечивания меньше, чем удвоенная чувствительность контроля;
- непровары и трещины, плоскость раскрытия которых не совпадает с направлением просвечивания.

Кроме того, трудоемкость последующего устранения выявленных опасных дефектов, как правило, значительно выше трудоемкости собственно процесса сварки. В сварных швах отдельных уникальных узлов исправление вообще недопустимо, а в некоторых изделиях присутствие дефектов должно быть полностью исключено.

Выход в свет монографии А.М. Апасова является своевременным. Особая значимость ее в теоретическом отношении состоит в том, что автор внес значительный вклад в создание теории метода активной диагностики процесса сварки, которая бы обеспечивала высокое качество сварных соединений. С практической точки зрения это приведет впоследствии не только к существенному повышению прочности сварных соединений на стадии их изготовления, но и к повышению их надежности и долговечности при эксплуатации.

В монографии представлен целый ряд новых ценных результатов, полученных автором в ходе математического моделирования и экспериментального исследования процесса формирования сварного шва и имеющих научную новизну и практическое применение. При этом к наиболее важным полученным научным и практическим достижениям следует отнести:

1. Разработанные математические модели трещин и непроваров, возникающих при сварке.

2. Установление акустико-эмиссионных образов источников зарождения, формирования и развития непроваров и горячих трещин при сварке, а также формулирование информативных параметров акустической эмиссии (АЭ), позволяющих однозначно различать данные дефекты.

3. Разработанный метод активной диагностики процесса сварки на основе явления АЭ, позволяющий в реальном масштабе времени обнаруживать, локализовать и устранять источники зарождающихся опасных дефектов, таких как непровары и трещины.

4. Практическая реализация активного метода диагностики в виде патентозащищенных систем и устройств, внедренных в промышленное производство.

Для получения этих результатов автор широко использовал методы математического моделирования процесса кристаллизации металла и формиро-

вания его конденсированного состояния, а также в необходимом объеме исследовал его структуру методами оптической, трансмиссионной и растровой электронной микроскопии, рентгеноструктурного анализа, привлекая при этом для подтверждения методы неразрушающего контроля (рентгенографию, капиллярную дефектоскопию, масс-спектрометрический метод испытания на герметичность). На основе анализа многочисленных теоретических и экспериментальных данных автором установлены причины и определены условия, которые не допускают в дальнейшем протекание процессов зарождения опасных и недопустимых дефектов, в частности, трещин и непроваров, приводящих к разрушению неразъемных соединений на основе сварки (являющихся самым слабым звеном в деталях и узлах изделий и конструкций) и к возникновению техногенных катастроф.

Следует отметить, что основные научные результаты, приведенные в монографии, апробированы автором на многочисленных всероссийских и международных конференциях, а также опубликованы в рецензируемой центральной научной и зарубежной печати. Следовательно, по уровню представленных теоретических разработок и результатов многочисленных экспериментов монография А.М. Апасова вносит существенный вклад в разработку теории и практики методов неразрушающего контроля и технической диагностики, а выработанные рекомендации могут быть эффективно использованы в промышленном производстве.

Монография А.М. Апасова предназначена для специалистов в области теории неразрушающего контроля и технической диагностики. Кроме того, полученные результаты могут быть использованы при разработке технологии сварочных процессов. Книга может быть полезна студентам, аспирантам, специалистам в области машиностроения и сотрудникам научно-исследовательских организаций соответствующего профиля.

К СВЕДЕНИЮ АВТОРОВ

Сборник научных трудов «Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии» подготавливается к печати Сибирским государственным индустриальным университетом совместно с отделением металлургии горно-металлургической секции РАЕН.

В сборник могут быть представлены работы по направлениям:

- металлургия черных и цветных металлов и сплавов;
- порошковая металлургия, композиционные материалы и покрытия;
- физика металлов и металловедение;
- экономика, управление и экология на предприятиях;
- проблемы высшего образования;
- отклики, рецензии и биографии.

Рукописи статей, оформленные в соответствии с нижеизложенными требованиями, направляются в Сибирский государственный индустриальный университет.

К рукописи прилагаются:

- разрешение ректора или проректора вуза на опубликование результатов работ;
- рекомендация соответствующей кафедры высшего учебного заведения или научного семинара академических институтов или отраслевых НИИ;
- рецензия, подготовленная специалистом, имеющим ученую степень, заверенная по месту работы рецензента,
- акт экспертизы, подтверждающей возможность опубликования работы в открытой печати;
- сведения об авторах (Ф.И.О. полностью, уч. степень, звание, вуз, служебный и домашний адрес, телефон).

Рукописи направляются в редакцию в одном экземпляре. Текст рукописи должен быть отпечатан на одной стороне стандартного листа белой бумаги формата А4 с полями 25 мм с каждой стороны. Объем статьи (включая аннотацию, иллюстрации, таблицы, библиографический список) не должен превышать 6-8 страниц машинописного текста, напечатанного через 1,5 интервала, размер шрифта 14 пт. Последнюю страницу рекомендуется занимать полностью.

Текст аннотации на русском и английском языке объемом порядка 1/4 страницы печатается через 1 интервал и помещается после заглавия статьи. Текст аннотации должен содержать только краткое описание публикуемого материала.

Иллюстрации представляются в одном экземпляре; они должны быть выполнены тушью на белой бумаге или кальке и скомпонованы на одном или двух стандартных листах формата А4 (с полным их заполнением). Размер иллюстрации (иллюстраций) вместе с наименованием, поясняющей надписью и номером не должен превышать 250×170 мм. Страницы, занятые

иллюстрациями, включают в общую нумерацию страниц.

Цифровой материал оформляется в виде таблиц, имеющих заголовки и размещаемых в тексте по мере упоминания. Не рекомендуется делить головки таблиц по диагонали и включать графу «№ п/п».

Перечень литературных источников должен быть минимальным. Список литературы оформляется в соответствии с ГОСТ 7.1-84: а) для книг – фамилии и инициалы авторов, полное название книги, номер тома, место издания, издательство и год издания, общее количество страниц; б) для журнальных статей – фамилии и инициалы авторов, название статьи, полное название журнала, год издания, номер тома, номер выпуска, страницы, занятые статьей; в) для статей из сборника – фамилии и инициалы авторов, название статьи, название сборника, место издания, издательство, год издания, номер или выпуск, страницы, занятые статьей.

Ссылки на неопубликованные работы не допускаются. Иностранные фамилии и термины следует давать в тексте в русской транскрипции, библиографическом списке фамилии авторов, название книг и журналов приводят в оригинальной транскрипции.

В начале статьи указывается индекс УДК (ББК). Название организации приводится полностью и размещается после фамилии авторов. Первая страница рукописи подписывается внизу всеми авторами статьи. Число авторов не должно превышать пяти; количество публикаций одного автора – не более двух в одном выпуске.

Для создания современного облика настоящего сборника, улучшения качества печати предусмотрен компьютерный набор. Поэтому, наряду с вышеуказанными документами и отпечатанными на бумаге статьями, в адрес редколлегии необходимо выслать дискету с текстом статьи, включая таблицы и подрисуночные подписи. Набор текстового файла осуществляется в редакторе *Microsoft Word for Windows (ver. 6.0, 7.0. 97, 2000)*. Графические объекты представляются в файлах (любого графического формата). При отсутствии такой возможности высылаются рисунки, выполненные тушью на бумаге, фотографии – в оригинале.

Сборник научных трудов реферируется в РЖ «Металлургия», зарегистрирован в Международном центре «Международной стандартной нумерации сериальных изданий (International standard serial numbering – ISSN)», ему присвоен ISSN 2073–2848. Дополнительная информация о сборнике научных трудов представлена на сайте СибГИУ <http://www.sibsiu.ru> в разделе «Издательская деятельность».

Срок представления материалов для следующего выпуска «Вестника горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии» – до 1 июня 2011 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

Компьютерный набор Темлянцева Е.Н.

подписано в печать 7.02.2011 г.

Формат бумаги 60x84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.
Усл.печ.л. 15,53 Уч.-изд.л. 16,61 Тираж 300 экз. Заказ № 68

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42.
Издательство СибГИУ