



MINISTRY OF EDUCATION OF THE REPUBLIC OF BELARUS
Belarusian National Technical University

METALLURGY

THE REPUBLICAN INTERDEPARTMENTAL
COLLECTION OF THE SCIENTIFIC WORKS PROCEEDINGS

Founded in 1967

Issue 41

In 2 parts

Part 1

Minsk
BNTU
2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ
Белорусский национальный технический университет

МЕТАЛЛУРГИЯ

РЕСПУБЛИКАНСКИЙ МЕЖВЕДОМСТВЕННЫЙ
СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ

Основан в 1967 году

Выпуск 41

В 2 частях

Часть 1

Минск
БНТУ
2020

УДК 669(082)

ББК 34.3я5

М54

Editorial board:

I.A. Ivanou, Chief Editor, Dr. of Engineering Sciences, Professor; *B.M. Nemenenok*, Deputy Chief Editor, Dr. of Engineering Sciences, Professor; *I.A. Trusova*, Executive Secretary, Dr. of Engineering Sciences, Professor; *V.M. Konstantinov*, Dr. of Engineering Sciences, Professor; *S.L. Rovin*, Dr. of Engineering Sciences, Associate Professor; *V.A. Tomilo*, Dr. of Engineering Sciences, Professor; *F.I. Panteleenko*, Corresponding Member of NAS of Belarus, Dr. of Engineering Sciences, Professor; *A.M. Lazarenkov*, Dr. of Engineering Sciences, Professor, BNTU, Republic of Belarus; *E.I. Marukovich*, Academician of NAN of Belarus, Dr. of Engineering Sciences, Professor, Institute of Technology of Metals of NAN of Belarus; *A.S. Chaus*, Dr. of Engineering Sciences, Professor, Slovak Technical University, Slovakia; *R.E. Trubitsky*, Ph.D in Technical Science, Lida Foundry and Mechanical Plant, Republic of Belarus; *A.O. Eremin*, Dr. of Engineering Sciences, Professor, National Metallurgical Academy of Ukraine

Reviewers:

Academician of the National Academy of Sciences of Belarus,
Doctor of Technical Sciences, Professor *P.A. Vityaz'*;
Doctor of Technical Sciences, Professor *A.T. Volochko*

Редакционная коллегия:

И.А. Иванов, главный редактор, д-р техн. наук, проф.; *Б.М. Неменёнок*, зам. главного редактора, д-р техн. наук, проф.; *И.А. Трусова*, ответственный секретарь, д-р техн. наук, проф.; *В.М. Константинов*, д-р техн. наук, проф.; *С.Л. Ровин*, д-р техн. наук, доцент; *В.А. Томило*, д-р техн. наук, проф.; *Ф.И. Пантелеенко*, чл.-кор. НАН Беларуси, д-р техн. наук, проф.; *А.М. Лазаренков*, д-р техн. наук, проф., БНТУ, Республика Беларусь; *Е.И. Марукович*, акад. НАН Беларуси, д-р техн. наук, проф., ГНУ ИТМ НАН Беларуси, Республика Беларусь; *А.С. Чаус*, д-р техн. наук, проф., Словацкий технический университет, Словакия; *Р.Э. Трубицкий*, канд. техн. наук, Лидский литейно-механический завод, Республика Беларусь; *А.О. Ерёмин*, д-р техн. наук, проф., Национальная металлургическая академия Украины

Рецензенты:

академик Национальной академии наук Беларуси,
доктор технических наук, профессор *П.А. Витязь*;
доктор технических наук, профессор *А.Т. Волочко*

Металлургия : Республиканский межведомственный сборник научных трудов : в 2 ч. – Минск: БНТУ, 2020. – Вып. 41, ч. 1. – 170 с.

© Белорусский национальный
технический университет, 2020

СОДЕРЖАНИЕ

<i>Марукович Е.И.</i> Приветствие к 100-летию БНТУ	7
--	---

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ СПЛАВОВ

<i>Иванов И.А., Неменёнок Б.М.</i> Вклад работников механико-технологического факультета БНТУ в становление и развитие металлургического производства Республики Беларусь	8
<i>Корнеев С.В., Трусова И.А.</i> Факторы, влияющие на угар и выход годного при плавке стали в электродуговых печах	27
<i>Ровин С.Л., Ровин Л.Е.</i> Применение ротационных наклоняющихся печей для прямого получения железа из окалины и шламов	41
<i>Трусова И.А., Ратников П.Э., Малькевич Н.Г.</i> Оценка экономической целесообразности применения разных видов энергоресурсов в камерных печах химико-термической обработки	62
<i>Ратников П.Э., Трусова И.А., Малькевич Н.Г.</i> Расчет мероприятий по реконструкции проходного агрегата химико-термической обработки IPSEN	76

ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

<i>Лазаренков А.М., Иванов И.А.</i> Анализ условий безопасности труда в литейном производстве	92
<i>Трибушевский Л.В., Немененок Б.М., Румянцева Г.А.</i> К вопросу выбора технологии переработки окисленных отходов алюминия	105
<i>Рудницкий Ф.И., Куликов С.А., Шумигай В.А., Шуманская Л.С.</i> Особенности механизма кристаллизации серых чугунов в результате модифицирования дисперсными добавками с позиций термодинамики открытых неравновесных систем	113
<i>Слуцкий А.Г., Кулинич И.Л., Зык Н.В., Долгий Л.П., Хорольский П.Д.</i> Результаты испытаний технологии получения чугуна с шаровидным графитом с использованием быстроохлажденной медь-магниевого лигатуры	129
<i>Барановский К.Э.</i> Повышение ресурса деталей из износостойких хромистых чугунов. Сообщение 1. Повышение ресурса работы деталей из эвтектических хромистых чугунов, изготовленных в песчаных формах	137
<i>Раковец А.С., Куис Д.В., Свидуневич Н.А.</i> Термодинамическая оценка процессов модифицирования и легирования литейных сплавов	149

Уважаемые коллеги!

Вы держите в руках очередной 41-й выпуск Республиканского межведомственного сборника научных трудов «Металлургия», в котором широко представлены результаты исследовательской работы как целых научных коллективов, так и отдельных специалистов вузов, предприятий и научно-исследовательских институтов Национальной академии наук Беларуси, молодых ученых, аспирантов и магистрантов.

Этот выпуск не является юбилейным, но выходит в знаменательный для нашей республики год – год 100-летия БПИ-БГПА-БНТУ, который можно смело назвать Годом столетия технического образования в Республике Беларусь. Во многом статьи, вошедшие в 41-й выпуск сборника «Металлургия» и те научные проблемы, которые в них обсуждаются, являются знаковыми и отражают современные вопросы развития производственной базы литейно-металлургических производств, создания новых материалов, усовершенствования металлургических, литейных и машиностроительных технологий, повышения качества продукции и безопасности работ, развития современных теоретических представлений о сложнейших физико-механических процессах обработки и получения материалов и изделий.

От лица редакционной коллегии сборника хочу выразить признательность коллегам – ученым и производственникам за активное участие в формировании представленного выпуска и поздравить всех со 100-летним юбилеем Белорусского национального технического университета.

Хочется пожелать нам всем, чтобы сборник «Металлургия» не только оставался, но и активно развивался как площадка для обмена свежими научными идеями и новыми техническими достижениями.

*Академик НАН Беларуси, доктор технических наук, профессор
Марукович Е.И.*

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ И ЦВЕТНЫХ СПЛАВОВ

УДК 621.74

ВКЛАД РАБОТНИКОВ МЕХАНИКО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ФАКУЛЬТЕТА БНТУ В СТАНОВЛЕНИЕ И РАЗВИТИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ

И.А. ИВАНОВ, д-р техн. наук, **Б.М. НЕМЕНЁНОК**, д-р техн. наук
Белорусский национальный технический университет

В статье систематизированы результаты первых научно-исследовательских работ, проведенных на механико-технологическом факультете (МТФ) БНТУ, по изучению возможности создания белорусской горно-металлургической отрасли, которые выполнялись по заданию Главного технического управления Министерства черной металлургии СССР и Министерства высшего и среднего специального образования БССР. Описывается участие преподавателей и научных работников МТФ в освоении мощностей I-й очереди Белорусского металлургического завода (БМЗ), основные фундаментальные и основополагающие результаты исследований, выполненных на базе Комплексной научно-производственной лаборатории «Проблемы металлургического производства». Обсуждаются результаты выполненных работ по совершенствованию системы подготовки кадров для отечественной металлургической отрасли, начиная с момента создания в мае 2000 года кафедры «Металлургические технологии», в рамках учебно-научно-производственного объединения «БГПА–БМЗ», до настоящего времени. Дан обширный перечень монографий, справочников и учебников, изданных работниками факультета по теоретическим и практическим аспектам металлургического производства.

Ключевые слова: структура факультета, кафедры, белорусская руда, окатыши, разработки, металлургический завод, металлургическая теплотехника, награды.

**CONTRIBUTION OF WORKERS OF THE MECHANICAL
AND TECHNOLOGICAL FACULTY OF BNTU
TO THE FORMATION AND DEVELOPMENT
OF METALLURGICAL PRODUCTION
IN THE REPUBLIC OF BELARUS**

I.A. IVANOU, Dr. of Engineering Sciences, Professor, **B.M. NEMENENOK**,
Dr. of Engineering Sciences, Professor
Belarusian National Technical University

The results of the first research works carried out at the Faculty of Mechanics and Technology (MTF) of BNTU to study the possibility of creation a Belarusian metallurgical industry, which were carried out on the task of the Main Technical Department of the USSR Ministry of Ferrous Metallurgy and the Ministry of Higher and Secondary Special Education of the BSSR are systematized in this article. The participation of teachers and researchers of the MTF in the development of the industrial capacities of the 1st line of the Belarusian Metallurgical Plant (BMP), the main fundamental and fundamental results of research carried out on the basis of the Integrated Scientific and Production Laboratory «Problems of Metallurgical Production» are described. The results of the work performed to improve the educational system for the domestic metallurgical industry are discussed since the establishment in May 2000 of the Department of Metallurgical Technologies, within the framework of the educational-scientific-production association «BSPA-BMP», up to the present. An extensive list of monographs, reference books and textbooks published by the faculty members on theoretical and practical aspects of metallurgical production is given.

Keywords: *faculty structure, departments, Belarusian ore, pellets, developments, metallurgical plant, metallurgical heat engineering, awards*

В период формирования машиностроительного комплекса Советского Союза Белоруссии отводилась роль большого сборочного конвейера с развитым заготовительным производством, в том числе и с литейным или «малой металлургией». В республике насчитывалось около 160 литейных участков и цехов, а также специализированный литейный завод «Центролит» в г. Гомель. Необходимость подготовки кадров для металлургического комплекса стимулирова-

ла более 60 лет назад создание в Белорусском политехническом институте (ныне Белорусский национальный технический университет) механико-технологического факультета (МТФ) [1, 2]. Факультет был создан в 1958 году, выделившись из механического факультета БПИ. В его развитие и становление огромный вклад внесли деканы А.М. Дмитриевич (1958–1964), В.С. Пашенко (1964–1976), Б.В. Бабушкин (1976–1985), В.М. Королев (1985–2003), Н.И. Иваницкий (2003–2013), И.А. Иванов (2013– настоящее время) [1, 2].

Достижения факультета неразрывно связаны с именами известных ученых, организаторов высшего технического образования, академиков В.П. Северденко, О.В. Романа, А.В. Степаненко, П.А. Витязя, профессоров В.И. Беляева, Е.И. Бельского, Л.С. Ляховича, Д.Н. Худокормова, Л.Г. Ворошнина, Д.М. Кукуя, Л.А. Исаевича, В.И. Тутова, Е.Б. Ложечникова и др. За многолетнюю историю факультета подготовлено около 13000 инженеров, более 830 научных сотрудников, из них 65 докторов и более 300 кандидатов технических наук. Среди выпускников факультета три академика и один член-корреспондент НАН Беларуси: академики – А.В. Степаненко, А.А. Михалевич, Е.И. Марукович, член-корреспондент Ф.И. Пантелеенко [1, 2].

В настоящее время структура факультета включает в себя кафедры и научно-исследовательские лаборатории. Выпускающие кафедры непосредственно связаны с подготовкой инженеров для литейно-металлургического комплекса: «Металлургия черных и цветных сплавов» (заведующий – доктор технических наук, профессор Б.М. Немененок), «Машины и технология литейного производства» (заведующий – доктор технических наук, доцент С.Л. Ровин), «Материаловедение в машиностроении» (заведующий – доктор технических наук, профессор В.М. Константинов), «Машины и технология обработки металлов давлением» (заведующий – доктор технических наук, профессор Томило В.А.), «Порошковая металлургия, сварка и технология материалов» (заведующий – член-кор. НАН Беларуси, доктор технических наук, профессор Ф.И. Пантелеенко). В состав факультета входит также общеобразовательная кафедра «Охрана труда» (заведующий – доктор технических наук, профессор А.М. Лазаренков).

С первых дней существования факультета научно-исследовательская деятельность его сотрудников была направлена на совершенствование существующих технологических процессов в малой металлургии.

После открытия в начале 70-х годов прошлого столетия в Белоруссии Околовского месторождения железных руд на кафедре «Литейное производство черных и цветных металлов» (ныне «Металлургия черных и цветных сплавов») под руководством д.т.н., профессора Худокурова Д.Н. начались работы по изучению возможности создания собственной горно-металлургической отрасли в республике [3]. В 1971 году по заданию Главного технического управления Министерства черной металлургии СССР коллектив специалистов МТФ БПИ (д.т.н., проф. Д.Н. Худокуров, к.т.н., доц. О.Ф. Корякова, к.т.н., доц. В.М. Королев, инж. И.Ю. Сапонько) провел научно-исследовательскую работу «Исследование возможности получения металлизированных окатышей для нужд литейного производства» совместно с Криворожским научно-исследовательским институтом МЕХАНОБРЧЕРМЕТ Главного технического управления Министерства черной металлургии СССР. Результатом проведенных исследований была разработка принципиальной технологической схемы осуществления способов металлизации окатышей из железорудного концентрата как твердым, так и газообразным восстановителем во вращающихся и шахтных печах с последующим получением из них чугуновых отливок. Далее с 1973 по 1975 годы по заданию Министерства высшего и среднего специального образования БССР были проведены исследования по теме «Разработка металлургической схемы переработки железных руд белорусского месторождения», которые под руководством профессора Д.Н. Худокурова осуществил коллектив работников факультета в составе к.т.н. В.М. Королева, к.т.н. О.Ф. Коряковой, ст. инж. И.Ю. Сапонько совместно с научными работниками института МЕХАНОБРЧЕРМЕТ к.т.н. И.Н. Докучаевой, к.т.н. А.А. Пинчук и заведующим лабораторией В.Ф. Бернадо. Получение магнетитового концентрата для производства металлизированных окатышей осуществлялось с использованием электромагнитной сепарации [3].

Для получения неофлюсованных окатышей в составе шихты, кроме магнетитового концентрата, полученного из белорусской

ильменит-магнетитовой руды, вводился бентонит Даш-Салахлинского месторождения в количестве 0,5 %. Химический состав белорусского концентрата следующий, %: $Fe_{\text{общ}}$ – 66,3; FeO – 30,4; Fe_2O_3 – 61,0; SiO_2 – 2,7; Al_2O_3 – 2,1; CaO – 0,08; MgO – 0,38; MnO – 0,12; Na_2O – 0,39; K_2O – 0,75; S – 0,019; TiO_2 – 0,17; P_2O_5 – 0,019; CO_2 – 0,17; прочие – 1,7. Состав бентонита включал, %: $Fe_{\text{общ}}$ – 3,0; Fe_2O_3 – 7,6; SiO_2 – 60,55; Al_2O_3 – 15,3; CaO – 3,04; MgO – 3,27; MnO – 0,086; Na_2O – 2,73; K_2O – 0,38; прочие – 7,04 [3].

Для снижения содержания серы, перед процессом восстановления полученные окатыши подвергались упрочняющему обжигу в окислительной атмосфере на лабораторной установке, где время и температура соответствовали режиму обжига окатышей на промышленной конвейерной машине. Обожженные при температуре 1300 °С окатыши характеризовались крупнозернистой структурой, прочностью на раздавливание 1200–500 Н/окатыш и содержанием серы 0,029 %. Таким образом, степень удаления серы составила 92,3 %.

Восстановление полученных малосернистых окатышей производилось в лабораторной трубчатой вращающейся печи. В качестве восстановителя применялся торфоккок, полученный в Институте торфа АН БССР и антрацит Шахтенской обогатительной фабрики. Основные технологические показатели получения и восстановительного обжига окатышей приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Основные технологические показатели получения окатышей [3]

Восстановитель	Связующая добавка	Температура восстановления, °С	Время металлизации, ч	Содержание, %				Степень металлизации, %
				$Fe_{\text{общ}}$	$Fe_{\text{мет}}$	FeO	S	
Торфоккок	Бентонит, 0,5 %	1050	2	83,6	63,8	25,9	0,010	75,7
Антрацит	То же	1050	3	83,6	71,1	15,0	0,022	89,5

В результате дальнейших исследований было установлено, что белорусская природно-легированная железная руда относится к разряду легкообогащаемых и позволяет получать сверхбогатые магнетитовые концентраты с содержанием железа 67–69 %, при-

годные для производства металлизированных окатышей. Степень металлизации после восстановления в лабораторной трубчатой вращающейся печи составила 76–90 %. Содержание серы в металлизированных окатышах можно снижать за счет использования низкосернистого восстановителя.

Последующими испытаниями [4–6] в производственных условиях было установлено, что:

- применение металлизированных железорудных окатышей в составе шихты позволяет повысить качество чугуна, выплавляемого в вагранках и дуговых электрических печах;

- использование в составе шихты 20 % окатышей не затрудняет процесс плавки в вагранке, однако расход ферросилиция и кокса при этом возрастает на 10–15 и 5–10 % соответственно;

- введение окатышей в шихту способствует снижению содержания вредной примеси (хрома на 30–50 %) и повышению пластических свойств чугуна;

- ввод в шихту до 45 % окатышей при производстве чугуна в дуговых электрических печах не затрудняет процесс плавки, а продолжительность плавления, расход электроэнергии и угар элементов не отличаются от соответствующих показателей при работе на традиционной шихте;

- низкое содержание в окатышах вредных примесей и карбидообразующих элементов делает целесообразным применение их при производстве чугуна с шаровидным графитом.

В качестве основных недостатков было установлено увеличение расхода шлакообразующих при плавке в ДСП в 2–3 раза, а при ваграночной плавке количество шлака увеличилось на 6–7 % от массы жидкого металла.

В результате проведенных исследований были подготовлены и успешно защищены две кандидатские диссертации: в 1979 году – И.Ю. Сапонько по теме «Исследование и разработка технологического процесса производства высококачественных чугунных отливок с применением металлизированного железорудного сырья» и в 1981 году – О.А. Белым по теме «Исследование и разработка технологии плавки чугуна в вагранке с использованием металлизированного железорудного сырья».

Предложенный вариант комплексного использования минеральных ресурсов Беларуси, включающий в себя переработку магнетитового концентрата, выделенного в процессе обогащения титано-магнетитовых руд с применением малозольного фрезерного торфа и последующее получение высококачественного губчатого железа без затрат дефицитного восстановителя – кокса, заслуживает особого внимания при рассмотрении проблем создания горно-металлургической отрасли с точки зрения реалий сегодняшнего дня [3]. Принимая во внимание ввод в эксплуатацию атомной электростанции в Республике Беларусь, появление более дешевого источника энергии, развитие бескоксовых внедоменных способов реализации металлургических процессов открывает новые перспективы промышленной разработки белорусских месторождений железных руд [3, 7].

В решении проблемы развития металлургии и промышленного использования железных руд Беларуси необходимо учесть опыт и результаты исследований ученых МТФ БНТУ.

Важной вехой в истории Беларуси является решение ЦК КПСС и Минчермета СССР о строительстве Белорусского металлургического завода в г. Жлобине. 10 сентября 1982 года на будущей стройке был заложен «первый камень». Первая очередь завода была сдана в эксплуатацию в ноябре 1984 года, когда федеральный канцлер Австрии Зиновац Ф. и заместитель председателя Совета министров СССР Архипов И.А. официально подписали акт приемки-сдачи в эксплуатацию Белорусского металлургического завода. С 1985 года на Белорусский металлургический завод были направлены первые выпускники МТФ, закончившие специальности «Литейное производство черных и цветных металлов», «Металловедение, технология и оборудование термической обработки металлов», «Машины и технология обработки металлов давлением».

Практически с вводом в эксплуатацию БМЗ появилась и белорусская научная школа «Энерго- и ресурсосбережение в теплотехнологиях металлургического и машиностроительного производства» [8], создателем которой явился д.т.н., профессор В.И. Тимошпольский. В это время были заключены первые хозяйственные договоры по усовершенствованию режимов нагрева металла в нагревательной печи стана 320/150 Белорусского металлургического завода при освоении I очереди завода. В период с 1984 по

1986 год проведены первые экспериментальные исследования технологии нагрева стали, положенные в основу усовершенствования режимов нагрева рядовых марок сталей (Ст.3, Ст.5, Ст.6, Ст.10 и др.), а также низколегированных марок сталей. На основании проведенных НИР разработана технологическая инструкция по нагреву непрерывнолитых заготовок в нагревательной печи непрерывного мелкосортно-проволочного стана (ТИ-840-П-01-85, изменение № 1, 1986 г.).

По мере вхождения в проблему энерго- и ресурсосбережения начаты исследования режимов затвердевания и охлаждения непрерывнолитых заготовок сечением 125×125 мм на БМЗ (совместно с научной школой профессора Самойловича Ю.А., ВНИИМТ, г. Свердловск (ныне НИИМТ, г. Екатеринбург). Первые опыты на МНЛЗ-1, 2 БМЗ проведены в 1985 г. На основании экспериментально-теоретических исследований выполнена оптимизация режимов непрерывного литья по минимальному отклонению глубины жидкой лунки слитка от металлургической длины МНЛЗ, а также теплотехническое обоснование условий совмещения непрерывной разливки стали и ее нагрева в единый технологический процесс путем организации режимов горячего посада заготовок в нагревательную печь. В результате разработана технологическая инструкция «Непрерывная разливка стали на МНЛЗ» (ТИ-840-С-02-87, 1987 г.).

Следует отметить, что при выполнении отмеченных НИР, удалось достигнуть рекордных показателей работы печи стана 320/150 (удельный расход условного топлива 35–37 кг у.т/т, производительность 200 т/ч), не имеющих аналогов в мировой практике эксплуатации печей мелкосортных станом и аналогичной конструкции [8].

В 1988 г. совместным приказом Министерства черной металлургии СССР, Академии наук БССР и Белорусского политехнического института за № 47-П от 12.07.1988 г. создана Комплексная научно-производственная лаборатория «Проблемы металлургического производства» (КНПЛ ПМП) общей численностью 70 человек, которая базировалась в лабораторных аудиториях Белорусского политехнического института, Физико-технического института АН БССР (г. Минск), Института технологии металлов (г. Могилев) и на производственных площадях БМЗ. У истоков создания лаборатории стояли крупные белорусские ученые в области технологии и обору-

дования металлургического производства, академики Национальной академии наук Беларуси (НАНБ), директор Института технологии металлов (г. Могилев), академик НАНБ Анисович Г.А., директор Физико-технического института Астапчик С.А., бывший вице-президент АН БССР академик Степаненко А.В., ректор БПИ Чачин В.Н., а также бывший директор Белорусского металлургического завода, заслуженный металлург Российской Федерации Тихоновский М.Г. Основой для создания лаборатории (заведующий д.т.н., профессор Тимошпольский В.И.) явились, прежде всего, материально-техническая база БМЗ и научный потенциал БПИ, Института технологии металлов, а также ряд успешно выполненных хозяйственных договоров БПИ с БМЗ (и, в первую очередь, х/д № 332/85 «Теплофизический и теплотехнический анализ процессов затвердевания, охлаждения и нагрева непрерывнолитых заготовок на БМЗ»).

Спектр научных исследований, проводимых лабораторией, самый разнообразный: выплавка и внепечная обработка стали, непрерывная разливка, кристаллизация, затвердевание и охлаждение, нагрев и термообработка, оптимизация теплотехнологических процессов, прокатка, энергоэкологические исследования. При этом используются современные методы исследований: термометрирование слитков и заготовок на технологических этапах от разливки до выдачи на прокат в нагревательных и термических печах различных конструкций; физико-математическое моделирование процессов выплавки, охлаждения и нагрева; методы математической физики и термомеханики; современный арсенал знаний в области теории и технологии металлургического производства.

Отметим основные фундаментальные и основополагающие результаты исследований.

Впервые в теории выплавки стали в сверхмощных электродуговых печах разработана комплексная физико-математическая модель тепловой работы, которая включает подплавление шихты на остатке расплава («болоте») – дополнительном интенсификаторе тепловыделения с учетом теплоты фазового перехода. С целью устранения недостатков, выявившихся при освоении технологии выплавки с ДСП-100 БМЗ (высокая температура выпускаемого металла, продолжительные межплавочные простои и др.), проанализировано около 500 плавов, проведен ряд экспериментов по определению оптимальной массы «болота». Дан комплексный анализ входящих в основные энергетические уравнения динамических характеристик плавки:

теплоты шлакообразования, теплоты экзотермических реакций, электрических параметров дуг и др. Исследовано влияние способов и удельной массы начальной завалки на энерготехнологические параметры плавки. Рассмотрены и некоторые специальные вопросы технологии выплавки стали: процессы плавления порошковой проволоки при вводе в жидкую сталь; физико-химическое моделирование обезуглероживания металлической ванны переменной массы. Разработана и внедрена в условиях БМЗ технология выплавки стали под «пенистыми» шлаками, позволяющая значительно улучшить технико-экономические показатели работы ДСП. Усовершенствована технология внепечной обработки на циркуляционном вакууматоре [8].

Одним из серьезных направлений исследований являлась разработка новых шихтовых материалов с целью снижения расхода тепловой и электрической энергии, повышения выхода годного в 100-т ДСП БМЗ. В ходе разработок сотрудниками лаборатории совместно со специалистами БМЗ получены новые шихтовые материалы, а также при их использовании и новые составы высокоуглеродистых и штамповых марок сталей (получены авторские свидетельства на изобретения).

Исследованы процессы нагрева непрерывнолитых заготовок в подогревательных печах и термической обработки сортового проката в колодцах контролируемого охлаждения. В результате разработана технологическая инструкция ТИ 840-П2-01-91. Внедрение в действующее производство режимов нагрева заготовок в подогревательной печи стана 850 позволило снизить удельный расход топлива на 24–26 кг у.т/т, в колодцах замедленного охлаждения при термообработке конструкционных сталей – более чем в два раза [8].

В 1992–1994 гг. в условиях БМЗ при участии сотрудников КНПЛ ПМП и специалистов БМЗ освоено промышленное производство (технология выплавки, разливки и нагрева) новых марок сталей: 50ХГФА (ГОСТ 14959-79), высокоуглеродистой стали (70-80) для производства специальных видов проволоки (ГОСТ 15598-70, 9298-75).

Целью всех проводимых исследовательских работ являлось, прежде всего, объединение и обобщение с помощью экспериментально-теоретической базы самостоятельных теплотехнологических операций (например, выплавка, внепечная обработка, разливка, нагрев, прокатка на двух станах) с точки зрения физики и математики в единый теплотехнологический процесс с последующей комплексной оптимизацией как по совокупности кри-

териев, так и в рамках строгой оптимизации и последующей адаптацией на реальных объектах [8].

Несомненными достижениями лаборатории и научных сотрудников следует признать то, что в условиях крупных и новейших металлургических агрегатов удалось достигнуть большого практического применения, а также получить новые теоретические результаты для металлургических теплотехнологий в целом. Сюда следует причислить такие модели, как физико-математическая модель выплавки, разливки по условиям термической прочности твердой корочки металла и наиточнейшего затвердевания, сопряженные математические модели нагрева и прокатки, математические модели, основанные на принципе строгой оптимизации по наиболее существенному критерию качества для конкретного процесса (метод магистральной асимптотической оптимизации): по минимуму окалинообразования, расхода топлива, обезуглероживания и т.д. [8].

Неопровержимым достижением лаборатории является также и то, что в условиях промышленного производства проведено около полусотни экспериментов с целью выявления реальной картины, разработки и уточнения математических моделей, разработки и усовершенствования действующих (паспортных) технологий, предложенных фирмой «Фест-Альпине».

Внедрение оптимального режима нагрева кордовых марок сталей в нагревательной печи стана 320/150 позволило снизить удельный расход условного топлива и окалинообразование соответственно на 3–5 кг у.т/т и 2–3 кг/т в зависимости от производительности прокатного стана.

Внедрение разработанных режимов нагрева в печи стана 850 БМЗ позволило снизить удельный расход топлива на 3–5 кг у.т/т, окалинообразование на 6 кг/т, сократить выход брака в готовом прокате на 2 кг/т [8].

При проведении комплексных теоретических и экспериментальных исследований режимов и технологии выплавки, разливки, нагрева и прокатки полосовой стали 50ХГФА внесены изменения в технологические инструкции ТИ 840-С-20-90 «Внепечная обработка углеродистой и легированной конструкционной стали» (изменение № 1, 1994г.), ТИ-П2-01-91 «Производство заготовки и сортового проката на стане 850» (изменение № 9, 1994 г.), отработаны рабочие режимы разливки и нагрева непрерывнолитых заготовок.

Выполнены энергоэкологические исследования печей станов 850 и 320/150 БМЗ, разработана методика, определения энергоэкологи-

ческих характеристик горелочных устройств. Выданы рекомендации по замене горелочных устройств и применению кислорода для обогащения воздушного дутья в нагревательных печах станов 320/150 и 850 [8].

С целью дальнейшего развития металлургической отрасли страны, совершенствования системы подготовки инженерных кадров для промышленного комплекса Республики Беларусь и укрепления научно-технических связей науки с производством в мае 2000 года создается кафедра «Металлургические технологии» в рамках учебно-научно-производственного объединения «БГПА – РУП «БМЗ». Возглавил кафедру д.т.н., профессор В.И. Тимошпольский. Первыми преподавателями кафедры стали И.А. Трусова, С.М. Кабишов, Г.А. Румянцева и специалисты РУП «БМЗ» (А.Б. Стеблов, В.В. Филиппов, В.А. Маточкин), создан филиал кафедры на РУП «Белорусский металлургический завод». В последующем для педагогической деятельности были привлечены молодые специалисты: П.Э. Ратников, С.В. Корнеев, Д.В. Менделев.

Кафедра начала подготовку специалистов в рамках специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка» по следующим специализациям:

1-42 01 01-01 02 «Электрометаллургия черных и цветных сплавов»;

1-42 01 01-02 02 «Металлургическая теплотехника и печи»;

1-42 01 01-02 03 «Организация металлургического производства» и направлению специальности 1-42 01 01-03 «Промышленная безопасность».

С 2008 года кафедру возглавила д.т.н., профессор И.А. Трусова. В связи с реорганизацией учебных подразделений БНТУ, с 30 июня 2017 года кафедра «Металлургические технологии» и «Металлургия литейных сплавов» были объединены в кафедру «Металлургия черных и цветных сплавов» под руководством д.т.н., профессора Б.М. Неменёнка. В состав объединенной кафедры вошли д.т.н., проф. И.А. Трусова и к.т.н., доценты С.В. Корнеев, П.Э. Ратников, Г.А. Румянцева.

Для повышения квалификации специалистов металлургического профиля на факультете организована II ступень получения высшего образования через магистратуру по специальностям 1-42 80 01 «Металлургия», 1-42 81 01 «Металлургические технологии повы-

шения конкурентоспособности продукции», а с 2019 года открыта специальность 1-42 80 01 «Инновационные технологии в металлургии» с очной и заочной формами обучения.

В рамках научного сотрудничества БМЗ и факультета в период с 1987 года по настоящее время осуществляется подготовка научных кадров высшей квалификации. Под научным руководством профессоров факультета А.В. Степаненко, В.И. Тимошпольского, И.А. Трусовой, А.Н. Чичко сотрудниками БМЗ защищена 1 докторская диссертация (А.Б. Стеблов) и более 10 кандидатских диссертаций (А.П. Фоменко, Ю.В. Дьяченко, В.С. Тимофеев, А.С. Желтков, Ю.В. Феоктистов, А.В. Веденеев, С.В. Терлецкий, А.В. Демин, В.А. Маточкин, В.А. Тищенко, В.В. Филиппов и др.). Ряд сотрудников факультета подготовили кандидатские диссертации по тематике Белорусского металлургического завода, решая для него конкретные технологические задачи.

За успешное выполнение научно-технических разработок в области металлургического производства многие сотрудники факультета были отмечены престижными премиями, наградами и почетными званиями:

1978 г. – Государственная премия БССР (д.т.н., проф. Худокормов Д.Н., к.т.н., доц. Галушко А.М.);

1980 г. – Премия ВЛКСМ (к.т.н. Леках С.Н.);

1984 г. – Премия Ленинского комсомола БССР (к.т.н. Бестужев Н.И., к.т.н. Дорожко С.В., к.т.н. Розум В.А., к.т.н. Слуцкий А.Г., к.т.н. Трибушевский В.Л., инж. Счисленок Л.Л.);

1985 г. – Премия Совета Министров СССР (д.т.н., проф. Тутов В.И.);

1988 г. – Премия Ленинского комсомола БССР (к.т.н. Тимошпольский В.И., к.т.н. Трусова И.А.);

1998 г. – Государственная премия Республики Беларусь (д.т.н., проф. Тимошпольский В.И., к.т.н., доц. Трусова И.А.);

2001 г. – премия Национальной академии наук Беларуси за лучшую научную работу (д.т.н., проф. Тимошпольский В.И.);

2001 г. – За обеспечение досрочного пуска в эксплуатацию и освоение проектных мощностей мелкосортно-проволочного стана 150 РУП «БМЗ» д.т.н., проф. В.И. Тимошпольский награжден орденом Почета, к.т.н., проф. И.А. Трусова медалью «За трудовые заслуги»;

2003 г. – Постановлением Президиума отделения естественных наук РАН и Международной академии наук экологии и безопасности жизнедеятельности д.т.н., проф. Тимошпольскому В.И. присуждена Золотая медаль им. М.В. Ломоносова;

2004 г. – Почетное звание «Заслуженный деятель науки Республики Беларусь» (д.т.н., проф. Тимошпольский В.И.);

2005 г. – Премия Национальной академии наук Беларуси им. академика А.В. Лыкова (д.т.н., проф. Тимошпольский В.И., д.т.н., проф. Трусова И.А.);

2007 г. – Почетное звание «Заслуженный деятель науки Республики Беларусь» (д.т.н., проф. Трусова И.А.).

Результаты научных исследований сотрудников факультета в области металлургического производства нашли свое отражение более чем в 100 авторских свидетельствах СССР, патентах Российской Федерации, Украины и Республики Беларусь; статьях, опубликованных в журналах «Сталь», «Известия вузов. Черная металлургия», «Известия вузов. Энергетика», «Доклады АН БССР», «Известия АН БССР», «Инженерно-физический журнал», «Литье и металлургия»; в докладах на многочисленных международных конференциях и конгрессах.

При спонсорской поддержке БМЗ в БНТУ издается ежеквартальный научно-производственный журнал «Литье и металлургия», где одним из учредителей выступает БМЗ, а специалисты предприятия входят в состав редакционной коллегии. Ежегодно при активном участии работников БМЗ и механико-технологического факультета проводится международная научно-техническая конференция «Литейное производство и металлургия. Беларусь».

С 2001 г. был возобновлен ежегодный выпуск Республиканского межведомственного сборника научных трудов «Металлургия», в котором освещаются материалы в области металлургии, литейного производства черных и цветных металлов и сплавов, материаловедения, металловедения и термической обработки металлов и сплавов.

Результаты исследований в области металлургического производства отражены в ряде монографий, учебников и справочников [9–20].

О высоком качестве подготовки специалистов на факультете свидетельствует тот факт, что два его выпускника, Н.В. Андрианов и А.Н. Савенок, многие годы являлись генеральными директорами ОАО «БМЗ – управляющая компания холдинга – БМК».

Авторы статьи остановились на анализе результатов сотрудничества МТФ БНТУ с ОАО «БМЗ – управляющая компания холдинга – БМК» на этапе его становления. В статье не отражены работы научных сотрудников и преподавателей МТФ в области решения теоретических и практических вопросов литейного производства и развития отечественной «малой металлургии».

Список литературы

1. Пантелеенко, Ф.И. Роль Белорусского национального технического университета в формировании литейно-металлургического комплекса Беларуси / Ф.И. Пантелеенко, А.С. Калиниченко // *Литье и металлургия*, 2010. – № 4. – С. 8–14.

2. Иваницкий, Н.И. Организация подготовки специалистов на механико-технологическом факультете БНТУ / Н.И. Иваницкий // *Литье и металлургия*, 2010. – № 4. – С. 30–32.

3. Первый белорусский чугуn / Д.Н. Худокормов [и др.] // *Литье и металлургия*, 2008. – № 3. – С. 140–147.

4. Перспективы применения металлизированных железорудных окатышей для плавки чугуна / Д.Н. Худокормов [и др.] // *Литейное производство*, 1977. – № 5. – С. 3–5.

5. Особенности технологии производства высокопрочного чугуна на основе металлизированного железорудного сырья / Д.Н. Худокормов [и др.] // *Литейное производство*, 1978. – № 6. – С. 7–8.

6. Перспективы применения металлизированных окатышей в литейном производстве / Д.Н. Худокормов [и др.] // *Литейное производство*, 1979. – № 5. – С. 3–5.

7. Тимошпольский, В.И. Развитие металлургического комплекса на базе промышленного освоения железных руд для использования в Республике Беларусь / В.И. Тимошпольский // *Литье и металлургия*, 2007. – № 2. – С. 6–17.

8. Тимошпольский, В.И. Научно-исследовательские работы, направленные на создание энерго- и ресурсосберегающих техноло-

гий на Белорусском металлургическом заводе / В.И. Тимошпольский, И.А. Трусова // Литье и металлургия, 1999. – № 3. – С. 6–9.

9. Теплообмен и тепловые режимы в промышленных печах / В.И. Тимошпольский [и др.]. – Минск: Вышэйшая школа, 1992. – 217 с.

10. Промышленные технологии в 5-ти т. / А.П. Несенчук [и др.]. – Минск: Вышэйшая школа, 1995–2000.

11. Металлургические печи. В 2-х т. / В.И. Губинский [и др.] – Минск: Белорусская наука, 2007.

12. Тепло- и массообмен. В 2-х т./Б.М. Хрусталева [и др.]. – Минск: БНТУ, 2007.

13. Теплотехнология металлургических мини-заводов / В.И. Тимошпольский [и др.]. – Минск: Навука і тэхніка, 1992. – 158 с.

14. Тимошпольский, В.И. Теплотехнологические основы металлургических процессов и агрегатов высшего технического уровня / В.И. Тимошпольский. – Минск: Навука і тэхніка, 1994. – 295 с.

15. Стальной слиток. В 3-х т. / Ю.А. Самойлович [и др.] – Минск: Белорусская наука, 2000–2001.

16. Теоретические и технологические основы высокоскоростной прокатки катанки / А.А. Горбанев [и др.]. – Минск: Вышэйшая школа, 2003. – 287 с.

17. Производство высокоуглеродистой катанки на металлургических агрегатах высшего технического уровня / В.И. Тимошпольский [и др.]. – Минск: Беларуская навука, 2004. – 238 с.

18. Тимошпольский, В.И. Теоретические основы теплофизики и термомеханики в металлургии / В.И. Тимошпольский, Ю.С. Постольник, Д.Н. Андрианов. – Минск: Белорусская наука, 2005. – 560 с.

19. Тимошпольский, В.И. Теоретические основы тепловой обработки стали в трубопрокатном производстве / В.И. Тимошпольский, Ю.А. Самойлович. – Минск: Белорусская наука, 2005. – 303 с.

20. Тимошпольский, В.И. Современные сталелитейные процессы / В.И. Тимошпольский, И.А. Трусова. – Киев: Наукова думка, 2019. – 439 с.

References

1. Panteleenko, F.I. *Rol' Belorusskogo nacional'nogo tekhnicheskogo universiteta v formirovanii litejno-metallurgicheskogo kompleksa Belarusi* [The role of the Belarusian National Technical University in the formation of the foundry and metallurgical complex of Belarus] / F.I. Panteleenko, A.S. Kalinichenko // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*, 2010. – No. 4. – P. 8–14.

2. Ivanickij, N.I. *Organizaciya podgotovki specialistov na mekhaniko-tekhnologicheskom fakul'tete BNTU* [Organization of training of specialists at the Faculty of Mechanics and Technology of BNTU] / N.I. Ivanickij // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*. – 2010. – No. 4. – P. 30–32.

3. Pervyj belorusskij chugun [The first Belarusian cast iron] / D.N. Hudokormov [et al.] // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*. – 2008. – No. 3. – P. 140–147.

4. Perspektivy primeneniya metallizovannyh zhelezorudnyh okatyshej dlya plavki chuguna [Prospects for the use of metallized iron ore pellets for iron smelting] / D.N. Hudokormov [et al.] // *Litejnoe proizvodstvo = Foundry*. – 1977. – No. 5. – P. 3–5.

5. Osobennosti tekhnologii proizvodstva vysokoprochnogo chuguna na osnove metallizirovannogo zhelezorudnogo syr'ya [Features of the technology for the production of high-strength cast iron based on metallized iron ore raw materials] / D.N. Hudokormov [et al.] // *Litejnoe proizvodstvo = Foundry*. – 1978. – No. 6. – P. 7–8.

6. Perspektivy primeneniya metallizovannyh okatyshej v litejnom proizvodstve [Prospects for the use of metallized pellets in foundry] / D.N. Hudokormov [et al.] // *Litejnoe proizvodstvo = Foundry*. – 1979. – No. 5. – P. 3–5.

7. Timoshpol'skij, V.I. *Razvitie metallurgicheskogo kompleksa na baze promyshlennogo osvoeniya zheleznyh rud dlya ispol'zovaniya v Respublike Belarus'* [Development of a metallurgical complex based on the industrial development of iron ores for use in the Republic of Belarus] / V.I. Timoshpol'skij // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*. – 2007. – No. 2. – P. 6–17.

8. Timoshpol'skij, V.I. *Nauchno-issledovatel'skie raboty, napravlennye na sozdanie energo- i resursosberegayushchih tekhnologij na*

Belorusskom metallurgicheskome zavode [Research work aimed at creating energy and resource saving technologies at the Belarusian Metallurgical Plant] / V.I. Timoshpol'skij, I.A. Trusova // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*. – 1999. – No. 3. – P. 6–9.

9. *Teplobmen i teplovye rezhimy v promyshlennyh pechah* [Heat transfer and thermal conditions in industrial furnaces] / V.I. Timoshpol'skij [et al.]. – Moscow: Vyshejschaya shkola Publ., 1992. – 217 p.

10. *Promyshlennye tekhnologii v 5-ti t.* [Industrial technologies in 5 volumes.] / A.P. Nesenjuk [and etc.]. – Minsk: Vyshejschaya shkola Publ., 1995–2000.

11. *Metallurgicheskie pechi* [Metallurgical furnaces]. In 2 volumes / V.I. Gubinskij [et al.]. – Minsk: Belorusskaya nauka Publ., 2007.

12. *Teplo- i massobmen* [Heat and mass transfer]. In 2 volumes / B.M. Hrustalev [et al.]. – Minsk: BNTU Publ., 2007.

13. *Teplotekhnologiya metallurgicheskikh mini-zavodov* [Heat technology of metallurgical mini-plants] / V.I. Timoshpol'skij [et al.]. – Minsk: Navuka i tekhnika Publ., 1992. – 158 p.

14. *Timoshpol'skij, V.I. Teplotekhnologicheskie osnovy metallurgicheskikh processov i agregatov vysshego tekhnicheskogo urovnya* [Thermal technology fundamentals of metallurgical processes and units of the highest technical level] / V.I. Timoshpol'skij. – Minsk: Navuka i tekhnika Publ., 1994. – 295 p.

15. *Stal'noj slitok* [Steel ingot]. In 3 volumes / YU.A. Samojlovich [et al.]. – Minsk: Belorusskaya nauka Publ., 2000–2001.

16. *Teoreticheskie i tekhnologicheskie osnovy vysokoskorostnoj prokatki katanki* [Theoretical and technological foundations of high-speed rolling of wire rod] / A.A. Gorbanev [et al.]. – Minsk: Vyshejschaya shkola Publ., 2003. – 287 p.

17. *Proizvodstvo vysokouglerodistoj katanki na metallurgicheskikh agregatah vysshego tekhnicheskogo urovnya* [Production of high-carbon wire rod on metallurgical units of the highest technical level] / V.I. Timoshpol'skij [et al.]. – Minsk: Belorusskaya nauka Publ., 2004. – 238 p.

18. *Timoshpol'skij, V.I. Teoreticheskie osnovy teplofiziki i termomekhaniki v metallurgii* [Theoretical foundations of thermal physics and thermomechanics in metallurgy] / V.I. Timoshpol'skij, YU.S. Postol'nik, D.N. Andrianov. – Minsk: Belorusskaya nauka Publ., 2005. – 560 p.

19. Timoshpol'skij, V.I. *Teoreticheskie osnovy teplovoj obrabotki stali v truboprokatnom proizvodstve* [Theoretical foundations of heat treatment of steel in pipe rolling production] / V.I. Timoshpol'skij, YU.A. Samojlovich. – Minsk: Belorusskaya nauka Publ., 2005. – 303 p.

20. Timoshpol'skij, V.I. *Sovremennye stalelitejnye processy* [Modern steelmaking processes] / V.I. Timoshpol'skij, I.A. Trusova. – Kiev: Navukova dumka Publ., 2019. – 439 p.

Поступила 20.07.2020

Received 20.07.2020

ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА УГАР И ВЫХОД ГОДНОГО ПРИ ПЛАВКЕ СТАЛИ В ЭЛЕКТРОДУГОВЫХ ПЕЧАХ

С.В. КОРНЕЕВ, канд. техн. наук, **И.А. ТРУСОВА**, д-р техн. наук
Белорусский национальный технический университет

В работе представлены наиболее существенные факторы, влияющие на угар и выход годного при плавке стали в электродуговых печах, относящиеся как к физическим процессам тепло- и массопереноса, так и к технологическим параметрам процесса. Приведены рекомендации по увеличению выхода годного металла при плавке стали в электродуговых печах.

Ключевые слова: угар стали, выход годного металла, электродуговые печи.

FACTORS AFFECTING THE WASTE AND YIELD OF STEEL SUITABLE FOR MELTING IN ELECTRIC ARC FURNACES

S.V. KORNEEV, Ph. D in Technical Science, **I.A. TRUSOVA**,
Dr. of Engineering Sciences, Professor
Belarusian National Technical University

The paper presents the most significant factors influencing loss and yield of steel suitable for melting in electric arc furnaces, related to both the physical processes of heat and mass transfer, and the technological parameters of the process. Recommendations are given for increasing the yield of suitable metal when melting steel in electric arc furnaces.

Keywords: loss of steel, yield of suitable metal, electric arc furnaces.

В процессе производства стали на пути от исходных материалов к готовой продукции неизбежны потери. Это относится и к процессу выплавки стали в электродуговых печах. Анализ затрат на производство свидетельствует о том, что на себестоимость готового металла оказывают влияние как сама величина угара металла и выхода годного металла, так и составляющие этого угара, а кроме того стоимость отдельных компонентов металлозавалки.

Угар металлошихты можно разделить на несколько составляющих: угар железа с попаданием оксидов в шлак; угар железа с попаданием оксидов в пыль; угар элементов металлошихты за исключением железа; переход оксидов и других соединений из металлошихты в шлак (физически к угару не относится, но влияет на выход годного, особенно при большой загрязненности металлошихты).

Рассмотрим зависимость скорости испарения железа из расплавов железо-углерод. В работе [1] приведены данные о влиянии содержания углерода на скорость испарения железа при различных температурах. Приведенные данные можно представить в другом виде, а именно как зависимость скорости испарения от температуры (рисунок 1).

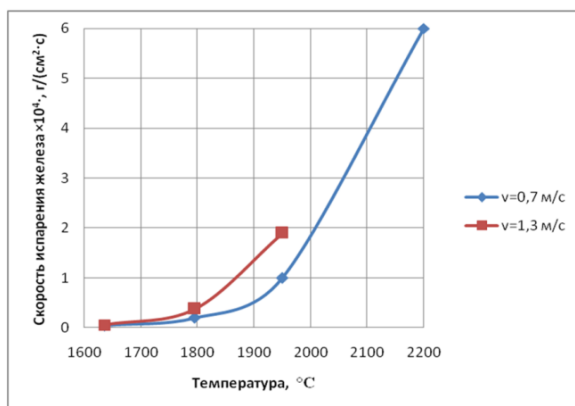


Рисунок 1 – Скорость испарения железа в зависимости от температуры при различных скоростях газа

Также в работе [1] приведены данные, свидетельствующие о том, что скорость окисления железа более чем в 2,5 раза выше при содержании кислорода в газе около 20 % против 10 %.

Как следует из литературных данных, наибольшее влияние на угар железа в пыль путем его испарения имеет температура. В свою очередь температура расплава существенно зависит от технологических параметров плавки, поэтому было проведено моделирование взаимодействия дуг с металлической ванной расплава.

Для моделирования рассмотрена ванна расплава с размерами, характерными для 100-т печи с диаметром зеркала 6 м и максимальной глубиной 1,5 м в центре подины. Начальная температура расплава принята на уровне 1600 °С. Рассматривали задачу нагрева ванны в течение 5 мин от дуг (при задании в дугах источников тепловыделения) и решение задач теплопроводности и радиационного теплообмена.

Было рассмотрено множество вариантов, отличающихся параметрами дуг и заданными виртуальными коэффициентами теплопроводности жидкого металла (от 100 Вт/(м·К) до 30 кВт/(м·К)).

Результаты моделирования показывают, что при отсутствии интенсивной циркуляции (перемешивания) металла температурный градиент достигает больших значений, а температура металла в зоне дуг будет способствовать значительному испарению металла.

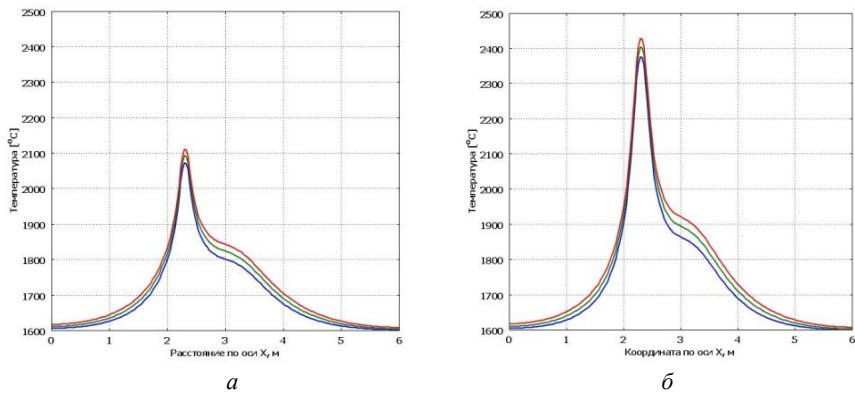
Наиболее высокие значения виртуальных коэффициентов теплопроводности в жидком металле достигаются при интенсивном кипении ванны расплава. Анализ литературных данных и производственного опыта показал, что в настоящее время недостаточно данных по исследованию перемешивания расплава на различных этапах процесса плавки. Также затруднительно определить точную долю вклада электромагнитного перемешивания в зоне горения дуг, естественной конвекции и перемешивания газами, что свидетельствует о том, что необходимы фундаментальные исследования с учетом совместного действия этих процессов.

Отметим, что замена подхода с виртуальными коэффициентами теплопроводности в жидком расплаве решением задач гидродинамики на современном этапе развития вычислительных средств, по всей видимости, для данного случая нецелесообразна, однако позволит получить ценные сведения для более простых (частных) случаев.

На рисунках 2 и 3 представлены примеры результатов моделирования нагрева расплава при различных подходах к вводу мощности:

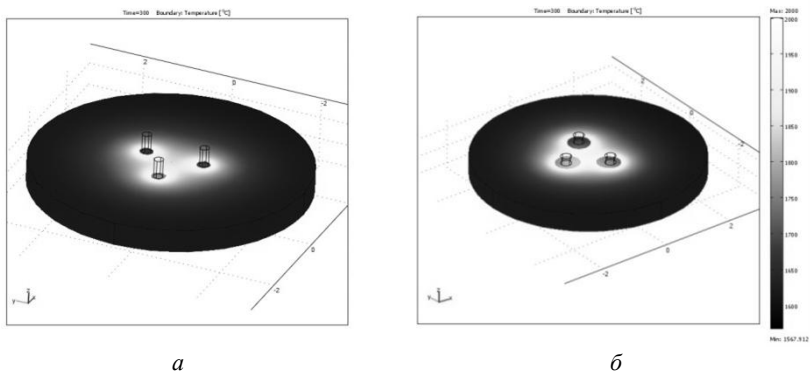
Вариант 1 – Длинные дуги (длина 0,4 м; диаметр 0,2 м), суммарная мощность тепловыделения трех дуг 75 МВт, виртуальный коэффициент теплопроводности жидкого металла равен 20000 Вт/(м·К);

Вариант 2 – Короткие дуги (длина 0,2 м; диаметр 0,283 м), суммарная мощность тепловыделения трех дуг 75 МВт, виртуальный коэффициент теплопроводности жидкого металла равен 20000 Вт/(м·К).



а – вариант 1; *б* – вариант 2

Рисунок 2 – Температура ванны на глубине 5 см от поверхности по диаметру ванны



а – вариант 1; *б* – вариант 2

Рисунок 3 – Распределение температуры по поверхности ванны

Из рисунков 2 и 3 следует, что переход в заключительный период плавки на более короткие дуги с целью снижения излучения на водоохлаждаемые панели приводит к увеличению неравномерности разогрева ванны и большому перегреву металла в зоне возле дуг. С 2000-х годов наметилась тенденция работы на более длинных дугах.

гах и в заключительный период плавки. Использование более длинных дуг и соответственно уменьшение величин токов также способствует снижению тепловых потерь в короткой сети, однако требует стабильной работы системы вспенивания шлака для исключения перегрева водоохлаждаемых панелей корпуса и снижения тепловых потерь с охлаждающей водой.

Отметим, что в реальных условиях плавки при испарении металла в зонах высокотемпературного перегрева металла будет наблюдаться некоторое снижение температуры за счет большого теплопоглощения при испарении металла. Например, в работе [2] представлена оценка энергии, требующейся на расплавление и испарение металла, которая показывает, что при испарении железа (угар 15 %) энергия, затрачиваемая на испарение, более чем в 3,5 раза превышает энергию плавления. Далее эта энергия частично возвращается при конденсации железа в рабочем пространстве печи. Также в работе [2] показано, что при температуре 2031 К давление насыщенного пара железа составляет 0,75 мм рт. ст., при 2371 К – 15 мм рт. ст., а при 3023 К – 750 мм рт. ст. Это также свидетельствует о том, что необходимо поддерживать нулевое избыточное давление на уровне порога путем стабильного регулирования отсоса газов из печи.

В работе [3] рассмотрена другая проблема снижения угара железа – оптимизация работы газокислородных горелок, а в частности продолжена дискуссия о рациональной форме рабочего пространства печи и расположения распада электродов, а также расположения горелок в рабочем пространстве.

В работе [4] затронуты вопросы влияния болота, скорости плавления отдельных кусков металлошихты и перемешивания расплава на угар металла. В частности, отмечается снижение угара при использовании оптимального количества болота.

Для снижения угара металла на этапе проплавления дугами коллодцев необходимо, чтобы время контакта дуг с металлом было ограничено. Этого можно достичь, располагая в верхней части заварки лом с малыми размерами кусков, но предварительно уплотненный, работая на длинных дугах. Ограничением длины в данном случае является структура металлошихты, т.е. дуга может погаснуть при больших промежутках между отдельными кусками, поэтому характеристики лома играют большую роль на этапе проплавления.

При горении дуг на жидкую ванну процесс относительно стабилен и длина дуг ограничивается излучением на внутреннюю поверхность водоохлаждаемого корпуса и свода печи. В этой связи огромную роль играет технология вспенивания шлака, которая позволяет значительно снизить долю излучения, падающего на ограждающие конструкции.

Интенсивное перемешивание наблюдается в процессе кипения ванны при окислении углерода и всплывании пузырьков CO , что происходит достаточно бурно и хаотично (рисунок 4).



Рисунок 4 – Изображение кипения стали

В более ранний период в расплаве присутствует твердый металл, который плавится и способствует охлаждению ванны. Поэтому еще одним объектом внимания должна стать продувка ванны инертным газом (аргоном), которая используется в современных высокомоощных электродуговых печах.

Проведенные исследования выявили наиболее существенные факторы и позволили определить некоторые рекомендации для снижения угара металла.

К условиям, необходимым для уменьшения испарения металла, относят: снижение температуры металла в зоне взаимодействия его с дугами; уменьшение времени контакта дуг с кусками металлошихты; снижение скорости газа.

Условия, необходимые для уменьшения окисления металла, включают: снижение температуры; создание нейтральной атмосферы; уменьшение скорости газа.

Таким образом, для снижения угара металла необходимо обеспечить уплотнение легковесного лома и располагать его в зоне дуг в верхней части завалки. При этом работу необходимо осуществлять

на длинных дугах. Необходимо максимально использовать технологию вспенивания шлака и поддерживать более высокое напряжение и длину дуг. Также большое значение имеет подача охладителей в зону дуг на протяжении всего процесса плавки с необходимой частотой (скоростью подачи). В качестве охладителей можно использовать брикеты, окатыши, известь и другие материалы. При этом целесообразно провести расчеты наиболее оптимальных вариантов их подачи в зону дуг.

До начала кипения ванны следует использовать более интенсивную продувку ванны аргоном, при этом для повышения эффективности процесса следует использовать более углубленную центральную часть подины.

Для создания нейтральной атмосферы в зоне дуг следует использовать углеродсодержащие брикеты, что будет способствовать снижению угара и снижению расхода электродов.

Для снижения скорости газа требуется уделить внимание поддержанию давления в печи и герметизации отдельных элементов.

Представленные выше рекомендации следуют из анализа физических процессов, происходящих при плавке металла, однако следует также учитывать и другие факторы, связанные с характеристиками используемой металлошихты и требованиями к сплаву, который необходимо получить.

Для выплавки различных марок стали используются определенные варианты шихтовки, что приводит к различиям в выходе годного металла. Однако между самими плавками с одинаковой шихтовкой также наблюдается большой разброс, связанный как с нестабильностью состава, так и с нестабильностью геометрических характеристик металлошихты. Кроме того, при расчете выхода годного возможна погрешность, связанная с определением массы болота.

Также затрудняет анализ наличие в амортизационном ломе пластмасс, резины и другого мусора.

В таблице 1 представлены средние значения химического состава различных категорий металлошихты, полученные в результате статистического анализа химического состава металлошихты, использовавшейся на ОАО БМЗ в различные годы.

Таблица 1 – Средний химический состав некоторых видов металлошихты, %

Материалы	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu
Чугун передельный НЛМК	4,3	0,5	0,27	0,043	0,042	0,02	0,03	0,04
Лом категории А	0,27	0,6	0,66	0,04	0,04	0,25	0,2	0,28
Лом категории А (пакеты)	0,27	0,7	0,66	0,04	0,04	0,22	0,2	0,3
Лом категории А (ж/д лом)	0,6	0,3	1,22	0,04	0,04	0,02	0,03	0,05
Лом категории АК (пакеты)	0,04	0,016	0,21	0,011	0,016	0,02	0,03	0,03
Лом категории А (КЧ) (пакеты)	0,04	0,02	0,02	0,011	0,016	0,02	0,02	0,02
Лом категории А (К) (штамповка)	0,04	0,02	0,02	0,011	0,016	0,02	0,02	0,02
Лом категории А (оборотный)	0,15	0,21	0,61	0,02	0,02	0,088	0,08	0,15
Лом категории А(КЧ) (оборотный)	0,75	0,21	0,55	0,005	0,009	0,05	0,05	0,05
Лом категории Б1, Б2, Б3	0,5	0,3	1,0	0,03	0,03	1,2	0,1	0,2
Лом категории Б5	0,18	0,25	0,46	0,02	0,02	1,0	2,5	0,2
Лом категории Б8, Б13	0,5	1,0	1,0	0,02	0,02	1,0	0,8	0,15
Окатыши металлизированные	1,08	0	0	0,011	0,01	0,004	0,003	0,003
Пакеты ВАЗ	0,10	0,03	0,30	0,01	0,02	0,04	0,04	0,04
Кордовые отходы	0,73	0,20	0,50	0,01	0,01	0,03	0,03	0,04
Железнодорожные рельсы	0,68	0,24	0,91	0,02	0,029	0,04	0,05	0,07

При расчете состава металла в завалке определяли суммарную массу каждого i -го элемента в используемой металлошихте и в оставляемом болоте. Определив суммарную массу каждого i -го элемента металлошихты, определяли процент каждого i -го элемента.

Угар отдельных элементов металлошихты можно определить двумя способами:

1. По данным о среднем содержании отдельных элементов в различных видах металлошихты рассчитывается средний состав. По результатам взятия пробы химического состава металла угар рассчитывается как разность между средним значением элемента в металлошихте и в пробе металла.

Данный способ не позволяет разделить угар элементов на угар с переходом оксида в шлак и угар с переходом оксида в пыль в систему газоочистки.

2. По отобраным пробам химического состава шлака также можно определить массу каждого окислившегося элемента.

Массы элементов, перешедших в шлак после их окисления, определяют по формуле:

$$m_{\text{э}}^{\text{ш}} = R_{\text{окс}}^{\text{ш}} \cdot \frac{M_{\text{окс}}}{M_{\text{э}}} \cdot m_{\text{ш}} / 100, \quad (1)$$

где $R_{\text{окс}}^{\text{ш}}$ – процентное содержание оксида в шлаке; $M_{\text{окс}}$ – молекулярная масса оксида; $M_{\text{э}}$ – атомная масса элемента; $m_{\text{ш}}$ – масса шлака.

При расчетах необходимо учесть оксиды, загруженные в печь в процессе плавки. Аналогичным образом по составу пыли определяются элементы, попавшие после окисления в пыль.

Недостатком данного способа является недостаточно точное определение количества элементов, перешедших при окислении в пыль, так как в отличие от проб шлака состав пыли и ее количество можно определить, как средние за большое количество плавов.

Используя данные, полученные по двум методам определения угара в 100-т дуговой сталеплавильной печи № 3 ОАО БМЗ, авторами и другими сотрудниками НИЛ ТТМП БНТУ были определены усредненные значения угара элементов из металлошихты (таблица 2).

Таблица 2 – Средние значения угара отдельных элементов из металлошихты

Элемент	C	Mn	Si	Cr	P	S
Угар, %	75	80	99	47	77	24

Суммарное содержание железа в шлаке и пыли $\sum m_{\text{Fe}}^{\text{ш+п}}$ определяется по формуле, кг:

$$\sum m_{\text{Fe}}^{\text{ш+п}} = m_{\text{Fe}}^{\text{ш}} + m_{\text{Fe}}^{\text{п}}. \quad (2)$$

По пробам шлака было определено содержание железа в шлаке на плавку в зависимости от массы шлака:

$$m_{\text{Fe}}^{\text{ш}} = \frac{0,778 \cdot m_{\text{ш}} \cdot (\% \text{FeO})_{\text{ш}}}{100}, \quad (3)$$

где $m_{\text{Fe}}^{\text{ш}}$ – содержание железа в шлаке (в виде оксида), кг; $(\% \text{FeO})$ – содержание FeO в шлаке.

Среднее содержание FeO в шлаке составило 21,9 %, средняя масса железа перешедшего в шлак – 1,8 тонны, а средний угар 1,5 %.

Содержание железа в пыли $m_{\text{Fe}}^{\text{п}}$ определяется по формуле:

$$m_{\text{Fe}}^{\text{п}} = \frac{m_{\text{п}} \cdot (\% \text{Fe}_{\text{общ}})_{\text{п}}}{100}, \quad (4)$$

где $m_{\text{п}}$ – масса пыли, кг/т.

Анализ заводских данных ОАО БМЗ за различные годы показал, что общее содержание железа в пыли изменялось от 39 до 20 %. От одной сталеплавильной печи образуется более 7000 т пыли в год. Удельный показатель пылеобразования для расчетов можно принять 8,2 кг/т годной стали.

С учетом этого количество железа в пыли:

$$m_{\text{Fe}}^{\text{п}} = \frac{8,2 \cdot (39 \dots 20)}{100} = 3,2 \dots 1,64 \text{ кг/т или } 0,32 \dots 0,16 \text{ \%}.$$

Суммарный угар железа составил, %: $\sum m_{\text{Fe}}^{\text{ш+п}} = 1,5 + 0,27 = 1,77$.

Значения расходного коэффициента металлошихты определяется расходными коэффициентами конкретных видов металлошихты с учетом их доли в металлозавалке. Некоторые значения расходных коэффициентов представлены в таблице 3. Наибольшее значение расходного коэффициента характерно для металлизированных окатышей и в первую очередь связано с большим количеством оксидов (преимущественно SiO_2), содержащихся в окатышах и переходящих

в шлак в процессе плавки, а также повышенным содержанием углерода.

Технологические приемы позволяют в некоторых пределах влиять на расходные коэффициенты металлозавалки.

В работе [5] представлены данные по влиянию массы болота на расходный коэффициент металлошихты. В частности, показано, что увеличение количества болота снизило как расходный коэффициент, так и содержание фосфора в металле при том же количестве оксида фосфора в шлаке.

Таблица 3 – Средние значения расходных коэффициентов K_i для некоторых видов металлошихты

Наименование категории	Значение K_i
Чугун переделный НЛМК	1,073
Лом категории А	1,049
Лом категории А (ж/д лом)	1,047
Лом категории А (К) (пакеты)	1,031
Лом категории А (оборотный)	1,040
Лом категории Б1, Б2, Б3	1,055
Окатыши металлизированные	1,136

В работе [6] получено подтверждение о положительном влиянии увеличения доли шредерованного (измельченного) лома на снижение расходного коэффициента металлошихты.

Отметим, что сами по себе расходные коэффициенты не свидетельствуют о преимуществах использования того или иного вида металлошихты, так как их необходимо рассматривать в совокупности с ценой и технологической и энергетической ценностью.

В работе [7] приведены данные о расходных коэффициентах и выходе годного при различной шихтовке 100-т электродуговых печей ОАО БМЗ и других заводов, а также условные затраты на различные виды металлошихты при выплавке рядовых марок. Показано, что, несмотря на повышенный угар таких видов металлошихты как стружка, затраты при ее использовании могут быть снижены на 7–8 % за счет ее цены [7].

Угар отдельных элементов металлошихты в основном определяется активностью FeO и температурой. Активность FeO в свою очередь помимо концентрации FeO существенно зависит от основности шлака.

Для снижения угара отдельных компонентов могут использоваться свои подходы. Например, известно [8], что существует зависимость между угаром Cг металлошихты и остаточным содержанием P в жидком металле на выпуске. Чем ниже остаточное содержание P, тем выше угар Cг металлошихты.

Для многих плавок глубокая дефосфорация нецелесообразна в связи с тем, что допускаемый предел (нормативные требования для данной марки стали) по содержанию P в металле ограничивается более высокими значениями. Таким образом [8], угар Cг можно уменьшить при условии, что количество P в металле будет находиться на более высоком уровне.

По данным [9] возможный угар железа при содержании углерода $\approx 0,02$ % на выпуске металла из печи может составить 10 % и выше.

Производственные данные показывают, что минимальному содержанию углерода на выпуске соответствует максимальное значение угара металлошихты, поэтому необходимо для вспенивания шлака дополнительно использовать науглероживатель, вдуваемый в расплав.

Таким образом, проведенные исследования позволили определить наиболее существенные факторы, относящиеся как к физическим процессам тепло- и массопереноса, так и к технологическим параметрам процесса.

Список литературы

1. **Свяжин, А.Г.** Механизм образования пыли при производстве стали / А.Г. Свяжин // Сталь. – 1999. – № 12. – С. 78–81.

2. **Бикеев, Р.А.** Угар металла и тепломассоперенос в рабочем пространстве сверхмощных дуговых сталеплавильных печей / Р.А. Бикеев, В.С. Чередниченко, М.Г. Кузьмин // Электротехнология. – 2014. – № 3. – С. 12–17.

3. Выймов, С.В. О снижении угара железа в дуговых сталеплавильных печах / С.В. Выймов, В.П. Карасев // *Электротехнология*. – 2014. – № 10. – С. 9–13.

4. Угар металла и нагрев шихты в расплаве в дуговых электропечах / В.А. Сериков [и др.] // *Электротехнология*. – 2015. – № 9. – С. 2–8.

5. Стеблов, А.Б. Работа электродуговой сталеплавильной печи с жидким остатком металла / А.Б. Стеблов // *Литье и металлургия* (82). – 2016. – С. 66–71.

6. Стеблов, А.Б. Эффективность работы электродуговой плавильной печи от качества шихты / А.Б. Стеблов // *Литье и металлургия*. – 2016. – № 3. – С. 58–62.

7. Стеблов, А.Б. Пути снижения затрат при выплавке стали / А.Б. Стеблов, А.В. Матейко, Э.А. Стеблова // *Металлург*. – 2006. – № 11. – С. 47–50.

8. Воскобойников, В.Г. Общая металлургия: Учебник для вузов – 4-е изд., перераб. и доп. / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. – М.: Металлургия, 1985. – 480 с.

9. Бигеев А.М. Математическое описание и расчеты сталеплавильных процессов. Учебное пособие для вузов. – М.: Металлургия, 1982. – 160 с.

References

1. Svyazhin, A.G. *Mekhanizm obrazovaniya pyli pri proizvodstve stali* [Dust generation mechanism in steelmaking] // *Stal' = Steel*. – 1999. – No. 2. – P. 78–81.

2. Bikeev, R.A. *Ugar metalla i teplomassoperenos v rabochem prostanstve sverhmoshchnyh dugovyh staleplavil'nyh pechej* [Metal waste and heat and mass transfer in the working space of heavy-duty steel-arc furnaces] / R.A. Bikeev, V.S. Cherednichenko, M.G. Kuz'min // *Elektrometallurgiya = Electrometallurgy*. – 2014. – No. 3. – P. 12–17.

3. Vyjmov, S.V. *O snizhenii ugara zheleza v dugovyh staleplavil'nyh pechah* [Reduction of iron waste in arc steel-making furnaces] / S.V. Vyjmov, V.P. Karasev // *Elektrometallurgiya = Electrometallurgy*. – 2014. – No. 10. – P. 9–13.

4. Ugar metalla i nagrev shihty v rasplave v dugovyh elektropechah [Metal waste and heating of the charge in the melt in electric arc furnaces] / V.A. Serikov [et al.] // *Elektrometallurgiya = Electrometallurgy*. – 2015. – No. 9. – P. 2–8.

5. Steblov, A.B. Rabota elektrodugovoj staleplavil'noj pechi s zhidkim ostatkom metalla [Operation of an electric arc steelmaking furnace with a liquid metal residue] / A.B. Steblov // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy* (82). – 2016. – P. 66–71.

6. Steblov, A.B. Effektivnost' raboty elektrodugovoj plavil'noj pechi ot kachestva shihty [The efficiency of the electric arc melting furnace on the quality of the charge] / A.B. Steblov // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*. – 2016. – No. 3. – P. 58–62.

7. Steblov, A.B. Puti snizheniya zatrat pri vyplavke stali [Ways to Reduce Steel Smelting Costs] / A.B. Steblov, A.V. Matejko, E.A. Steblova // *Metallurg = Metallurgist*. – 2006. – No. 11. – P. 47–50.

8. Voskoboynikov, V.G. Obshchaya metallurgiya: Uchebnik dlya vuzov – 4-e izd., pererab. i dop. [General metallurgy: Textbook for universities - 4th ed., Revised. and add.] / V.G. Voskoboynikov, V.A. Kudrin, A.M. Yakushev. – Moscow: Metallurgiya Publ., 1985. – 480 p.

9. Bigeev A.M. Matematicheskoe opisanie i raschety staleplavil'nyh processov. Uchebnoe posobie dlya vuzov [Mathematical description and calculations of steelmaking processes. Textbook for universities.]. – Moscow: Metallurgiya Publ., 1982. – 160 p.

Послупила 20.07.2020

Received 20.07.2020

ПРИМЕНЕНИЕ РОТАЦИОННЫХ НАКЛОНЯЮЩИХСЯ ПЕЧЕЙ ДЛЯ ПРЯМОГО ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА ИЗ ОКАЛИНЫ И ШЛАМОВ

С.Л. РОВИН, д-р техн. наук

Белорусский национальный технический университет

Л.Е. РОВИН, канд. техн. наук

Гомельский государственный технический университет им. П.О. Сухого

В статье представлены основы нового малотоннажного технологического процесса прямого получения железа (железоуглеродистых сплавов) из дисперсных железосодержащих отходов, который в отличие от традиционных методов не требует предварительной подготовки и окомковывания сырья. Весь двухстадийный процесс твердо-жидкофазного восстановления осуществляется в одном агрегате – ротационных наклоняющихся печах (РНП) нового поколения, без остановок и перегрузок. Рециклинг в РНП может осуществляться децентрализованно и рентабельно даже при небольших объемах образования и накопления металлоотходов, причем непосредственно на предприятиях-источниках этих отходов, что позволяет исключить затраты на их сбор, транспортировку, гомогенизацию и подготовку к переработке.

Ключевые слова: *рециклинг, металлоотходы, дисперсность, восстановление, плавка, ротационные печи, экология.*

APPLICATION OF ROTARY TILTING OVENS FOR DIRECT PRODUCTION OF IRON FROM SCALE AND SLUDGE

S.L. ROVIN, Dr. of Engineering Sciences

Belarusian National Technical University

L.E. ROVIN, Ph. D in Technical Sciences

Gomel State Technical University named after Sukhoi

The article presents the basics of a new small-tonnage process for the direct production of iron (iron-carbon alloys) from dispersed iron-containing wastes, which, unlike traditional methods, does not require preliminary preparation and pelletizing of raw materials. The entire two-stage process of solid-liquid phase recovery is carried out in one unit – a new generation of rotary tilting furnaces

(RTF), without stops and replacement. Recycling in RTF can be carried out in a decentralized and cost-effective manner even with small volume of generation and accumulation of metal wastes, and directly at the enterprises-sources of these wastes, which eliminates the costs of their collection, transportation, homogenization and preparation for processing.

Keywords: *recycling, metal wastes, dispersion, recovery, melting, rotary furnaces, ecology.*

Введение. Ресурсосбережение – проблема, актуальность которой в современном мире трудно переоценить. Остаются нерешенными задачи по сокращению удельного потребления металлов и переработке образующихся и накопленных в отвалах отходов. Затраты можно значительно сократить путем восстановления и возвращения содержащихся в отходах металлов в промышленный оборот, т.е. создания системы рециклинга. Одна тонна переработанных металлоотходов позволяет экономить более 1,5 т железной руды и 600 кг кокса [1]. Стоимость окалины сегодня примерно в десять раз меньше стоимости агломерата – исходного сырья для доменных печей, полученного из руды и присадок, а металлургической пыли и шламов – в десять раз дешевле окалины.

Еще большее значение имеет экологический аспект проблемы рециклинга металлоотходов, в первую очередь, отходов производства и обработки черных металлов, если учесть, что сегодня перерабатывается не более 20 % оксидных и многокомпонентных железосодержащих отходов, а все остальное захоранивается на промышленных полигонах и в отвалах предприятий, создавая серьезную угрозу техногенной экологической катастрофы [2].

Основная часть. Несмотря на высокий технический и экономический уровень современной черной металлургии, базирующейся на доменном процессе и двухстадийной схеме производства стали, продолжают интенсивные поиски новых и совершенствование разработанных методов прямого внедоменного безкоксового получения черных сплавов из железорудного сырья. Все разработанные и предлагаемые сегодня методы прямого получения железа условно могут быть разделены на две группы: методы твердофазного восстановления (ТФВ) оксидов железа с получением металлизирован-

ных окатышей или губчатого железа (ГЖ) в твердом виде и жидкофазное восстановление (ЖФВ) с получением чугуна или железоуглеродистого полупродукта в жидком виде [3]. Подобие характеристик дисперсных металлоотходов рудному сырью заставляет изучить опыт, накопленный в бездоменной металлургии железа. Однако анализ известных технологий показывает, что все они ориентированы на непрерывное крупномасштабное производство, предполагающее наличие постоянного источника стабильного по характеристикам сырья, годовые объемы которого должны исчисляться миллионами тонн. Ни один из созданных в последнее время способов не является технически и экономически способным решить проблему рециклинга малотоннажных разносортных дисперсных металлоотходов, образующихся на сотнях и тысячах машиностроительных, металлообрабатывающих и электрометаллургических предприятий.

Если плотный кусковой металлолом уже давно превратился в ценный шихтовый материал, даже предмет экспорта, то переработка дисперсных отходов (стружки, окалины, ржавчины, шламов, аспирационной и абразивной пыли и т.п.) представляет серьезные трудности для традиционных плавильных агрегатов. Сегодня перерабатывается с различной эффективностью лишь около 50–60 % стружки и мелкого скрапа – наиболее ценной части дисперсных металлоотходов [4].

Стружка и мелкий скрап чаще всего готовятся к плавке путем холодного или горячего брикетирования. Однако холодные брикеты дают весьма незначительные плюсы: они имеют низкую прочность и плотность ($< 5000 \text{ кг/м}^3$), высокое содержание масел и влаги ($> 3 \%$), нестабильный химсостав и т.д. Горячее прессование позволяет повысить прочность и плотность (до 6500 кг/м^3) брикета, однако качество его не достигает качества плотного кускового лома, себестоимость же практически равна стоимости первичных шихтовых материалов (передельного и литейного чугуна). Применение брикетов в металлургии и литейном производстве имеет ряд ограничений, их доля при плавке, как правило, ограничивается 5–15 % от массы металлозавалки.

Переработка оксидных и многокомпонентных железосодержащих отходов (окалины, шламов, пыли) в настоящее время осу-

ществляется только на комбинатах полного металлургического цикла и предполагает централизованный (в рамках страны или региона) сбор, транспортировку к местам переработки, хранение, сортировку, усреднение, дробление, удаление влаги и масел, перемешивание с восстановителем и связующим, смешивание с рудным концентратом, окатывание или агломерирование и только затем восстановительную плавку с получением чугуновой или стальной чушки – шихты для литейного и металлургического производства. Подобная система является достаточно сложной, а продукция – зачастую дороже первичных шихтовых материалов, полученных из рудного сырья.

Единственной альтернативой, способной кардинально изменить ситуацию и действительно обеспечить рентабельный рециклинг дисперсных металлоотходов, является создание принципиально новой гибкой универсальной технологии и соответствующего оборудования (плавильных печей), способных эффективно перерабатывать (восстанавливать и переплавлять) относительно небольшое количество неподготовленных, разнородных отходов с получением чугуновых или стальных шихтовых слитков, являющихся равноценной заменой дорогостоящих первичных шихтовых материалов и качественного кускового лома.

Решение поставленной задачи потребовало нового взгляда на дисперсные металлоотходы. Наряду с традиционным анализом химического и фазового состава, истинной и насыпной плотности отходов были проведены исследования гранулометрии, формы, структуры, пористости и микропористости частиц, их удельной поверхности, адгезионных и аутогезионных свойств, скорости витания, которые при традиционных методах переработки практически не попадали в сферу интересов производителей.

При переносе обработки на уровень отдельно взятой частицы многие свойства металлоотходов, традиционно считавшиеся негативными: высокое содержание масел, неоднородность структуры, низкая прочность и измельчение в процессе механического воздействия, пористость – приобретают положительное значение.

При высокой дисперсности и пористости частиц значительно увеличивается их поверхностная активность. В результате скорость теплообмена и гетерогенных восстановительных процессов

увеличивается на два-три порядка. В соответствии с новой концепцией процесс восстановления дисперсных пористых частиц развивается не по классической схеме восстановления тела с непрореагировавшим ядром, предполагающей постоянное уменьшение реакционной поверхности по мере увеличения толщины (глубины) восстановленного слоя и соответствующее замедление процесса, а по квазигомогенной схеме, согласно которой восстановительные процессы развиваются одновременно во всем объеме дисперсной оксидной частицы за счет развитой реакционной поверхности и пористости, включая микропористость до диаметров пор, соизмеримых с длиной свободного пробега молекул, обеспечивающих ускорение переноса газообразных восстановителей CO и H₂ (вплоть до кнудсеновского режима) и твердого дисперсного углерода с развитием прямого восстановления и транспортных химических реакций с участием H₂.

В целом процесс восстановления может быть разделен на следующие стадии: макрперенос тепла и восстановителя к поверхности оксидных частиц; диффузия восстановителя через поры и поверхностную пленку к реакционной поверхности; адсорбция восстановителя на реакционной поверхности; химическая реакция восстановления; диффузия ионов Fe⁺⁺ и редиффузия ионов O²⁻ в твердом теле; десорбция продуктов реакции с реакционной поверхности; редиффузия продуктов реакции через поверхностную пленку; отвод продуктов реакции от поверхности восстанавливаемых частиц. За исключением первого и последнего процессов все остальные совершаются на микроуровне [5].

Структурная неоднородность, характерная для большинства оксидных и многокомпонентных железосодержащих отходов (и окалины, и шламов, и пылей), наличие многочисленных поверхностных и внутренних дефектов, несплошностей, макро- и микропористости, которая, как правило, является открытой и сквозной, обеспечивает высокие значения удельной реакционной поверхности и скорости процесса восстановления. Так, в частицах прокатной окалины и шламов БМЗ толщиной 1–2 мм были выявлены несплошности и поры с размерами от 10–20 нм до 0,1–0,2 мм, при этом их удельная поверхность достигает 1,5–2,5 м²/г (рисунок 1, а). Еще более развитую поверхность имеют аспирационные пыли плавильных

печей – до 300–500 м²/г, в то время как у окатышей диаметром 10–15 мм она не превышает 0,1–0,3 м²/г. Нагрев в динамическом слое (при постоянном перемешивании) приводит к дополнительно-му измельчению металлоотходов и твердого восстановителя. В процессе восстановления оксидов железа пористость и удельная поверхность частиц увеличивается еще в 2–3 раза, благодаря уменьшению мольных объемов при переходе от высших оксидов к железу с 21,8 см³/моль у Fe₂O₃ до 7,2 см³/моль у Fe, что облегчает перенос восстановителя вглубь восстанавливаемой частицы и способствует развитию процесса в противовес тормозящему влиянию образующегося восстановленного слоя (рисунк 1, б).

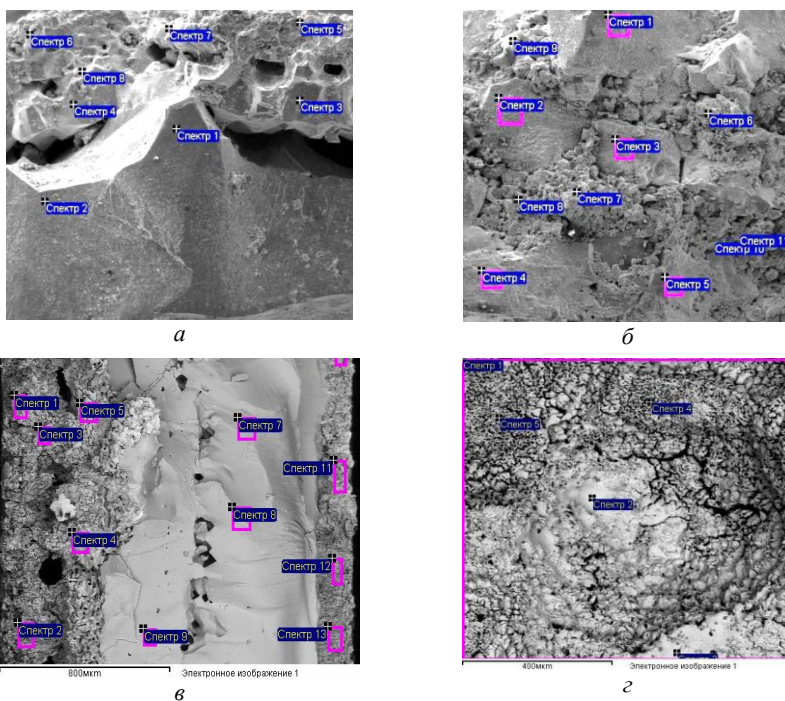


Рисунок 1 – Структура частицы окалины:
а, б – излом и поверхность окалины до восстановления; *в, г* – излом и поверхность частично восстановленной окалины (степень восстановления 85 %)

Немаловажное значение имели исследования процесса восстановления оксидов в динамическом продуваемом слое, которые показали, что скорость восстановления и степень металлизации в таких условиях увеличиваются примерно в 1,5 раза по сравнению с восстановлением в неподвижном слое предварительно перемешанных материалов, и в 3–4 раза относительно восстановления при послойном расположении оксидов и восстановителя. В лабораторных условиях в динамическом слое степень металлизации окалина при температурах 1050–1150 °С уже через 15–20 мин составляла 30 %, а через 40–45 мин достигала 90–95 %, что в 5–8 раз превышает скорость восстановления тех же материалов в окомкованном виде [5].

Исследования выявили также ускоряющее влияние водорода на процесс твердофазного восстановления, который при температурах более 850–900 °С не только сам является более эффективным восстановителем, чем СО, но увеличивает долю и усиливает влияние прямого восстановления оксидов твердым углеродом, играя роль транспорта восстановителя в химических реакциях, обеспечивая в процессе конверсии водяных паров твердым углеродом образование H_2 и СО. В присутствии водорода скорость и степень металлизации при аналогичных режимах, увеличивалась на 10–20 %. Кроме того, водород создает условия для связывания и удаления серы.

Была установлена экспоненциальная зависимость между степенью восстановления оксидов железа и температурой, а также продолжительностью процесса, для диапазона температур от 800 до 1300 °С. Установленный характер зависимости оказался справедливым для всех видов исследованных железосодержащих отходов (окалина, шлама, аспирационной пыли) и твердых восстановителей (графита, кокса, антрацита, угля, лигнина) [5]:

$$\eta = 1 - \exp(-\alpha T_{\text{пр}}^{\beta}),$$

где η – степень восстановления, т.е. отношение массы восстановленного железа ($Fe_{\text{мет}}$) к общему содержанию железа в материале ($Fe_{\text{общ}}$); $T_{\text{пр}}$ – приведенная температура в объеме восстанавливаемого материала; α и β – эмпирические коэффициенты, отражающие влияние дисперсности и пористости восстанавливаемого материала,

реакционной способности восстановителя и состава газов в зоне восстановления – рабочем пространстве печи.

Факторами, оказывающими наиболее заметное влияние на скорость процесса, являются дисперсность и удельная реакционная поверхность оксидов, а также дисперсность и реакционная способность восстановителя.

Реализовать перечисленные преимущества дисперсных материалов и выявленные закономерности их нагрева и восстановления в традиционных шахтных или отражательных топливных, и тем более электрических, печах не представляется возможным. Сравнительный анализ показал, что наиболее перспективными агрегатами для обработки полидисперсных, разнородных по плотности и составу металлоотходов и восстановителей являются ротационные наклоняющиеся печи – РНП (рисунок 2). Однако этот сравнительно новый тип печей, появившийся в 90-х годах прошлого века, до недавнего времени использовался лишь для плавки цветных сплавов. Процессы теплообмена, происходящие в этих печах, были мало исследованы, отсутствовали научно-обоснованные методы расчета, представления о движении газов-теплоносителей и материалов в объеме печи носили поверхностный характер.

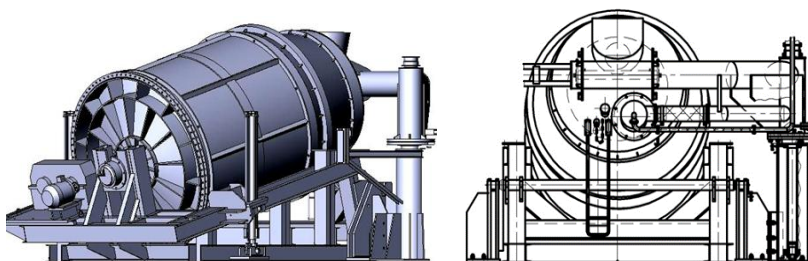
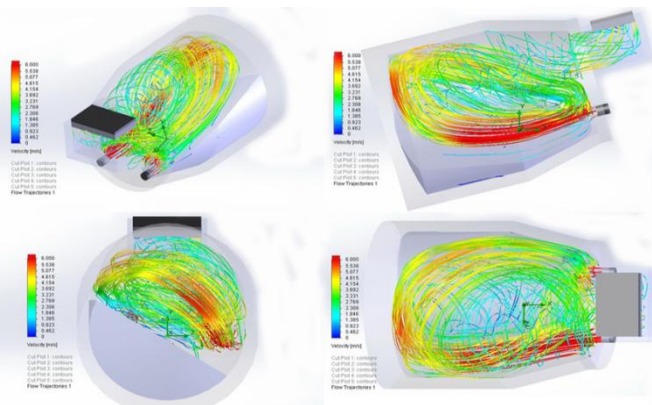


Рисунок 2 – Ротационная наклоняющаяся печь (РНП)
для плавки дисперсных металлоотходов

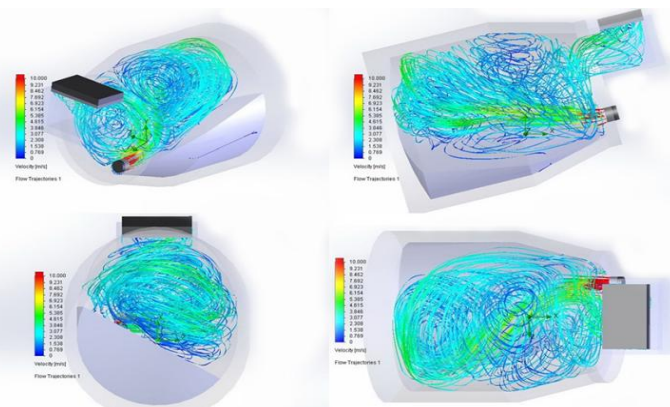
При разработке нового процесса рециклинга были выполнены комплексные исследования особенностей РНП, включая натурные испытания, имитационное и компьютерное моделирование, что позволило выявить закономерности в работе этих печей, определить

факторы, оказывающие наиболее значимое влияние на их эффективность, и оптимизировать их конструкции.

Исследования с помощью ППП ANSYS CFX и Solid Works Flow Simulation позволили получить представление о траектории движения газов, распределении скоростей и температур неизолированного газового потока в печи с учетом ее вращения, геометрии рабочего пространства, расположения слоя и характеристик дисперсных материалов (рисунок 3).



a



б

a – при установке двух горелок; *б* – при установке горелки справа

Рисунок 3 – Траектории движения газов в РНП

В ходе моделирования было выявлено, что важную роль для организации движения газов и, соответственно, интенсификации теплообменных процессов играет расположение (поворот) газовой горелки по отношению к стенкам печи и слою шихты при вращении. Полученные представления о циркуляционном петлеобразном движении газов, зависящем от конструктивных параметров, режимных факторов и положения горелки, характеризуют РНП как агрегат с управляемым вектором потока теплоносителя. Газовый поток в рабочем пространстве РНП вращается как в вертикальной, так и в горизонтальной плоскостях, причем при определенных режимах может происходить смена направления и интенсивности его вращения. Скорости взаимодействия потока газов с материалом при циркуляционном движении в 5–8 раз превышают поступательную (осевую) скорость потока, достигая 25–30 м/с, что соответственно интенсифицирует теплообмен между газовым потоком и поверхностью материала. С другой стороны, высокие скорости вращения газового потока в РНП создают циклонный эффект, благодаря которому более чем в 2 раза снижается вынос из печи высокодисперсных материалов [6].

С целью исследования особенностей движения дисперсных материалов в условиях РНП была разработана методика имитационного моделирования. Прозрачная модель выполнялась на основе принципов гидродинамического подобия ($Re_{\text{мод}} \approx Re_{\text{РНП}}$). В отличие от печей с горизонтальной осью вращения перемещение материала в РНП происходит не только в плоскости перпендикулярной оси вращения, но и в продольном направлении – материал совершает винтовое возвратно-поступательное движение (рисунок 4). Скорости циркуляции (вращения) слоя в ротационных печах в 3 и более раз превышают скорость вращения корпуса печи (пропорционально отношению диаметра корпуса печи к приведенному диаметру слоя) и изменяются как в пределах одного сечения, так и по мере продвижения от горловины печи к днищу.

В результате активного перемешивания материала в РНП выравнивание температуры по всему объему требует не более 5–10 оборотов печи. По данным, полученным при эксплуатации РНП на Го-

мельском литейном заводе «Центролит», объемный коэффициент теплопередачи (α_v) при нагреве чугунной стружки составил около 2500–3000 Вт/(м³·К), в то время как для неподвижного слоя стружки он не превышает 3–5 Вт/(м³·К). Две тонны стружки нагревались в РНП до температуры 750–850 °С за 10–15 мин. КПД печи при нагреве дисперсных материалов достигает 49–51 %, что существенно выше показателей камерных и даже короткобаранных печей с прямоточным движением газов [7].

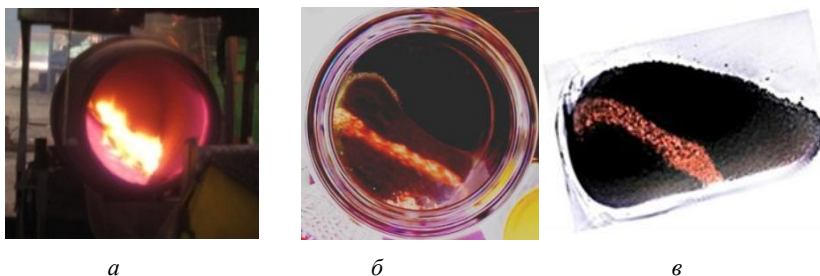


Рисунок 4 – Положение дисперсного материала во вращающихся печах:
а – стружка при нагреве в РНП; б, в – имитационная модель, соответственно, фронтальный вид и вид сбоку

Для определения количественных характеристик движения дисперсных материалов в РНП, что необходимо для получения реальных параметров теплообмена и оптимизации конструкции печей, было проведено компьютерное моделирование с использованием ППП CD-Adapco Star CCM+ и метода DEM (конечных элементов). Расчет выполнялся на основе мгновенного баланса сил тяжести, инерции, упругих сил взаимодействия с другими частицами и сил внешнего трения [8]. Частицы при этом рассматривались как твердые упругие тела, размер которых задавался по данным натуральных экспериментов с учетом масштабного фактора. Рассматривалось поступательное и вращательное движение частиц. В расчете учитывались также силы аутогезии и адгезии. В качестве исходных данных использовались результаты имитационного моделирования и натуральных экспериментов на РНП-0,5.

В результате впервые были получены не только принципиальные представления о характере движения слоя дисперсных материалов в

ротационных печах с наклонной осью вращения и структуре слоев по всей длине печи, но и количественные характеристики траекторий и скоростей движения отдельных частиц (рисунок 5), а также процесса перемешивания (конвекции) материала в слое, и их взаимосвязи с параметрами работы и конструкции печи. Было выявлено, что скорости движения частиц в ядре и на периферии слоя могут отличаться в десятки и даже сотни раз, однако четкой границы между зонами не существует. Установлено, что значительное повышение скорости и эффективности нагрева материалов в ротационных печах обусловлено не только повышением эффективности теплоотдачи от газов-теплоносителей слою материалов, но прежде всего эффективностью проникновения тепла внутрь слоя материала, т.е. интенсивностью перемешивания материала (рисунок 6).

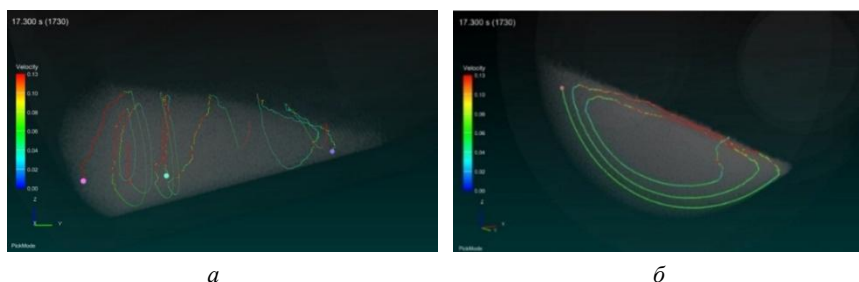


Рисунок 5 – Траектории движения частиц дисперсного материала в РНП:
а – вид сбоку, вдоль оси вращения печи (выборка по 3 частицам);
б – вид со стороны дна печи

Анализ процесса движения материала и перемешивания слоя в РНП позволяет не только получить качественную и количественную оценку переноса тепла за счет конвекции – смешивания более горячих внешних слоев, получающих тепло от газового потока с менее прогретыми внутренними слоями материалов, но и, например, оценить время, необходимое для введения флюсов и восстановителей, и определить равномерность их распределения в объеме.

Комплексные исследования позволили получить новые данные о скоростях и траектории движения газов и материалов в РНП, новые представления о структуре и конфигурации слоя, а также процессах

смешивания дисперсных материалов. Кроме того, были установлены оптимальные геометрические параметры рабочего пространства печей, требования к мощности, месту расположения и углу поворота горелки, размерам выходного патрубка.

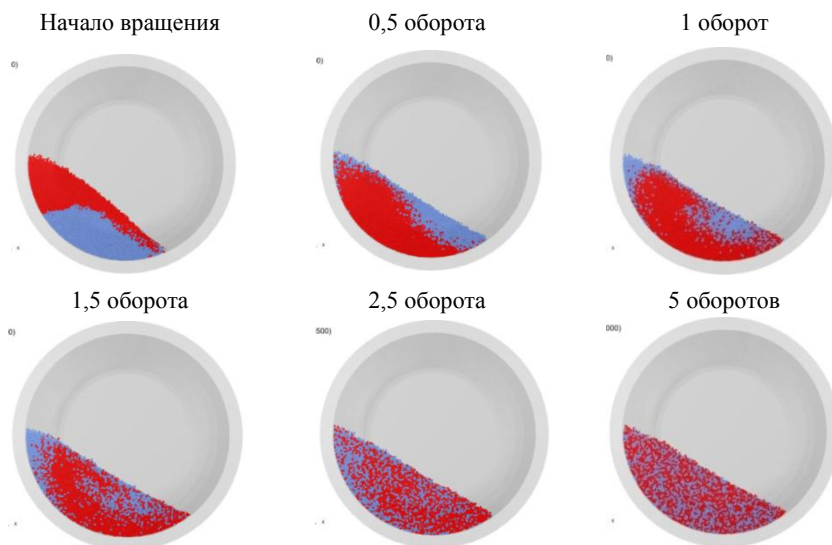


Рисунок 6 – Интенсивность перемешивания материала в РНП (сечение у дна печи)

Благодаря высокой технологической мобильности РНП является агрегатом, который позволяет осуществить процесс восстановления в наиболее энергетически выгодном режиме. Оработка технологических режимов восстановления железосодержащих отходов проводилась в условиях максимально близких к реальным производственным, для чего была разработана и изготовлена опытно-промышленная ротационная наклоняющаяся печь РНП-0,5, позволившая в производственных условиях отработать режимы восстановления оксидов железа и сложных соединений, образующихся в шламах и пылих.

Рециклинг, осуществляемый в РНП, представляет собой последовательное сочетание твердо- и жидкофазного восстановления в

одном агрегате без остановок и перегрузок в отличие от большинства агрегатов прямого восстановления, применяемых в металлургии, за исключением энергозатратных установок жидкофазного восстановления (таких как «POMELT», «AUSMELT» или «HISMELT»). Выявленные закономерности и особенности твердофазного восстановления дисперсных железосодержащих отходов в динамическом слое и уникальные возможности, которые демонстрируют ротационные наклоняющиеся печи при термической обработке полидисперсных материалов, позволили реализовать высокоскоростной непрерывный двухстадийный (ТФВ + ЖФВ) процесс рециклинга.

В качестве исходных материалов в процессе рециклинга оксидных и многокомпонентных отходов в РНП, помимо собственно железосодержащего сырья, используются твердый восстановитель и флюсы, возможно также применение ингибиторов окислительных реакций, например, алюминия, который, активно окисляясь, не только забирает кислород у оксидов железа, но и значительно повышает температуру в зоне реакции, что увеличивает скорость восстановления железа и других компонентов. В качестве восстановителя могут использоваться коксик, отходы графита, отсеv угля и антрацита, лигнин, торф и т.д. Предварительная подготовка сырья не требуется. Более того при использовании замасленной стружки или окалины сокращаются удельные затраты топлива пропорционально содержанию масла.

Длительность процесса твердофазного восстановления в РНП составляет около 2–2,5 ч. Условия в печи в этот период соответствуют режиму получения губчатого железа. Исследования показали, что переход из диапазона 800–900 °С, характерного для большинства известных процессов ТФВ, в зону 1100–1200 °С увеличивает скорость восстановления дисперсных материалов более чем в 2 раза, что говорит о неэффективности длительной выдержки материала при температурах начала металлизации (800–900 °С). В отличие от трубчатых печей, установок шахтного типа и агрегатов кипящего слоя РНП обеспечивают возможность проведения твердофазного восстановления при температурах выше 1100 °С. Скорость процесса твердофазного восстановления в смеси дисперсных материалов значительно (в 3–5 раз) выше, чем в известных агрегатах получения

губчатого или кричного железа из окускованного сырья. Переход к динамическому, постоянно перемешиваемому слою дисперсных материалов, позволяет увеличить скорости восстановления еще в 1,3–1,5 раза. Наилучшими восстанавливающими способностями в диапазоне температур 1000–1300 °С обладает графит, затем по убывающей: кокс, антрацит, лигнин.

При восстановлении в стационарном слое повышение температур до 1100 °С и более вызывает опасность спекания материала (образования крицы), после чего процесс восстановления практически останавливается. В ротационных наклоняющихся печах процесс твердофазного восстановления сопровождается интенсивным перемешиванием слоя, а переход в жидкую фазу осуществляется при высокой скорости нагрева (до 2–3 К/с), что препятствует развитию спекания и переходу в кричную стадию.

Завершающей стадией процесса рециклинга является расплавление и жидкофазное довосстановление, а также, если требуется, рафинирование и доводка расплава до заданного состава. Переход к жидкой фазе осуществляется, когда степень металлизации оксидов достигает 75–85 %. Производится догрузка в РНП оставшейся (расчетной) части восстановителя и флюсов, увеличение расхода природного газа до максимума при соотношении «газ/воздух» 1/7–1/6 и обогащении дутья кислородом (до количества, требуемого для полного сжигания топлива, примерно 6–7 % от стехиометрического количества воздуха). Температура в печи при этом за 5–10 мин повышается от ~1200 до 1700–1800 °С. Материал расплавляется, образуется вспененный шлак и в течение 30–45 мин проводится процесс жидкофазного восстановления.

Полученные в РНП массовые скорости восстановления FeO составляют около 0,2–0,3 кг/с, что соответствует известным экспериментальным данным для капли чугуна в шлаке и примерно в 4 раза ниже скоростей, полученных для электрокапиллярного движения. В сравнении с восстановлением продувкой СО или графитовым тиглем скорость восстановления в РНП оказалась выше соответственно в 6 и ~10 раз.

Место и отличия разработанного двухстадийного твердо-жидкофазного способа рециклинга дисперсных металлоотходов в РНП от известных технологий прямого восстановления оксидных материа-

лов можно представить с помощью диаграммы Fe-C, приведенной на рисунке 7, выделив условно зоны, в которых реализуются эти процессы с учетом их температурных и концентрационных режимов. Области реализации процессов восстановления в РНП выделены жирной заливкой: область ТФВ – РНП I, далее «кричный переход» и область ЖФВ – РНП II, наконец, при получении низкоуглеродистого полупродукта (без науглероживания на стадии ЖФВ) или стали – область, выделенная пунктиром, РНП III. Конкретный выбор зоны (РНП II) или (РНП III) зависит от того, какой продукт (сталь или чугун) хочет получить в результате рециклинга производитель.

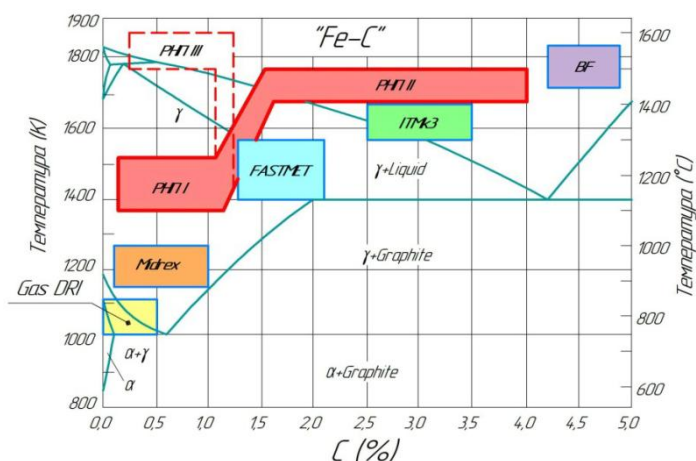


Рисунок 7 – Технологический интервал получения железоуглеродистых сплавов в РНП

Усредненные по данным контрольных плавки значения удельного расхода материалов и энергоносителей на восстановительную плавку прокатной окалины в РНП представлены в таблице 1. Температура расплава на выпуске из печи составляла 1450–1550 °С, в зависимости от получаемого сплава. Температура газов на выходе из дымоотводящего патрубка – 700–1600 °С (изменяется по ходу плавки). Рафинирование во время экспериментальных плавки не

проводилось. Выход жидкого металла из окалины при соблюдении оптимальных параметров процесса достигал 90–91 % от железа общего ($Fe_{\text{общ.}}$) в исходном сырье.

Таблица 1 – Удельные затраты материалов и энергоносителей на получение 1 т металла из окалины

Материалы	Удельный расход
1. Сырье – окалина, кг	1550–1700
2. Восстановитель – коксик, электродный бой, отсев угля и т.п., кг	600–700
3. Флюсы и присадки – известняк, доломит, плавиковый шпат, стекольный бой и т.п., кг	100–150
4. Топливо – природный газ, м ³	200–220
5. Кислород, м ³	35–45
6. Электроэнергия, кВт·ч	15

Без проведения науглероживания расплава содержание углерода в полученном из окалины сплаве колебалось в пределах 0,2–1,0 % (при этом в некоторых плавках был получен металл с содержанием С менее 0,1 %). При науглероживании жидкого расплава содержание С может быть доведено до 3,0–3,8 %. Среднее содержание остальных элементов составляло, масс. %: Si – 0,1–0,5; Mn – 0,02–0,2; S – 0,04–0,07; P – 0,01–0,02; Cu – 0,1–0,3; Cr – 0,01–0,02; Ni – 0,1–0,2. Остаточное содержание оксидов железа не превышало 1–2 %. Низкое содержание серы, несмотря на использование в качестве восстановителя коксика, объясняется условиями, которые поддерживаются в РНП на стадии жидкофазного восстановления – высоко активный вспененный шлак при основности, близкой к двум, и кислородное дутье, а также низким содержанием серы в исходном сырье. Благодаря этому сера, содержащаяся в топливе, частично удаляется с отходящими газами, частично (~ 30 %) переходит в шлак.

Общий расход твердого восстановителя в процессе восстановительной плавки в РНП распределяется на собственно восстановление – 50–60 %, горение и газификацию – до 30–40 %, пылеунос –

2–4 % (по практическим данным), остальное – выгружается вместе с шлаком [5].

Аналогично описанному выше технологическому процессу рециклинга окалины, в ротационных наклоняющихся печах может быть реализована переработка и других оксидных и многокомпонентных железосодержащих отходов: проржавленной стружки (доменного присада), шлама, сырья, полученного при дроблении и магнитной сепарации металлургического шлака и др.

Процесс рециклинга дисперсных металлических отходов (стружки, мелкого скрапа, обрезков в проволоки, отходов производства дробы, металлической пыли и т.п.), которые содержат относительно небольшое количество оксидов железа и других неметаллических примесей (не более 5–10 %), осуществляется минуя стадию твердофазного восстановления и включает в себя: безокислительный нагрев металлоотходов в присутствии твердого восстановителя (коквик, отсеv угля, антрацита и т.п., до 5–6 % от металлозавалки) до температуры 1150–1200 °С, расплавление шихты путем быстрого повышения температуры за счет обогащения дутья кислородом (до 27–28 %), выдержка расплава до прекращения кипа и слив расплава и шлака. Весь процесс плавки дисперсных металлических отходов занимает в РНП не более 40–45 мин, при этом угар металла не превышает 1,5–2,5 %. При необходимости в РНП может быть проведено науглероживание и рафинирование расплава.

Заключение. Разработанный процесс твердо-жидкофазного рециклинга позволил впервые в мировой практике реализовать рентабельный малотоннажный рециклинг дисперсных оксидных железосодержащих отходов в одном агрегате – РНП, без перегрузок и остановок процесса, без предварительной подготовки и окускования исходного сырья, с использованием в качестве восстановителя отходов твердых углеродсодержащих материалов, с получением железоулеродистых сплавов с выходом металла (чугуна или стали) до 90 % от теоретически возможного [9].

Процесс позволяет вести порционную переработку материалов, что дает возможность осуществлять децентрализованный, в том числе малотоннажный, рециклинг металлоотходов непосредственно на предприятиях, где эти отходы образуются. Наибольшие преимущества разработанные технологии обеспечивают при переработке

дисперсных материалов с размером частиц от 0,05–0,1 до 20–30 мм и содержанием извлекаемого металла не менее 40–45 %.

Внедрение разработанных технологий и получение высококачественных шихтовых материалов или непосредственно литейных сплавов из металлоотходов позволит решить важные экономические и экологические народнохозяйственные задачи: создать новую сырьевую базу для отечественного литейного производства, сократить импорт первичных шихтовых материалов и металлов, организовать безотходный оборот металлов в промышленности, ликвидировать накопленные металлоотходы. В масштабах Беларуси переработка только вновь образующихся железосодержащих отходов позволит ежегодно возвращать в производство до 150–180 тыс. т чугуна и стали. Рентабельность производственных участков по переработке собственных дисперсных металлоотходов, организованных на машиностроительных и металлообрабатывающих предприятиях, составит не менее 40–50 %, а возврат инвестиций – не более 1–2 лет. Производственная мощность таких участков может составлять от 0,5–1 тыс. т до 50–100 тыс. т ежегодно перерабатываемых отходов. Освоение результатов работы позволит получить реальный экономический, экологический и социальный эффект.

Список литературы

- 1. Сырье** для черной металлургии: Справочное издание: в 2-х т. Т.1. Сырьевая база и производство окускованного сырья (сырье, технологии, оборудование) / М.Г. Ладыгичев [и др.]. – М.: Машиностроение, 2001. – 896 с.
- 2. Юсфин, Ю.С.** Промышленность и окружающая среда / Ю.С. Юсфин, Л.И. Леонтьев, П.И. Черноусов. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. – 469 с.
- 3. Курунов, И.Ф.** Состояние и перспективы бездоменной металлургии железа / И.Ф. Курунов, Н.А. Савчук. – М.: Черметинформация, 2002. – 198 с.
- 4. Дьяконов, О.М.** Комплексная переработка стружки и металлосодержащих шламов / О.М. Дьяконов – Минск: Технология, 2012.–262 с.

5. **Ровин, С.Л.** Рециклинг металлоотходов в ротационных печах / С.Л. Ровин. – Минск: БНТУ, 2015. – 382 с.

6. **Ровин, С.Л.** Движение газов в ротационных наклоняющихся печах / С.Л. Ровин, Л.Е. Ровин, В.А. Жаранов // *Литье и металлургия*. – 2016. – № 3. – С.11–19.

7. **Ровин, С.Л.** Движение дисперсных материалов во вращающихся смесителях / С.Л. Ровин, Л.Е. Ровин, В.А. Жаранов // *Вестник ГГТУ им. П.О. Сухого*. – 2018. – № 3. – С. 32–40.

8. **Coupled CFD-DEM modeling: formulation, implementation and application to multiphase flows** / H.R. Norouzi [et al.]. – Chichester, UK: John Wiley & Sons, 2016. – 416 p.

9. **Способ** малотоннажного рециклинга дисперсных железосодержащих металлоотходов без их предварительной подготовки путем твердо-жидкофазного восстановления в ротационной наклоняющейся печи с получением чугуна или стали: Евразийский патент № 0335560 / С.Л. Ровин, А.С. Калиниченко, Л.Е. Ровин; заявитель БНТУ, заявка № 201700350 от 23.06.2017; патент выдан 31.10.2019 // опубликован в Бюллетене ЕПВ «Изобретения (Евразийские заявки и патенты)» № 10/2019.

References

1. **Syr'e dlya chernoj metallurgii: Spravochnoe izdanie: v 2-h t. T.I. Syr'evaya baza i proizvodstvo okuskovannogo syr'ya (syr'e, tekhnologii, oborudovanie)** [Raw materials for ferrous metallurgy: Reference edition: in 2 volumes. Vol. 1. Raw materials base and production of aggregated raw materials (raw materials, technologies, equipment)] / M.G. Ladygichev [et al.]. – Moscow: Mechanical engineering Publ., 2001. – 896 p.

2. **Yusfin, Yu.S. Promyshlennost' i okruzhayushchaya sreda** [Industry and environment] / Yu.S. Yusfin, L.I. Leont'ev, P.I. Chernousov. – Moscow: ИКС «Академкнига», Publ., 2002. – 469 p.

3. **Kurunov, I.F. Sostoyanie i perspektivy bezdomennoj metallurgii zheleza** [State and Prospects of Blast-Free Iron Metallurgy] / I.F. Kurunov, N.A. Savchuk. – Moscow: СHermetinformaciya Publ., 2002. – 198 p.

4. **D'yakonov, O.M.** *Kompleksnaya pererabotka struzhki i metallo-soderzhashchih shlamov* [Integrated processing of shavings and metal-containing sludge] / O.M. D'yakonov. – Minsk: Tekhnologiya Publ., 2012. – 262 p.

5. **Rovin, S.L.** *Recikling metalloothodov v rotacionnyh pechah* [Recycling of metal waste in rotary kilns] / S.L. Rovin. – Minsk: BNTU Publ., 2015. – 382 p.

6. **Rovin, S.L.** *Dvizhenie gazov v rotacionnyh naklonyayushchihsya pechah* [Gas movement in rotary tilt ovens] / *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*. – 2016. – No. 3. – P. 11–19.

7. **Rovin, S.L.** *Dvizhenie dispersnyh materialov vo vrashchayushchihsya smesitelyah* [Movement of dispersed materials in rotating mixers] / S.L. Rovin, L.E. Rovin, V.A. ZHaranov // *Vestnik GGTU im. P.O. Suhogo = Bulletin of Gomel State Technical University named after P.O.Sychoy*. – 2018. – No. 3. – P. 32–40.

8. **Coupled CFD-DEM modeling: formulation, implementation and application to multiphase flows** / H.R. Norouzi [et al.]. – Chichester, UK: John Wiley & Sons, 2016. – 416 p.

9. **Rovin S.L., Kalinichenko A.S., Rovin L.E.** *Sposob maloton-nazhnogo reciklinga dispersnyh zhelezosoderzhashchih metalloothodov bez ih predvaritel'noj podgotovki putem tverdo-zhidkofaznogo voss-tanovleniya v rotacionnoj naklonyayushchejsya pechi s polucheniem chuguna ili stali* [A method of low-tonnage recycling of dispersed iron-containing metal waste without their preliminary preparation by means of solid-liquid reduction in a rotary tilting furnace to obtain cast iron or steel]. Evrazijskij patent No. 10/2019.

Поступила 24.07.2020.

Received 24.07.2020

ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ РАЗНЫХ ВИДОВ ЭНЕРГОРЕСУРСОВ В КАМЕРНЫХ ПЕЧАХ ХИМИКО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ

И.А. ТРУСОВА, д-р техн. наук, **П.Э. РАТНИКОВ**, канд. техн. наук,
Н.Г. МАЛЬКЕВИЧ, канд. техн. наук,
Белорусский национальный технический университет

Проведен анализ эффективности применения различных энергоносителей в процессах химико-термической обработки стальных деталей. На примере двухкамерной печи сопротивления «IPSEN» модели TQFR-2-8-EM рассмотрено использование электроэнергии и природного газа для процесса цементации и закалки стальных деталей. Показана экономическая целесообразность использования природного газа по сравнению с электрическим обогревом.

Ключевые слова: энергоносители, эффективность, химико-термическая обработка, печь сопротивления

CALCULATION OF MEASURES FOR THE RECONSTRUCTION OF THE PASS-THROUGH UNIT FOR CHEMICAL AND THERMAL TREATMENT IPSEN

I.A. TRUSOVA, Dr. of Engineering Sciences, **P.E. RATNIKOV**,
Ph.D in Technical Science, **N.G. MALKEVICH**, Ph.D in Technical Science,
Belarusian National Technical University

The analysis of the efficiency of using various energy carriers in the processes of chemical-thermal treatment of steel parts is carried out. Using the example of a two-chamber resistance furnace «IPSEN» model TQFR-2-8-EM, the author considers the use of electricity and natural gas for the process of carburizing and hardening steel parts. The economic feasibility of using natural gas in comparison with electric heating is shown.

Keywords: energy carriers, efficiency, chemical heat treatment, resistance furnace

На машиностроительных предприятиях в процессах химико-термической обработки стальных деталей широкое распространение получили муфельные печи. Такая конструкция позволяет защищать детали от прямого излучения, которое может приводить к деформациям изделий, однако тепловую эффективность печей повысить проблематично. Вместе с тем можно рассмотреть мероприятия, позволяющие снизить эксплуатационные издержки оборудования. Одним из вариантов является возможность применения альтернативного источника отопления. В ходе оценки целесообразности применения того или иного вида энергоносителя были рассмотрены варианты работы камерной печи цементации при использовании электронагрева и при газовом отоплении.

В качестве примера выбрана универсальная двухкамерная печь сопротивления «IPSEN» модели TQFR-2-8-EM, которая предназначена для химико-термической обработки деталей в регулируемой атмосфере защитного газа.

Описание конструкции печи. Печь IPSEN типа TQFR-2-8-EM (рисунки 1–3) состоит из герметичного корпуса 1, в котором имеются две камеры: нагрева 2 и закалки 3. Камеры разделены вертикально расположенными герметичными дверями 4 из чугунного литья, нагревательные камеры оснащены жаропрочными металлическими радиационными трубами нагрева 16 в количестве 24 шт. Для интенсивной циркуляции защитного газа под сводом каждой камеры нагрева установлен циркуляционный вентилятор 5 (2 шт.)

Два электродвигателя (6, 17) расположены непосредственно на корпусе камер, в полу второй камеры расположены две бесконечные цепи транспортера из жароупорного материала, с помощью которых садка после требуемой выдержки транспортируется в камеру закалки 7. Детали в печи перемещаются на поддонах 8, в закалочной камере детали в масло опускаются на платформе 9, перемешивание масла в закалочном баке осуществляется принудительно, через встроенные сбоку смесители 10 в количестве 4 шт., которые связаны с электродвигателями 13, 19. Охлаждение масляной ванны производится под давлением водным охладителем, который крепится на фланцах 11, 18 с внешней стороны ванны. Охлаждение садки может осуществляться в форсированной газовой атмосфере,

для этого под крышкой закалочной камеры имеются два смесителя 12, которые напрямую связаны с электродвигателями 14, 20. Печь снабжена системой контроля атмосферы, которая предназначена для измерения, регулировки и регистрации содержания углерода в атмосфере печи, а также программирования процессов термообработки и создания документации в отдельном шкафу управления с возможностью вывода на цифровое табло всех процессов, протекающих в оборудовании и его контроля с выводом графиков, расчетного времени обработки.

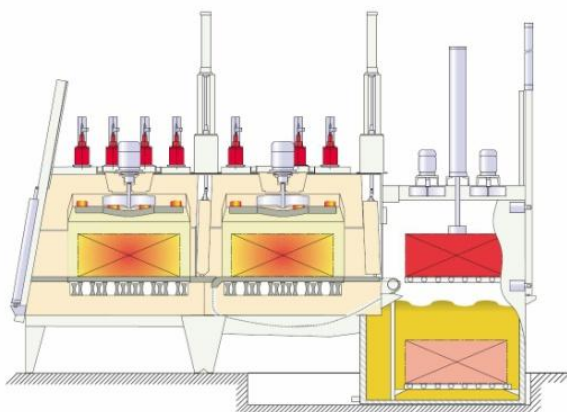


Рисунок 1 – Схема (в разрезе) универсальной двухкамерной печи IPSEN типа TQFR- 2-8-M

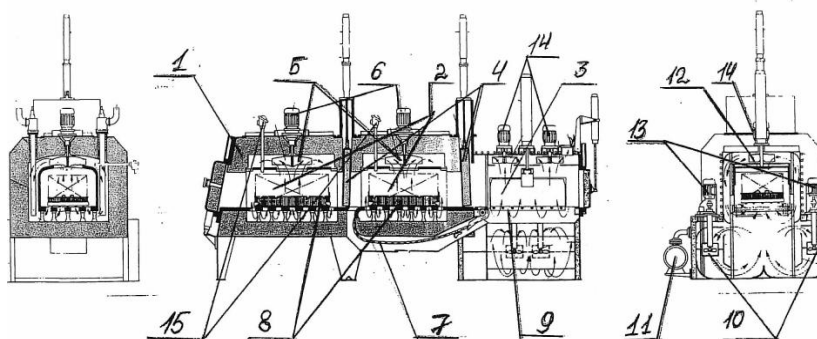


Рисунок 2 – Схема (в разрезе) универсальной двухкамерной печи IPSEN типа TQFR- 2-8-EM

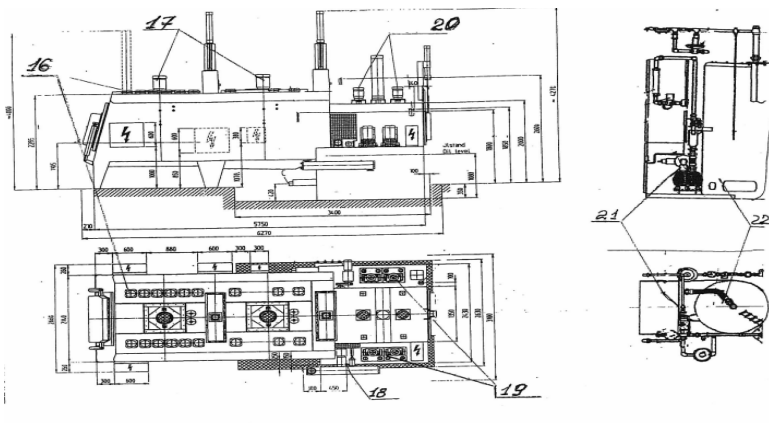


Рисунок 3 – Схема (в разрезе) универсальной двухкамерной печи IPSEN типа TQFR- 2-8-EM

Измерение углеродного потенциала осуществляется при помощи двух кислородных зондов 15, расположенных в первой и второй нагревательных камерах печи, температура в печи, а также температура масла измеряется при помощи термпар (5 шт.), приборы регулировки и управления расположены в шкафу управления.

Печь оснащена системой радиационного нагрева (радиационными трубами). Радиационный нагреватель изготовлен из специальной керамики и оснащен нагревательным элементом. Перенос тепла в печную камеру обеспечивается циркулирующей печной атмосферой.

Конструкция футеровки. Муфель печи IPSEN типа TQFR-2-8-EM (рисунок 4) изготовлен из карборунда, служит для экранирования (предохранения) садки (обрабатываемой партии деталей) от непосредственного теплового облучения, а также для направления потока циркулирующей печной атмосферы и обеспечения равномерного распределения тепла на обрабатываемых деталях. Также все части муфеля оснащены шпунтами или гребнями, его монтаж достаточно прост. Он состоит из следующих элементов: пода с выходными отверстиями для циркуляции; боковых стенок; свода с входным отверстием для циркуляции. Муфель устанавливается на опоры, укрепленные под подом, и одновременно фиксируется опорами, укрепленными в боковой кладке печи.

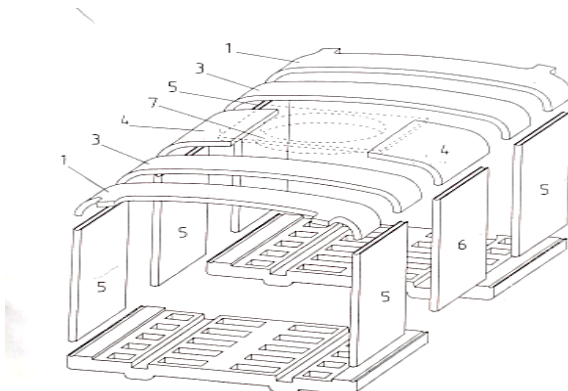


Рисунок 4 – Муфель из карборудна печи IPSEN типа TQFR-2-8-EM

Вся система оснащена охлаждающей рубашкой (рисунок 5), колпакообразная верхняя часть масляной ванны окружена системой медных охлаждающих змеевиков. Охлаждающая вода в отдельности подается к каждой системе. Количество протекающей воды регулируется пятипроходными вентиляторами. Регулировочные и дроссельные вентили, находящиеся в змеевиках, обеспечивают равномерную регулировку температуры по всей поверхности колпака. При правильной регулировке температура охлаждающей жидкости воды после прохождения через змеевик должна составлять 55–60 °С.

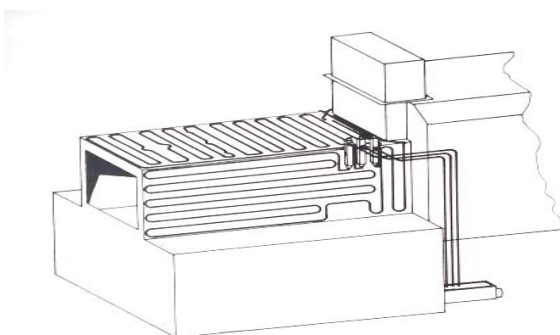


Рисунок 5 – Схема расположения охлаждающей рубашки

Тепловой баланс печи при электрическом обогреве. Запишем расходные статьи баланса.

Теплота, затраченная на нагрев деталей

$$Q_{\text{заг}} = (c_{\text{м.к}}t_{\text{м.к}} - c_{\text{м.н}}t_{\text{м.н}}) M_{\text{заг}},$$

где c – теплоемкость металла, кДж/(кг·град); t – температура, °С; $M_{\text{заг}}$ – масса заготовки, кг,

$$Q_{\text{заг}} = (0,645 \cdot 940 - 0,486 \cdot 20) \cdot 414 = 246984,12 \text{ кДж.}$$

Теплота на нагрев тары

$$Q_{\text{тар}} = (c_{\text{т.к}}t_{\text{т.к}} - c_{\text{т.н}}t_{\text{т.н}}) M_{\text{тар}},$$

где c – теплоемкость тары, кДж/(кг·град); t – температура, °С; $M_{\text{тар}}$ – масса тары, кг,

$$Q_{\text{тар}} = (0,640 \cdot 940 - 0,492 \cdot 20) \cdot 186 = 110067,36 \text{ кДж.}$$

Потери с охлаждающей водой

$$Q_{\text{охл.вод}} = G\rho c_{\text{вод}} (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}})\tau,$$

где G – расход воды ($0,3 \text{ м}^3/\text{ч} = 0,000083 \text{ м}^3/\text{с}$); ρ – плотность воды ($1000 \text{ кг}/\text{кг}^3$); $c_{\text{вод}}$ – теплоемкость воды ($4,2 \text{ кДж}/(\text{кг} \cdot \text{град})$); $t_{\text{вых}}$, $t_{\text{вх}}$ – температура воды на выходе и входе, °С; τ – время, с,

$$Q_{\text{охл.вод}} = 0,000083 \cdot 1000 \cdot 4,2 \cdot (60 - 20) \cdot 25800 = 359755,2 \text{ кДж.}$$

Определим потери теплоты теплопроводностью через кладку. Так как печь оборудована водоохлаждаемым муфелем, то теплота, прошедшая через муфель, уносится охлаждающей водой, поэтому чтобы избежать двойного учета, теплоту, теряемую теплопроводностью через кладку, будем считать через теплоотдачу с поверхности

$$Q_{\text{тепл}} = \Sigma \alpha (t_{\text{пов}} - t_{\text{в}}) F \tau,$$

где α – коэффициент теплообмена (для вертикальной поверхности $15 \text{ Вт}/\text{м}^2$; для горизонтальной поверхности $15 \cdot 1,3 \text{ Вт}/\text{м}^2$); F – пло-

щадь поверхности, м^2 ; τ – время, с; $t_{\text{пов}}$, $t_{\text{в}}$ – температура наружной поверхности кладки и окружающего воздуха, $^{\circ}\text{C}$,
для вертикальных стенок

$$Q_{\text{тепл}} = 15 \cdot (45 - 20) \cdot (2,25 \cdot 3) \cdot 25800 = 65306,205 \text{ кДж};$$

для горизонтальных стенок

$$Q_{\text{тепл}} = (15 \cdot 1,3) \cdot (45 - 20) \cdot (1,56 \cdot 2) \cdot 25800 = 39402,792 \text{ кДж}.$$

Потери через под определяются:

$$Q = \frac{t_{\text{печи}} - t_{\text{в}}}{\sum \frac{\delta_i}{\lambda_i}} F \tau,$$

где $t_{\text{печи}}$ – температура печи, $^{\circ}\text{C}$; δ_i – толщина i -го слоя, м; λ_i – теплопроводность, Вт/(м·град),

$$Q = \frac{940 - 20}{\sum \frac{350}{58}} \cdot 2,25 \cdot 25800 = 8850,137 \text{ кДж}.$$

Итого потери теплопроводностью $\Sigma Q = 113559,132 \text{ кДж}$.

Потери с тепловыми короткими замыканиями

$$Q_{\text{к.т.з}} = 0,3 \cdot Q_{\text{тепл}},$$

где 0,3 – коэффициент для электрических радиационных труб;
 $Q_{\text{тепл}}$ – сумма потерь через стенки, кДж,

$$Q_{\text{к.т.з}} = 0,3 \cdot 113559,132 = 34067,74 \text{ кДж}.$$

Потери теплоты на нагрев эндогаза до рабочей температуры (из эндогенератора газ поступает с температурой 850°C)

$$Q_{\text{н.э}} = G c_{\text{энд}} (t_{\text{печ}} - t_{\text{н.э}}) \tau,$$

где $G = 10 \text{ м}^3/\text{ч} = 0,0027 \text{ м}^3/\text{с}$; $c_{\text{энд}} = 1427,79 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{град})$,

$$Q_{н.э} = 0,0027 \cdot 1427,79 \cdot (940 - 850) \cdot 25800 = 8951,387 \text{ кДж.}$$

Тепловые потери через открытые окна

$$Q_{откр.окн} = qF_{окн}\tau,$$

где

$$q = \varepsilon\sigma_0(T_{печ}^4 - T_B^4) = 1 \cdot 5,67 \cdot 10^8 (1123,15^4 - 293,13^4) = 15839,11 \text{ Вт/м}^2;$$

$F_{окн}$ – площадь окна, м²,

$$Q_{откр.окн} = 15839,11 \cdot 2,16 \cdot 120 = 4105,497 \text{ кДж.}$$

Теплосодержание продуктов сгорания после дожигания эндогаза. Эндогаз содержит 40 % N₂, 40 % H₂ и 20 % CO. При дожигании 1 м³ образуется 1 м³ продуктов сгорания и требуется 0,3 м³ кислорода. С кислородом вносится 0,3·3,762 м³ азота. Тогда объем продуктов сгорания равен 1 + 0,3·3,762 на 1 м³ эндогаза

$$Q_{н.э} = Vc_{энд}t_{энд} (V_{N_2} + V_{H_2O} + V_{CO_2}),$$

где $(V_{N_2} + V_{H_2O} + V_{CO_2}) = (1+0,3 \cdot 3,762)$; V – расход эндогаза, м³/ч (расход за цикл 71,6 м³); $c_{энд} = 1427,79$ Дж/(кг·град),

$$Q_{н.э} = 71,6 \cdot 1427,79 \cdot 940 (1+0,3 \cdot 3,762) = 204549,899 \text{ кДж.}$$

Определяем приходные статьи теплового баланса.

Теплота, вносимая за счет преобразования электроэнергии

$$Q_{эл.эн} = \Sigma Q_{расх} - Q_{энд} - Q_{дож.энд},$$

где $Q_{расх}$ – сумма всех расходных статей, кДж; $Q_{энд}$ – теплота эндогаза, кДж.

Сумма расходных статей $\Sigma Q_{расх}$ в соответствии с вышеприведенными расчетами составляет 1082040,4 кДж.

Теплосодержание эндогаза из эндогенератора определяется

$$Q_{энд} = G_{энд}c_{энд}t_{энд},$$

где $G_{\text{энд}}$ – расход эндогаза, $10 \text{ м}^3/\text{ч} = 0,00027 \text{ м}^3/\text{с}$; $c_{\text{энд}}$ – теплоемкость эндогаза, Дж/(кг·град); $t_{\text{энд}}$ – температура эндогаза, °С,

$$Q_{\text{энд}} = 0,00027 \cdot 1427,79 \cdot 850 \cdot 25800 = 84540,874 \text{ кДж.}$$

Теплота от дожигания эндогаза представляет собой энергию, выделяющуюся при дожиге угарного газа и водорода. Тепловой эффект сгорания водорода равен 121 МДж/кг, а СО – 23,8 МДж/кг. Объем H_2 составляет 40 % от расхода эндогаза и равен 28,64 $\text{м}^3/\text{цикл}$, а объем СО – 20 % от объема эндогаза (14,32 м^3). Тогда

$$Q_{\text{дож.энд}} = Q_{\text{H}_2} + Q_{\text{CO}},$$

где $Q_{\text{H}_2} = 12100000 \cdot V_{\text{H}_2} = 121000000 \cdot (28,64/11,23) = 308587,711 \text{ кДж}$;

$$Q_{\text{CO}} = 23800000 \cdot V_{\text{CO}} = 23800000 \cdot (14,32 \cdot 1,96) = 66799,936 \text{ кДж},$$

$$Q_{\text{дож.энд}} = 308587,711 + 66799,936 = 375387,647 \text{ кДж.}$$

Определяем теплоту, вносимую электроэнергией

$$Q_{\text{эл.эн}} = 1082040,4 - 84540,874 - 375387,647 = 622111,879 \text{ кДж.}$$

Расчетные данные приведены в таблице 1.

Расход электроэнергии исходя из теплоты, вносимой за счет электроподогрева равен 172 кВт·ч за цикл.

Тепловой баланс печи IPSEN TQFR-2-8-EM при газовом отоплении. В этом случае рассматривалась замена металлических радиационных труб электрического нагрева на тупиковые радиационные трубы газового нагрева марки Kanthal APM [1]. Такая замена практически не требует изменений в конструкции печи. Схема размещения тупиковых радиационных горелок приведена на рисунке 6.

Таблица 1 – Тепловой баланс цементационно-закалочной печи

Приход			Расход		
Статья	Дж	%	Статья	Дж	%
Теплота за счет преобразования электроэнергии	622111,879	57,49	Теплота на нагрев деталей	246984,12	22,83
Теплосодержание эндогаза	84540,874	7,81	Теплота на нагрев тары	110067,36	10,17
Теплота дожигания эндогаза	375387,647	34,7	Потери с охлаждающей водой	359755,2	33,25
			Потери теплопроводностью	113559,132	10,49
			Потери с тепловыми короткими замыканиями	34067,74	3,15
			Потери на нагрев эндогаза	8951,387	0,83
			Тепловые потери через открытые окна	4105,497	0,38
			Теплосодержание продуктов дожога эндогаза	204549,899	18,90
Всего	1082040,4	100	Всего	1082040,4	100

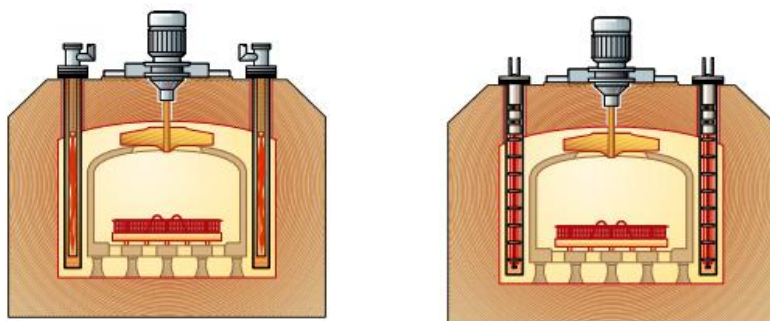


Рисунок 6 – Схема расположения радиационных труб

Расчеты проведены при одинаковых условиях с электрообогревом (тепловые потери с охлаждающей водой, через кладку, на нагрев деталей и тары и т.д. будут одинаковы).

Тогда в соответствии с вышеприведенными расчетами имеем расходные статьи:

теплота на нагрев деталей

$$Q_{\text{заг}} = (0,645 \cdot 940 - 0,486 \cdot 20) \cdot 414 = 246984,12 \text{ кДж};$$

теплота на нагрев тары

$$Q_{\text{тар}} = (0,640 \cdot 940 - 0,492 \cdot 20) \cdot 186 = 110067,36 \text{ кДж};$$

потери теплоты с охлаждающей водой

$$Q_{\text{охл.вод}} = 0,000083 \cdot 1000 \cdot 4200 \cdot (60 - 20) \cdot 25800 = 359755,2 \text{ кДж}.$$

тепловые потери теплопроводностью

$$\Sigma Q = 113559,132 \text{ кДж}.$$

Потери с тепловыми короткими замыканиями

$$Q_{\text{к.т.з}} = 0,2 Q_{\text{тепл}},$$

где 0,2 – коэффициент для газовых радиационных труб; $Q_{\text{тепл}}$ – сумма потерь через стенки, кДж.

$$Q_{\text{к.т.з}} = 0,2 \cdot 113559,132 = 22711,825 \text{ кДж}.$$

Потери теплоты с уходящими газами от сжигания топлива

$$Q_{\text{ух.г}} = V_{\text{ух.г}} B c_{\text{ух.г}} t_{\text{ух.г}},$$

где $c_{\text{ух.г}} = 1501 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{град})$,

$$Q_{\text{ух.г}} = B \cdot 10,57 \cdot 1501 \cdot 940 = B \cdot 14913,636 \text{ кДж}.$$

Теплосодержание продуктов дожигания эндогаза в соответствии с вышеприведенными расчетами для электрообогрева

$$Q_{\text{н.э}} = 204549,899 \text{ кДж}.$$

Приходные статьи:

Теплота, вносимая топливом

$$Q_T = BQ_H^P,$$

где $Q_H^P = 34200$ кДж/м³.

$$Q_T = B \cdot 34200 \text{ кДж.}$$

Теплота, вносимая воздухом

$$Q_B = BV_B c_B t_B,$$

где V_B – объем воздуха, $V_B = 9,55 \text{ м}^3/\text{м}^3$; c_B – теплоемкость воздуха, Дж/(кг·град),

$$Q_B = B \cdot 9,55 \cdot 1332,5 \cdot 400 = B \cdot 5090,150 \text{ кДж.}$$

Теплота от дожигания эндогаза

$$Q_{\text{дож.энд}} = 375387,647 \text{ Дж.}$$

Запишем закон сохранения энергии:

$$Q_{\text{прих}} = Q_{\text{расх}},$$

$$B \cdot 34200 + B \cdot 5090,15 + 375387,647 = 246984,12 + 110067,36 + 359755,2 + 113559,132 + 22711,825 + B \cdot 14913,636 + 204549,9.$$

Отсюда $B = 28 \text{ м}^3/\text{цикл}$.

Удельный расход удельного топлива:

$$b = \frac{BQ_H^P}{Q_{H(\text{усл})}^P P},$$

где $Q_{H(\text{усл})}^P = 29,35$ МДж/кг – теплота сгорания условного топлива,

$$b = \frac{28 \cdot 34,2}{29,35 \cdot 0,6} = 54,4 \text{ кг у.т./т.}$$

Следует отметить, что этот расход топлива относится только к цементационно-закалочной печи и не учитывает расход топлива на выработку эндогаза.

Расчетные данные приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Тепловой баланс цементационно-закалочной печи при газовом обогреве

Приход			Расход		
Статья	кДж	%	Статья	кДж	%
Теплота, вносимая топливом	957600	64,9	Нагрев деталей	246984,12	16,74
Теплота, вносимая воздухом	142524,2	9,66	Нагрев тары	110067,36	7,46
Теплота от дожигания эндогаза	375387,65	25,44	Потери с охлаждающей водой	359755,2	2,44
			Потери теплопроводностью	113559,132	7,7
			Потери с тепловыми короткими замыканиями	22711,825	1,53
			Потери с уходящими газами от сжигания топлива	417581,78	28,3
			Потери с продуктами дожига эндогаза	204549,9	13,86
Всего	1475511,85	100	Всего	1475511,85	100

Как показали расчеты, газовый способ отопления является более экономичным. Так, расход электроэнергии составляет 172,8 кВт·ч за цикл, а газа 28 м³. При фонде рабочего времени 7200 ч в год (около 1000 циклов термообработки) стоимость электроэнергии составит 32680 руб. [2], а газа 12378 руб. [3].

Список литературы

1. Радиационные трубы и нагревательные системы KANTHAL [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <https://stcrown.ru/wp-content/uploads/2017/12/APM-tubes.pdf>– Дата доступа: 24.11.2019.

2. Интернет-портал РУП «Минскэнерго» [Электронный ресурс]
Режим доступа <http://www.energosbyt.by/> Дата доступа 13.05.2020.

3. Интернет-портал РУП «Мингаз» [Электронный ресурс] Ре-
жим доступа <http://mingas.by/> Дата доступа 13.05.2020.

References

1. <https://stcrown.ru/wp-content/uploads/2017/12/APM-tubes.pdf>.

2. <http://www.energosbyt.by/>.

3. <http://mingas.by/>.

Поступила 15.06.2020

Received 15.06.2020

РАСЧЕТ МЕРОПРИЯТИЙ ПО РЕКОНСТРУКЦИИ ПРОХОДНОГО АГРЕГАТА ХИМИКО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ IPSEN

П.Э. РАТНИКОВ, канд. техн. наук, **И.А. ТРУСОВА**, д-р техн. наук,
Н.Г. МАЛЬКЕВИЧ, канд. техн. наук,
Белорусский национальный технический университет

Рассмотрен вариант снижения энергопотребления проходного агрегата химико-термической обработки стальных деталей типа IPSEN. Предложена модернизация действующего агрегата путем замены существующей футеровки с использованием современных футеровочных материалов. Показано, что потребление электроэнергии может быть снижено практически в два раза и рассчитан предполагаемый эффект от реализации мероприятия.

Ключевые слова: энергопотребление, проходной агрегат химико-термической обработки, модернизация, футеровка

ASSESSMENT OF THE ECONOMIC PERFORMANCE OF USING DIFFERENT TYPES OF ENERGY RESOURCES IN CHAMBER FURNACES OF CHEMICAL AND THERMAL TREATMENT

P.E. RATNIKOV, Ph.D in Technical Science, **I.A. TRUSOVA**,
Dr. of Engineering Sciences, **N.G. MALKEVICH**, Ph.D in Technical Science,
Belarusian National Technical University

A variant of reducing the energy consumption of a through-feed unit for chemical-thermal treatment of steel parts of the IPSEN type is considered. The modernization of the operating unit by replacing the existing lining with the use of modern lining materials is proposed. It is shown that electricity consumption can be reduced by almost half, and the estimated effect of the implementation of the measure is calculated.

Keywords: energy consumption, through-through unit for chemical-thermal treatment, modernization, lining

Агрегат для химико–термической обработки IPSEN размещен на площадях термического цеха термогальванического завода «ОАО МАЗ – управляющая компания холдинга БЕЛАВТОМАЗ». Проходной агрегат предназначен для проведения цементации деталей (шестерен ведомых и ведущих) с возможностью закалки в штампах (прессах) и в свободном состоянии (в закалочной ванне) с последующей мойкой и низким отпуском. Для осуществления технологического процесса в полном объеме необходим ряд основных и вспомогательных устройств. Назначение данных устройств указаны в таблице 1.

Таблица 1 – Назначение устройств агрегата IPSEN

№ поз.	Устройство	Назначение устройства
1	2	3
1	Проходная печь предварительного нагрева	Для нагрева деталей до температуры 450–500 °С
2	Проходная печь газовой цементации (электрическая печь сопротивления)	Включает: - впускной шлюз; - зону нагрева (нагрев в защитной атмосфере с 450–500 °С до температуры насыщения 900–930 °С); - зону науглероживания (насыщение поверхности деталей углеродом с температур 900–930 °С); - зону промежуточного охлаждения (охлаждение и выдержка деталей перед закалкой); - зону закалки (нагрев деталей в защитной атмосфере до 840–860 °С); - трансферную зону (зона забора деталей для закалки в закалочном баке либо в закалочном прессе)
3	Ванна закалки	Для термической закалки деталей в свободном состоянии (на масло)
4	Однопозиционный закалочный пресс	Для термической закалки деталей в прессе (на масло)

Окончание таблицы 1

1	2	3
5	Двухкамерная моечная машина	Для мойки деталей после закалки
6	Проходная отпускная печь (электрическая печь сопротивления)	Для термического отпуска деталей с температур 170–200 °С
7	Манипулятор печи	Для забора деталей из трансферной зоны
8	Пневматический манипулятор	Для забора деталей с манипулятора печи в закалочный пресс
9	Устройства управления и регулировки процесса (электрошкафы, ПК)	Для регулировки процесса насыщения на всех этапах
10	Эндогенератор газовый	Для приготовления защитной и насыщающей атмосферы
11	Комплект приспособлений	Для закалки деталей в закалочном прессе (штампы)
12	Оснастка для садки	Для осуществления загрузки и перемещения в агрегате обрабатываемых деталей
13	Переносной прибор-анализатор CO ₂	Для контроля атмосферы печи
14	Защитное оборудование	Для защиты персонала при проведении технического обслуживания агрегата
15	Переносной прибор ИМРАСТ-D	Для измерения твердости поверхности обработанных деталей
15.1	Программное обеспечение	Для приема данных с прибора с целью применения в системе Windows
16	Полуавтоматический твердомер Vickers	Для измерения глубины цементованного слоя

Схема размещения основных узлов агрегата IPSEN представлена на рисунке 1.

точного охлаждения (охлаждение и выдержка деталей перед закалкой); зоны закали (нагрев деталей в защитной атмосфере до 840–860 °С); трансферной зоны (зона забора деталей для закали в закалочном баке либо в закалочном прессе).

Впускной шлюз представляет собой газонепроницаемую сварную конструкцию с теплоизоляцией, со всеми необходимыми отверстиями и приспособлениями для подсоединения к входной двери люка техобслуживания, предохранительным клапаном, отводом попутных газов, факельной завесой, поперечного устройства толкателя, а также смотрового отверстия. Впускной шлюз оснащен шлюзовой тележкой и устройством толкания для транспортировки садки.

Зона нагрева, науглероживания, промежуточного охлаждения, закали, трансфера и забора расположены в общем газонепроницаемом корпусе из листовой профильной стали. Футеровка выполнена из огнеупорного кирпича.

Печь цементации оснащена системой транспортировки садки через все зоны печи (направляющие, толкатели и т.д.); промежуточными дверями для разделения зон печи, заборной дверью (между печью и трансферной зоной); дверьми для выгрузки; вентиляторами для перемешивания атмосферы в зоне цементации и вентиляторами охлаждения в зоне закали; электронагревателями; устройствами насыщения газом; кислородными зондами для контроля атмосферы печи; термометрами для регулировки температуры печи и т.д.

Из трансферной зоны (зоны забора) детали поступают на закалку в штампах (закалочных прессах) либо на закалку в свободном состоянии (в закалочной ванне).

Закалочная ванна предназначена для закали деталей на масле в свободном состоянии и представляет собой бак с двойными стенками из профильной листовой стали. Оснащена устройством охлаждения масла (теплообменник, насос и т.д.); устройством подъема и опускания; электронагревателями для нагрева масла; устройствами контроля температуры и уровня масла; насосами для циркуляции масла и т.д.

Однопозиционный пресс модель HEESS CP-500 для закали деталей в штампах предназначен для закали в штампах (штампы сменные в зависимости от высоты и диаметра) деталей с максимальным внешним диаметром 500 мм и максимальной высотой 80

200 мм. Пресс оснащен передвижным столом и устройствами для автоматического вхождения и отвода стола в закалочный пресс, снятия деталей с нижней части прессы; для смены штампов имеется подъемный механизм (грузоподъемностью 500 кг); устройствами охлаждения и регулировки объема закалочного масла; устройствами установления времени подачи масла; устройствами регулировки усилий; устройствами вытяжки масла и пыли; пультом управления (отдельный электрошкаф с ПК) и т.д.

После закалки детали подвергаются мойке в двухкамерной моечной машине. Корпус состоит из баков мойки струями, выполнен из специальной высококачественной стали, с теплоизоляцией. Состоит из двух зон: 1-я зона предназначена для мойки струями, 2-я зона – для ополаскивания и продувки (сушки). Моечная машина оснащена тремя дверьми в герметичном исполнении; оросительным контуром, с форсунками; насосом с приводным двигателем; конденсатором испарений; системой циркуляции воздуха; нагревательным устройством; маслоотделителями и т.д.

Прходная отпускная печь предназначена для отпуска деталей при температуре 160–250 °С. Корпус печи выполнен из листов профильной стали с двойными стенками. Печь оснащена нагревательным устройством (электронагреватели); вентилятором; направляющим устройством; устройством поперечного толкателя и цепным транспортером; устройством для отвода газа и масляных паров; устройством контроля температуры в печи (термоэлементы) и т.д.

Манипулятор печи предназначен для выгрузки деталей из трансферной зоны, которые подвергаются закалке в штампах. Манипулятор снимает одну из паллет с двумя (одной) деталями из 5-ти расположенных одна за другой позиций оснастки для садов проходной печи.

Пневматический манипулятор подвижно установлен на вертикальной колонне, предназначен для забора конических шестерен с манипулятора печи и перемещения их на передвижной стол закалочного прессы.

Устройство коммуникации, управления и регулировки процесса представляет собой единое распределительное устройство для всей линии ХТО в целом. Система управления включает в себя: электрошкаф; встроенные компоненты; шкаф управления со встроен-

ным графическим прибором управления; персональный компьютер; программное обеспечение; устройства регулирования температуры (для печи предварительного нагрева, печи высокотемпературного нагрева, закалочной ванны, мойки, низкотемпературной печи отпуски); устройства регулировки углеродного потенциала в проходной печи газовой цементации; систему Conti-Control для регистрации измерительных значений, и т.д.

Эндогенератор IPSEN Тип G-3000-G предназначен для производства эндотермической защитной атмосферы. Стойка с электронной регулирующей аппаратурой и корпус собраны на общей базе. Корпус имеет термоизолирующую футеровку. Генератор состоит из двух вертикально расположенных реторт. На выходе из каждой реторты установлен двухступенчатый охладитель газа. Реторты заполнены катализаторной массой (керамическая масса, частично обогащенная никелем для повышения химической активности). Обогрев генератора газовый, нижняя часть реторт нагревается атмосферной кольцевой горелкой. Реторты оснащены двухкаскадной системой охлаждения, оба каскада имеют водяное охлаждение.

Газ и воздух подаются через расходомер с помощью герметизированного компрессора, смешивание происходит в смесительном резервуаре по принципу инжектора. На пути газового потока установлена следующая арматура: регулятор давления газа, электромагнитный клапан, реле давления и запорный вентиль. Газовая система размещена в нижней части вентилируемой стойки с распределительной арматурой.

Технологический режим химико-термической обработки деталей на агрегате IPSEN приведен на рисунках 2 и 3.

Если рассмотреть технологическую схему работы непрерывного агрегата химико-термической обработки IPSEN (рисунок 3), то очевидно, что наибольшие потери теплоты присутствуют в печи цементации. Это объясняется как продолжительностью процесса цементации, так и температурным уровнем. В связи с этим произведем расчет эффективности модернизации кладки цементационной печи путем установки современных футеровочных материалов.

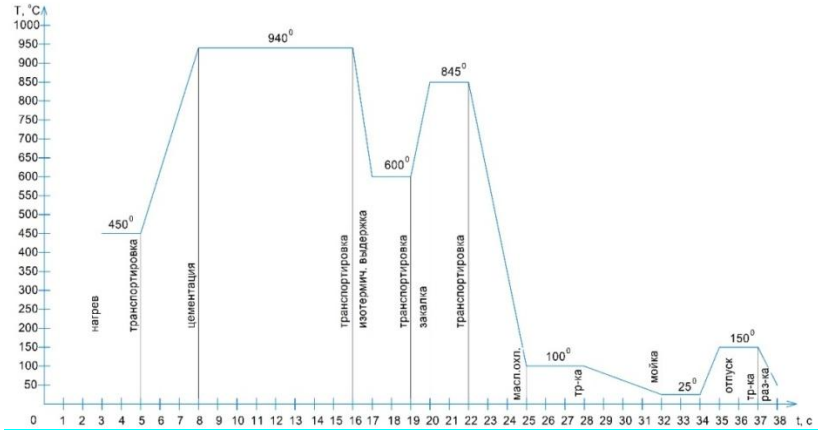


Рисунок 2 – График цементации на агрегате IPSEN

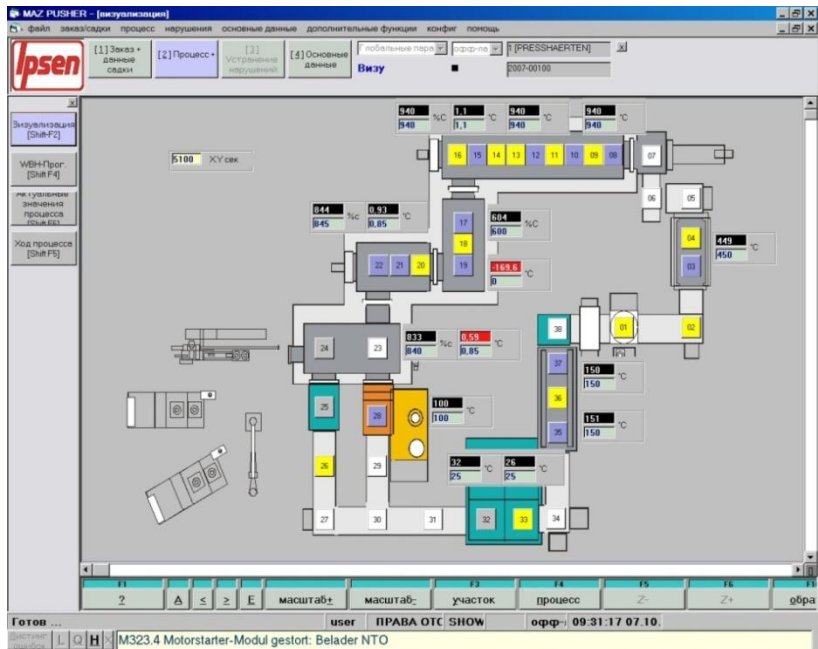


Рисунок 3 – Производственный цикл процесса цементации шестерен на агрегате IPSEN

Приведем расчет теплового баланса цементационной печи проходного агрегата ХТО IPSEN (существующий вариант).

Расходные статьи баланса

Расход теплоты на нагрев деталей

$$Q_{\text{заг}} = (c_{\text{м.к}} t_{\text{м.к}} - c_{\text{м.н}} t_{\text{м.н}}) M_{\text{заг}};$$

$$Q_{\text{заг}} = (0,550 \cdot 940 - 0,472 \cdot 450) \cdot 1115,1 = 339659,46 \text{ кДж.}$$

Расход теплоты на нагрев тары

$$Q_{\text{тар}} = (c_{\text{т.к}} t_{\text{т.к}} - c_{\text{т.н}} t_{\text{т.н}}) M_{\text{тар}};$$

$$Q_{\text{тар}} = (0,542 \cdot 940 - 0,472 \cdot 450) \cdot 1683 = 499985,64 \text{ кДж.}$$

Потери теплоты теплопроводностью через стенки

$$Q_{\text{тепл}} = \Sigma q F \tau,$$

где q – плотность теплового потока.

Для боковых стенок

$$q = \frac{t_{\text{печи}} - t_{\text{в}}}{\sum \frac{\delta_i}{\lambda_i} + \frac{1}{\alpha}};$$

$$q = \frac{940 - 20}{\sum \frac{0,39}{0,85} + \frac{1}{15}} = 1752,38 \text{ Вт/м}^2.$$

Для свода

$$q = \frac{940 - 20}{\sum \frac{0,39}{0,85} + \frac{1}{1,3}} = 749,18 \text{ Вт/м}^2.$$

Для пода

$$q = \frac{t_{\text{печи}} - t_{\text{в}}}{\sum \frac{\delta_i}{\lambda_i}}; \quad q = \frac{940 - 20}{\sum \frac{0,39}{0,9}} = 2139,53 \text{ Вт/м}^2.$$

Итого потери теплоты теплопроводностью

$$Q_{\text{тепл}} = ((1752,38 \cdot 68,68) + (2139,52 \cdot 27,17) + (749,18 \cdot 27,17)) \cdot 32400 = 6442406,57 \text{ кДж.}$$

Потери с охлаждающей водой

$$Q_{\text{охл.вод}} = G \rho c_{\text{вод}} (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}}) \tau,$$

$$Q_{\text{охл.вод}} = 0,000055 \cdot 1000 \cdot 4,2 \cdot (40 - 20) \cdot 32400 = 1496880 \text{ кДж.}$$

Потери на нагрев эндогаза

$$Q_{\text{энд}} = G c_{\text{энд}} (t_{\text{печ.кон}} - t_{\text{энд.кон}}) \tau,$$

где G – расход эндогаза, $4,8 \text{ м}^3/\text{ч} = 0,0011 \text{ м}^3/\text{с}$.

Теплоемкость эндогаза

$$c_{\text{энд}} = \sum \frac{\Delta l_i}{100} c_{i_{\text{эл}}};$$

$$c_{\text{энд}} = \left(\frac{21\text{CO}}{100} \cdot 1405 \right) + \left(\frac{39\text{H}_2}{100} \cdot 1453,3 \right) + \left(\frac{40\text{N}_2}{100} \cdot 1389,9 \right) = 1417,79 \text{ Дж.}$$

Тогда

$$Q_{\text{энд}} = 0,0011 \cdot 1417,79 \cdot (940 - 870) \cdot 32400 = 3537,1 \text{ кДж.}$$

Потери с тепловыми короткими замыканиями

$$Q_{\text{к.т.з}} = 0,2 \cdot Q_{\text{тепл}},$$

где $Q_{\text{тепл}}$ – сумма потерь через стенки, кДж,

$$Q_{\text{к.т.з}} = 0,2 \cdot 6442406,57 = 1288481,314 \text{ кДж.}$$

Приходные статьи баланса

Теплота, вносимая эндогазом

$$Q_{\text{энд}} = G_{\text{энд}} c_{\text{энд}} t_{\text{энд}} \tau.$$

Теплоемкость эндогаза

$$c_{\text{энд}} = \left(\frac{21\text{CO}}{100} \cdot 1335,8 \right) + \left(\frac{39\text{H}_2}{100} \cdot 1432,3 \right) + \left(\frac{40\text{N}_2}{100} \cdot 1326,3 \right) = 1369,63 \text{ Дж.}$$

Тогда

$$Q_{\text{энд}} = 0,0011 \cdot 1369,63 \cdot 870 \cdot 32400 = 42467,8 \text{ кДж.}$$

Теплота, вносимая электроэнергией

$$Q_{\text{эл.эн}} = \Sigma Q_{\text{расх}} - Q_{\text{энд}} = 10070949,984 - 42467,9 = 10028482,184 \text{ кДж.}$$

Тепловой баланс печи цементации приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Тепловой баланс печи цементации агрегата IPSEN

Приходные статьи			Расходные статьи		
Статья	кДж	%	Статья	кДж	%
Теплота, вносимая электроэнергией	10028482,184	99,6	Нагрев деталей	339659,46	3,37
Теплота эндогаза	42467	0,4	Нагрев тары	499985,64	4,96
			Потери через стенки	6442406,57	63,97
			Потери с охлаждающей водой	1496880	14,86
			Потери на нагрев эндогаза	3537,1	0,03
			Потери с короткими замыканиями	1288481,314	12,79
Всего	10070949,984	100	Всего	10070949,9	100

Расчет теплового баланса цементационной печи показал, что максимальные тепловые потери происходят теплопроводностью

через кладку печи (около 60 %). Согласно описанию печи она футеруется огнеупорным шамотным кирпичом, поэтому актуально произвести замену на более современные футеровочные материалы.

Согласно данным источников [1–3] потери в камерных электрических печах составляют 14–65 %, что является существенной статьёй расходов относительно остальных показателей. Покрытие этих потерь требует значительного расхода энергии. Увеличение слоя футеровки из эксплуатируемого материала снизит потери в окружающую среду, однако это приведет к неизбежному увеличению капитальных затрат в связи с возрастанием тепловых потерь на аккумуляцию, а также повысятся эксплуатационные расходы на тепловое ограждение печи.

В мировом печестроении активно используют материалы нового поколения – волокнистые огнеупорные материалы. Их малая инерционность и низкий уровень теплопроводности дают возможность использовать их для футеровки практически любого термического оборудования вместо других более традиционных вариантов. Наибольшей эффективности удастся достигнуть, используя волокнистые огнеупорные материалы в термических печах с периодическим режимом действия или так называемым «рваным режимом», когда оборудование работает не в полную загрузку или в «квазистационарных» печах – печах непрерывного действия работающих в 1 или 2 смены. Так как волокнистые материалы имеют низкую плотность и низкую теплопроводность, то их использование дает возможность сократить в несколько раз массу футеровки в печах, а за счет этого уменьшить их габариты. Все это вместе позволяет уменьшить время, которое требуется на разогрев печи, сэкономить энергоресурсы, сократить время простоя персонала и непроизводительной работы печей. Экономия энергоносителей в данном случае может достигать 40 % для печей периодического действия и 25 % – для печей непрерывного действия. При этом оборудование выходит на заданный режим работы быстрее на 1,5–2 ч. Для того, чтобы окупить использование инновационных материалов для футеровки в печах непрерывного действия, требуется год-полтора, в печах периодического действия – не более полугода [2].

Еще одним важным преимуществом использования волокнистых материалов с огнеупорными свойствами является возможность

уменьшить трудоемкость работ по футеровке печей. Это достигается за счет удобства и простоты монтажа. Кроме того, такой вид футеровки при необходимости можно легко отремонтировать. Данный вид материалов малочувствителен к колебаниям температур, выдерживает большое количество циклов нагрев–охлаждение, не изменяя качественных характеристик, кроме того он легко поддается обработке. Футеровку из волокнистых огнеупорных материалов часто делают многослойной. При этом первый внутренний слой должен выдерживать самую большую температуру эксплуатации. Его, как правило, делают из муллито-кремнеземистого волокна на высокотемпературном связующем неорганического происхождения. Каждый следующий слой имеет меньшую температуру, соответственно и цены на такие материалы уже заметно дешевле. Это дает возможность получить наилучшее сочетание цены и качества материала [2].

Выполненные в работе [3] расчеты показали, что частичная модернизация термических печей машиностроительного производства путем замены шамотной на волокнистую футеровку экономически целесообразна и имеет достаточно малые сроки окупаемости.

В качестве реконструкции оценим замену шамотного кирпича на перлитокерамическую футеровку и силикатного кирпича – на керамоперлитофосфатную. Расчет теплового баланса аналогичен приведенному выше, при этом в расходной части подлежат пересчету такие статьи как потери теплоты теплопроводностью через стенки и потери с тепловыми короткими замыканиями.

Потери теплоты через стенки:

– для боковых стенок и свода

$$q = \frac{t_{\text{печи}} - t_{\text{в}}}{\sum \frac{\delta_i}{\lambda_i} + \frac{1}{\alpha}},$$

где α для боковых стенок принимается равным 15 Вт/(м²·град), для свода – 1,3 Вт/(м²·град).

Тогда

– для боковых стенок

$$q = \frac{940 - 20}{\sum \frac{0,39}{0,3} + \frac{1}{15}} = 676,47 \text{ Вт/м}^2;$$

– для свода

$$q = \frac{940 - 20}{\sum \frac{0,39}{0,3} + \frac{1}{1,3}} = 444,66 \text{ Вт/м}^2;$$

– для пода

$$q = \frac{940 - 20}{\sum \frac{0,39}{0,36}} = 849,49 \text{ Вт/м}^2.$$

Суммарные потери теплоты теплопроводностью

$$Q_{\text{тепл}} = ((676,47 \cdot 68,68) + (848,49 \cdot 27,17) + (444,66 \cdot 27,17)) \cdot 32400 = \\ = 2644553,29 \text{ кДж.}$$

Потери с тепловыми короткими замыканиями

$$Q_{\text{к.т.з}} = 0,2 \cdot Q_{\text{тепл}};$$

$$Q_{\text{к.т.з}} = 0,2 \cdot 2644553,28 = 52891,056 \text{ кДж.}$$

Теплота, вносимая электроэнергией

$$Q_{\text{эл.эн}} = \sum Q_{\text{расх}} - Q_{\text{энд}} = 5037506,39 - 42467 = 4995039,39 \text{ кДж.}$$

Тепловой баланс печи цементации агрегата IPSEN после замены футеровки приведен в таблице 3.

Таблица 3 – Тепловой баланс печи цементации IPSEN после замены футеровки

Приходные статьи			Расходные статьи		
Статья	кДж	%	Статья	кДж	%
Теплота, вносимая электро-энергией	4995039,39	99,17	Нагрев заготовок	339659,46	6,74
Теплота эндогаза	42467	0,83	Нагрев тары	499985,64	9,9
			Потери через стенки	2644553,29	52,49
			Потери с охлаждающей водой	1496880	29,71
			Потери на нагрев эндогаза	3537,1	0,07
			Потери с короткими замыканиями	52891,056	1,04
Всего	5037506,39	100	Всего	5037506,39	100

Сравнение результатов расчета тепловых балансов печи до и после реконструкции показывает, что энергопотребление снизится примерно вдвое. Учитывая тариф (стоимость 1 кВт·ч), установленный с 01.01.2020 г. [4] при фонде рабочего времени 7200 ч в год (800 циклов термообработки) экономия за счет модернизации футеровки составит 1118543,02 кВт·ч или 214156,25 руб. Следует отметить, что модернизация других печей данного проходного агрегата ХТО даст меньший экономический эффект и имеет смысл дополнительно модернизировать еще только печь заковки.

Заключение. Проект замены футеровки печи, а именно огнеупорного шамотного и силикатного кирпича на современные волокнистые материалы с целью повышения эффективности агрегата, является экономически целесообразным. Оптимизация достигается за счет снижения тепловых потерь через кладку, а, следовательно, уменьшения затрат на электроэнергию.

Список литературы

1. **Анализ** энергоэффективности и сроков окупаемости модернизированных печей сопротивления периодического типа действия / С.М. Кабишов [и др.] // *Металлургия: Республ. межведом. сб. науч. тр.* – Минск: БНТУ, 2015. – Вып. 36. – С. 88–100.
- 2 **Повышение** энергоэффективности печей сопротивления путем их модернизации с заменой футеровки / С.М. Кабишов [и др.] // *Энергоэффективность.* – 2015. – № 9 (215). – С. 28–31.
3. **Оценка** экономической эффективности применения волокнистой футеровки в термических газопламенных печах и печах сопротивления машиностроительного производства / В.И Тимошпольский [и др.] // *Литье и металлургия.* – 2011 – № 2(60). – С.160–162.
4. **Интернет-портал** РУП «Минскэнерго» [Электронный ресурс] Режим доступа <http://www.energosbyt.by>. Дата доступа 13.05.20.

References

1. *Analiz energoeffektivnosti i srokov okupaemosti modernizirovannyh pechej soprotivleniya periodicheskogo tipa dejstviya* [Analysis of energy efficiency and payback periods of modernized batch resistance furnaces] / S.M. Kabishov [at al.] // *Metallurgiya: respublikanskij mezhdvdomstvennyj sbornik nauchnyh trudov = Metallurgy: republican interdepartmental collection of scientific papers.* – Minsk: BNTU Publ., 2015 – Vyp. 36. – P. 88–100.
2. *Povyshenie energoeffektivnosti pechej soprotivleniya putem ih modernizacii s zamenoj futerovki* [Improving energy efficiency of resistance furnaces by upgrading them with replacement of the lining] / S.M. Kabishov [at al.] // *Energoeffektivnost' = Energy efficiency.* – 2015. – No. 9 (215). – P. 28–31.
3. *Ocenka ekonomicheskoj effektivnosti primeneniya voloknistoj futerovki v termicheskix gazoplammennyh pechah i pechah soprotivleniya mashinostroitel'nogo proizvodstva* [Evaluation of the economic efficiency of the use of fibrous lining in thermal gas-flame furnaces and resistance furnaces in engineering production] / V.I Timoshpol'skij [at al.] // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy.* – 2011. – No. 2(60). – P. 160–162.
4. <http://www.energosbyt.by>.

Поступила 24.07.2020

Received 24.07.2020

УДК 621.74:658.382

АНАЛИЗ УСЛОВИЙ БЕЗОПАСНОСТИ ТРУДА В ЛИТЕЙНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

А.М. ЛАЗАРЕНКОВ, д-р техн. наук, **И.А. ИВАНОВ**, д-р техн. наук
Белорусский национальный технический университет

Проведена оценка влияния применяемых в литейном производстве технологических процессов и производственного оборудования, уровня механизации и автоматизации, условий труда, квалификации работающих на показатели травматизма, а также распределении их по участкам литейных цехов с разным характером производства, по профессиям работающих, по причинам несчастных случаев.

Ключевые слова: условия труда, литейное производство, травматизм, квалификация работающих, несчастные случаи.

ANALYSIS OF LABOR SAFETY CONDITIONS IN THE CASTING PRODUCTION

A.M. LAZARENKOV, Dr. of Engineering Sciences, **I.A. IVANOU**,
Dr. of Engineering Sciences
Belarusian National Technical University

The influence of the technological processes and production equipment used in the foundry, the level of mechanization and automation, working conditions, the qualifications of workers on the indicators of injuries, as well as their distribution among the sections of foundries with a different nature of production, by occupation, due to accidents are discussed in this paper.

Keywords: working conditions, foundry, injuries, qualifications of workers, accidents.

Литейные технологические процессы характеризуются значительным количеством вредных экологических факторов [1]. Помимо загазованности и запыленности атмосферы, на долю которых

приходится до 70 % всех вредных воздействий литейного производства [2], значительную отрицательную роль играют шумы и вибрация технологического оборудования, воздействие теплового излучения. Кроме этого, стоит отметить отрицательную роль значительной доли ручного труда и особенностей организации внутрицеховых транспортных процессов, связанных с многообразием типа оборудования. Все это вместе неблагоприятно воздействует на рабочих литейных цехов, требует от них повышенного внимания и большого физического напряжения. Такие условия труда способствует созданию предпосылок к нарушению правил безопасности со стороны работников и повышению, как следствие, производственного травматизма [3, 4].

Правила технической безопасности и охраны труда в литейном производстве (Постановление Министерства по чрезвычайным ситуациям и Министерства промышленности Республики Беларусь от 03.01.2005 № 1/1) [5] и Правила по обеспечению промышленной безопасности при получении, транспортировании, использовании расплавов черных и (или) цветных металлов и сплавов на основе этих расплавов (Постановление Министерства по чрезвычайным ситуациям Республики Беларусь от 29.05.2017 № 19) [6] устанавливают требования, соблюдение которых должно обеспечивать безопасность труда литейщиков и готовность предприятий, эксплуатирующих опасные производственные объекты, предотвратить аварии и производственный травматизм. Эти постановления устанавливают требования к производственным литейным процессам, определяют требования к организации безопасных условий труда на различных технологических этапах и при работе с литейным оборудованием, определяют порядок применения средств индивидуальной защиты, требования к производственным зданиям и сооружениям, ответственность за нарушение требований данных положений.

Однако модернизация литейных и металлургических цехов, проводимая на предприятиях Республики Беларусь, связанная с внедрением современных сталеразливочных систем и оборудования для внепечной обработки стали и чугунов [7, 8], а также широкое внедрение новых технологий, как в производстве отливок [9], так и в очистке газовых выбросов [10, 11], требует постоянного совершенствования подходов к правильной организации безопасных условий

труда в литейных цехах. Разработка таких подходов должна опираться, в первую очередь, на систематизацию имеющихся данных по таким объективным показателям, как производственный травматизм.

Цель данной работы заключается в оценке влияния применяемых в литейном производстве технологических процессов и производственного оборудования, уровня механизации и автоматизации, условий труда, квалификации работающих на показатели травматизма, а также распределении их по участкам литейных цехов с разным характером производства, по профессиям работающих, по причинам несчастных случаев.

Анализ производственного травматизма имеет целью определить основные закономерности, которые вызывают появление несчастных случаев. Каждому несчастному случаю предшествуют определенные отклонения от нормального хода производства. Причины, по которым таких отклонений особенно много наблюдается в литейных цехах, связаны с наличием большого количества опасных производственных факторов, трудоемкостью операций и т.д.

Безопасность и безвредность условий труда зависят от двух групп факторов: производственно-технических (организационные, технические, факторы производственной среды) и психофизиологических. Поэтому при анализе производственного травматизма в литейных цехах необходимо учитывать комплекс факторов, от которых зависят условия труда на производстве.

Исследование производственного травматизма в литейных цехах проводили на основе детального изучения данных актов по форме Н-1 и первичных материалов расследования несчастных случаев с использованием статистического анализа, что позволило определить динамику и выявить закономерности роста или снижения показателей травматизма. Основными показателями, которыми оперируют при использовании этого метода, является коэффициент частоты $K_{\text{ч}}$ и коэффициент тяжести $K_{\text{т}}$ травматизма.

За основу взяты результаты анализа производственного травматизма в чугунно- и сталелитейных цехах с массовым, серийным и мелкосерийным характерами производства. Значения коэффициентов частоты и тяжести травматизма представлены в таблице 1. Распределение несчастных случаев анализировалось по участкам це-

хов, по профессии, возрасту и стажу работы в литейных цехах пострадавшего, времени происшествия, характеру повреждения, причинам и травмирующему фактору за пятилетний период.

Таблица 1 – Распределение показателей травматизма в литейных цехах

Литейные цеха	Показатели травматизма	
	$K_{\text{ч}}$	$K_{\text{т}}$
чугунолитейные	3,3	18,3
сталелитейные	6,1	23,5
средняя величина	4,7	20,9

Результаты исследований показали, что уровень производственного травматизма в литейных цехах достаточно высок. Основные показатели превышают общезаводские в 1,33–1,64 раза. Анализ полученных данных позволяет сделать вывод о том, что показатели травматизма зависят и от характера производства литейных цехов. Средние значения коэффициентов частоты $K_{\text{ч}}$ и тяжести $K_{\text{т}}$ травматизма имеют наибольшие величины в литейных цехах массового производства. Это можно объяснить наиболее высоким уровнем механизации и автоматизации и наиболее неблагоприятными условиями труда, так как воздействие факторов производственной среды в течение всей рабочей смены приводит к утомлению, снижению работоспособности, ослаблению внимания, замедлению реакций и тем самым способствуют возникновению травмоопасных ситуаций.

Прослеживается тенденция снижения значений коэффициента $K_{\text{ч}}$ в цехах с любым характером производства. Однако коэффициент тяжести травматизма $K_{\text{т}}$, как правило, возрастает, что, по всей вероятности, связано с увеличением травмирования работающих машинами и механизмами при росте степени механизации производства. А это, как правило, приводит к более серьезным последствиям. Особенно наглядно виден этот рост в цехах массового производства.

Отметим, что для объективности результатов анализируемый период должен быть не более 10 лет, а наиболее достоверный прогноз можно получить при введении систематических периодических прогнозов раз в 5 лет. Такой подход позволит принимать более

обоснованные решения по предупреждению травматизма в литейных цехах.

Известно, что вредные производственные факторы снижают работоспособность работающих, повышают утомляемость, притупляют внимание и тем самым способствуют возникновению травматических ситуаций. Собранные данные о неблагоприятных факторах производственной среды коррелируют с количеством несчастных случаев. Так, исследования показали, что наибольшее количество фиксируемых несчастных случаев приходится на обрубочно-очистной, формовочный и плавильно-заливочный участки (таблица 2).

Таблица 2 – Распределение несчастных случаев по участкам литейных цехов

Участок литейного цеха	Количество травм за год (в % к общему количеству несчастных случаев)		
	чугунолитейные цеха	сталелитейные цеха	общее количество
смесеприготовительный	1,1	2,0	3,1
стержневой	1,0	1,3	2,3
формовочный	8,2	10,7	18,9
шихтовый	1,7	2,5	4,2
плавильно-заливочный	8,3	11,2	19,5
обрубочно-очистной	15,4	20,8	36,2
службы	7,3	8,5	15,8

Особо следует отметить, что, несмотря на более высокий уровень механизации обрубочных участков литейных цехов, характерный для условий массового производства, процент травм превышает подобные показатели для других участков. По всей вероятности это связано с тем, что на данных участках имеется значительное количество работ, выполняемых вручную (навешивание и съём отливок с подвесных конвейеров, обрубка, погрузка в тару и т.д.) с сочетанием высокой напряженности труда в неблагоприятных производственных условиях (значительные уровни шума, вибрации, повышенная запыленность). Исследования фиксируют высокий уровень травматизма также в цехах мелкосерийного производства по той же причине (высокая доля ручного труда, связанного с под-

готовкой форм, набором, транспортировкой и заливкой жидкого металла, извлечением отливок). Все эти физически напряженные работы также выполняются в условиях высоких тепловых потоков и температур, повышенного шума и запыленности воздуха.

Также обращает внимание тот факт, что в условиях мелкосерийного производства на плавно-заливочных участках литейных цехов отмечается более высокий процент несчастных случаев по сравнению с цехами массового производства. Это можно объяснить тем, что, несмотря на более благоприятные условия труда, заливка форм на этих участках чаще всего осуществляется на плацу, где невозможно предусмотреть все меры предосторожности.

Следует отметить службы механика, энергетика и другие службы, работники которых приносят около 16 % всех случаев. Это, в основном, относится к литейным цехам с массовым и серийным типами производства, где уровень механизации и автоматизации составляет порядка 65–80 %. Это можно объяснить тем, что ремонтные работы также проводятся в неблагоприятных производственных условиях (повышенный шум, запыленность, загазованность, высокие температуры, недостаточная освещенность, неудобные напряженные позы). Все это способствует утомлению, снижению внимания и, как следствие, приводит к возникновению несчастных случаев.

Наиболее травмоопасными в литейных цехах всех типов производств являются профессии формовщика, обрубщика, плавильщика, заливщика и слесаря-ремонтника (таблица 3). Значительный травматизм наблюдается среди заливщиков в цехах мелкосерийного и серийного производств, где формы заливаются на плацу, что приводит к возрастанию мер предосторожности в сравнении с заливкой на конвейерах. Анализируя ситуацию с большими рисками травм и ухудшения здоровья в литейном производстве, группа исследователей из School of Sport and Health Science Cardiff Metropolitan University отмечает, что усилия по повышению стандартов безопасности и гигиены труда должны быть дополнены привлечением самих производственных рабочих к планированию работ. По мнению данных исследователей это может создать здоровую психосоциальную сре-

ду, в которой руководству будет легче обеспечить создание здорового и безопасного рабочего места [12].

Следует отметить, что соотношение количества травм по профессиям ежегодно в каждом цехе меняется и суммарно находится на одном уровне. В то же время на профессии обрубщика, формовщика и слесаря-ремонтника практически ежегодно приходится количество травм, близкое к указанным выше величинам. При этом наибольшее количество травм приходится на литейщиков, обрабатывающих значительные по объему и достаточно сложные по конструкции отливки. Причина такого состояния дел на литейных участках в несовершенстве технологии формовочных работ. А именно, в использовании формовочной смеси недостаточной прочности, что приводит к литейным дефектам, хаотично расположенным на поверхности отливок. Это исключает применение дистанционных средств очистки и определяет значительный объем обрубных работ.

Таблица 3 – Распределение несчастных случаев по профессиям пострадавших

Профессия	Количество травм за год в литейных цехах (в % к общему количеству несчастных случаев)		
	чугунолитейных	сталелитейных	общее
земледел	0,9	1,5	2,4
стерженщик	1,4	1,6	3,0
формовщик	8,0	9,6	17,6
шихтовщик	1,2	1,7	2,9
огнеупорщик	1,4	2,8	4,2
плавильщик металла	4,1	5,1	9,2
заливщик металла	2,9	3,9	6,8
выбивальщик отливок	2,0	2,4	4,4
обрубщик	11,0	12,6	23,6
чистильщик отливок	3,2	1,8	5,0
слесарь-ремонтник	5,0	6,4	11,4
уборщик в литейных цехах	2,9	3,3	6,2
электромонтер	1,6	1,7	3,3

Наблюдаемый относительно высокий процент травм слесарей-ремонтников (примерно 11 %) свидетельствует о конструктивных недостатках оборудования, которые порождают отказы, аварии, преждевременный выход его из строя.

Изучение распределения травм по стажу работы пострадавших показывает следующее. В литейных цехах значительное количество несчастных случаев приходится на рабочих со стажем работы до 3-х лет. Наблюдаемый высокий уровень травмирования работающих со стажем до одного года (в среднем 31 %) в большинстве случаев связан с высокой текучестью кадров в литейных цехах и, как следствие, недостаточностью производственного опыта у работающих. Это особенно видно на примере литейных цехов серийного и мелкосерийного производств, где наблюдается самый высокий процент травмируемых со стажем работы в цехе до одного года при возрасте 18–23 года и низкой квалификацией (ученик, 1, 2 разряды). Такая же ситуация наблюдается и в других цехах. Так, в литейных цехах массового производства количество пострадавших низкой квалификации составляет 29 %, серийного – 33 % и мелкосерийного – 38 %. Анализ распределения несчастных случаев по возрасту травмированных показал, что чаще всего травмируются молодые работники (около 29 %) и пожилые литейщики (примерно 42 %).

Наиболее неблагоприятными временными интервалами, с точки зрения времени происшествия несчастных случаев в литейных цехах, являются первый и пятый дни недели, а также начало и окончание трудового процесса. Именно на эти периоды рабочего времени приходится наибольшее количество травм. Изменение напряженности рабочего ритма в течение дня можно охарактеризовать часом происшествия несчастного случая. Наиболее травмоопасными являются первый, четвертый и седьмой часы работы. Наблюдаемый высокий уровень травматизма в первой декаде месяца связан с отсутствием четкого ритма работ, недостаточной загруженностью литейных участков, что притупляет внимание работающих. Большое количество несчастных случаев в конце месяца, а также в конце года, безусловно, связано с повышенной напряженностью труда, приводящей к хроническому накоплению усталости, что ведет к

ослаблению внимания, применению неправильных и опасных приемов выполнения работ.

Более 70 % случаев в литейных цехах происходит по организационным причинам. Например, таким как: нарушения технологических процессов (19 % в цехах массового производства, около 26 % в цехах серийного и 31 % в цехах мелкосерийного производства), недостатки в обучении и инструктировании работающих безопасным приемам труда (19, 16 и 13 %, соответственно), нарушение правил техники безопасности (соответственно, 14, 19 и 26 %), неудовлетворительная организация и содержание рабочих мест, проходов, проездов (6, 9 и 14 %, соответственно).

Из всех причин травмирования работников литейных цехов на травмы по техническим причинам приходится около 15 %. При этом определяющими среди этих технических причин являются конструктивные недостатки оборудования, порождающие отказы, аварии, преждевременный выход машин из строя, а также отсутствие блокировок и средств защиты.

Таким образом, по результатам проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

- проблему обеспечения безопасности труда следует рассматривать комплексно с учетом всех производственных факторов, определяющих условия труда;
- требуется дальнейшее усовершенствование машин и механизмов при строгом соблюдении технологической последовательности производственного процесса и обеспечении эргономических требований;
- необходимо значительное улучшение условий труда работающих на формовочных, плавильно-заливочных и обрубочно-очистных участках за счет повышения уровня механизации и автоматизации тяжелых и опасных работ;
- следует особое внимание уделять организационным мероприятиям (повышение уровня технической дисциплины, усиление работы по обучению безопасности труда работающих).

Список литературы

1. **Лазаренков, А.М.** Условия труда работающих в литейных цехах / А.М. Лазаренков // Литье и металлургия. – 2018. – № 4(92). – С. 160–164.
2. **Экология** литейного производства / А.Н. Болдин [и др.]; под ред. А.Н. Болдина. – Брянск: БГТУ, 2001. – 315 с.
3. **Лазаренков, А.М.** Оценка условий труда работающих в цехах кокильного литья / А.М. Лазаренков, С.А. Хорева // Литейное производство и металлургия 2015. Беларусь : Труды 23-й Международ. науч.-техн. конф., г. Жлобин, 21–22 октября 2015 г. – С. 87–89.
4. **Лазаренков, А.М.** Оценка условий труда работающих при изготовлении отливок гильз цилиндров с использованием карусельных автоматов / А.М. Лазаренков, С.А. Хорева // Литейное производство и металлургия 2015. Беларусь : Труды 23-й Международ. науч.-техн. конф., г. Жлобин, 21–22 октября 2015 г. – С. 90–92.
5. **Правила** технической безопасности и охраны труда в литейном производстве. Утверждено Постановлением Министерства по чрезвычайным ситуациям Республики Беларусь и Министерством труда Республики Беларусь от 03.01.2005 № 1/1.
6. **Правила** по обеспечению промышленной безопасности при получении, транспортировании, использовании расплавов черных и (или) цветных металлов и сплавов на основе этих расплавов. Утверждено Постановлением Министерства по чрезвычайным ситуациям Республики Беларусь от 29.05.2017 № 19.
7. **Сталеразливочные** системы нового поколения / В.И. Золотухин [и др.] // Литье и металлургия. – 2017. – № 4(89). – С. 42–47.
8. **Стеблов, А.Б.** Новые технические решения при разливке металла / А.Б. Стеблов // Литейное производство и металлургия 2019. Беларусь : Труды 27-й Международ. науч.-техн. конф., г. Жлобин, 16–17 октября 2019 г. – С. 113–114.
9. **Харьков, В.А.** Автоматизированная система управления линией непрерывного литья / В.А. Харьков, Ю.В. Саченко // Литье и металлургия. – 2010. – № 3(56). – С. 62–64.
10. **Рожков, А.И.** Поиск способов утилизации пыли дуговых сталеплавильных печей на Белорусском металлургическом заводе. Часть 3. Опыт по брикетированию пыли дуговых сталеплавильных

печей / А.И. Рожков, Е.В. Ермакова // Литье и металлургия. – 2010. – № 3(56). – С. 93–97.

11. Данилевич, И. Новые технологии борьбы с загрязнениями воздуха в металлургическом производстве / И. Данилевич, М. Пичалка // Литейное производство и металлургия 2015. Беларусь : Труды 23-й Междунар. науч.-техн. конф., г. Жлобин, 21–22 октября 2015 г. – С. 102–104.

12. Bell, Nick. Can workers' voice be heard in foundries? / Nick Bell, Colin Powell, Peter Sykes // Литейное производство и металлургия 2018. Беларусь : Труды 26-й Междунар. науч.-техн. конф., г. Жлобин, 17–18 октября 2018 г. – С. 24–27.

References

1. Lazarenkov, A.M. *Usloviya truda robotayushchih v litejnyh cekhah* [Working conditions of workers in foundries] // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*. – 2018. – No. 4 (92). – P. 160–164.

2. Usloviya truda robotayushchih v litejnyh cekhah [Foundry ecology] / A.N. Boldin [et al.]; pod red. A.N. Boldina. – Bryansk; BGTU Publ., 2001. – 315 p.

3. Lazarenkov, A.M. *Ocenka uslovij truda robotayushchih v cekhah kokil'nogo lit'ya* [Assessment of working conditions of workers in die casting shops] // *Litejnoe proizvodstvo i metallurgiya 2015. Belarus': Trudy 23-j Mezhdunar. nauch.-tekhn. konf., g. Zhlobin, 21–22 oktyabrya 2015 g* [Proceeding of the 23-th International Scientific and Technical Conference «Foundry and Metallurgy 2015. Belarus», October 21–22, Minsk]. – P. 87–89.

4. Lazarenkov, A.M. *Ocenka uslovij truda robotayushchih pri izgotovlenii otlivok gil'z cilindrov s ispol'zovaniem karusel'nyh avtomatov* [Assessment of working conditions of workers in the manufacture of cylinder liner castings using carousel machines] / A.M. Lazarenkov, S.A. Choreva // *Litejnoe proizvodstvo i metallurgiya 2015. Belarus': Trudy 23-j Mezhdunar. nauch.-tekhn. konf., g. Zhlobin, 21–22 oktyabrya 2015 g* [Proceeding of the 23th International Scientific and Technical Conference «Foundry and Metallurgy 2015. Belarus», October 21–22, Minsk]. – P. 90–92.

5. Pravila *tehnicheskoy bezopasnosti i ohrany truda v litejnom proizvodstve* [Rules of technical safety and labor protection in the foundry]. *Utverzhdeno Postanovleniem Ministerstva po chrezvychajnym situaciyam Respubliki Belarus' i Ministerstvom truda Respubliki Belarus' ot 03.01.2005 № 1/1* [Approved by the Resolution of the Ministry of Emergency Situations of the Republic of Belarus and the Ministry of Labor of the Republic of Belarus dated 03.01.2005 No. 1/1].

6. Pravila *po obespecheniyu promyshlennoj bezopasnosti pri poluchenii, transportirovanii, ispol'zovanii rasplavov chernyh i (ili) cvetnyh metallov i splavov na osnove etih rasplavov* [Rules for ensuring industrial safety when receiving, transporting, using melts of ferrous and (or) non-ferrous metals and alloys based on these melts.]. *Utverzhdeno Postanovleniem Ministerstva po chrezvychajnym situaciyam Respubliki Belarus' i Ministerstvom truda Respubliki Belarus' ot 29.05.2017, № 1/1* [Approved by the Resolution of the Ministry of Emergency Situations of the Republic of Belarus dated 23.05.2017 No. 19].

7. Stalerazlivochnye *sistemy novogo pokoleniya* [New generation steel pouring systems] / V.I. Zolotuhin [et al.] // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*. – 2017. – No. 4(89). – P. 42–47.

8. Steblov, A.B. *Novye tekhnicheskie resheniya pri razlivke metalla* [New technical solutions for metal casting] / A.B. Steblov // *Litejnoe proizvodstvo i metallurgiya 2019. Belarus': Trudy 27-j Mezhdunar. nauch.-tekhn. konf., g. Zhlobin, 16-17 oktyabrya 2019 g* [Proceeding of the 27th International Scientific and Technical Conference «Foundry and Metallurgy 2019. Belarus», October 16–17, Minsk]. – P. 113–114.

9. Har'kov, V.A. *Avtomatizirovannaya sistema upravleniya liniej nepreryvnogo lit'ya* [Automated continuous casting line control system] / V.A. Har'kov, Yu.V. Sachenko // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*, 2010. – No. 3(56). – P. 62–64.

10. Rozhkov, A.I. *Poisk sposobov utilizacii pyli dugovyh staleplavil'nyh pechej na Belorusskom metallurgicheskom zavode. Chast' 3. Opyt po briketirovaniyu pyli dugovyh staleplavil'nyh pechej* [Search for ways to utilize dust from arc steel-making furnaces at the Belarusian Metallurgical Plant. Part 3. Experience in briquetting dust of arc steel-making furnaces] / A.I. Rozhkov, E.V. Ermakova // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*, 2010. – No. 3(56). – P. 93–97.

11. Danilevich, I. *Novye tekhnologii bor'by s zagryazneniyami vozduha v metallurgicheskom proizvodstve* [New technologies for combating air pollution in metallurgical production] / I. Danilevich, M. Pishchalka // *Litejnoe proizvodstvo i metallurgiya 2015. Belarus': Trudy 23-j Mezhdunar. nauch.-tekhn. konf., g. Zhlobin, 21–22 oktyabrya 2015 g* [Proceeding of the 23th International Scientific and Technical Conference «Foundry and Metallurgy 2015. Belarus», October 21–22, Minsk]. – P. 102–104.

12. Bell, Nick. Can workers' voice be heard in foundries? / Nick Bell, Colin Powell, Peter Sykes // *Litejnoe proizvodstvo i metallurgiya 2018. Belarus': Trudy 26-j Mezhdunar. nauch.-tekhn. konf., g. Zhlobin, 17–18 oktyabrya 2018 g* [Proceeding of the 26th International Scientific and Technical Conference «Foundry and Metallurgy 2018. Belarus», October 17–18, Minsk]. – P. 24–27.

Послупила 18.06.2020
Received 18.06.2020

К ВОПРОСУ ВЫБОРА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ОКИСЛЕННЫХ ОТХОДОВ АЛЮМИНИЯ

Л.В. ТРИБУШЕВСКИЙ, Б.М. НЕМЕНЕНОК, д-р техн. наук,
Г.А. РУМЯНЦЕВА, канд. техн. наук
Белорусский национальный технический университет

Проведен анализ технологий переработки окисленных отходов алюминия в короткопламенной роторной печи с использованием флюсов и по бесфлюсовому варианту. Показано, что плавка с использованием флюсов обеспечивает повышение металлургического выхода металлического расплава, но возникают проблемы с захоронением образующихся бедных шлаков, которые относятся к 4 классу опасности.

В случае бесфлюсовой плавки окисленных отходов алюминия металлургический выход металлического расплава несколько ниже, но отпадает необходимость в захоронении образующихся шлаков, которые являются ценным сырьем при производстве реагентов для выпечной обработки стали. При этом появляется возможность реализации безотходных технологий переработки окисленных отходов алюминия, создаются более комфортные условия труда и отсутствует экологический налог на захоронение отходов. Такой вариант переработки имеет экономический, экологический и социальный эффект.

Ключевые слова: безотходная технология, окисленные отходы алюминия, переработка отходов, короткопламенная роторная печь, металлургический выход.

ON THE ISSUE OF CHOOSING A TECHNOLOGY FOR PROCESSING OXIDIZED ALUMINUM WASTE

L.V. TRIBUSHEVSKIY, B.M. NEMENENOK, Dr. of Engineering Sciences,
G.A. RUMIANTSEVA, Ph. D in Technical Science
Belarusian National Technical University

The analysis of technologies for processing oxidized aluminum wastes in a short-flame rotary furnace using fluxes and a non-flux version is carried out. It is shown that smelting with the use of fluxes provides an increase in the metallurgical yield of the metal melt, but problems arise with the disposal of the resulting poor slags, which belong to the 4th hazard class.

In the case of flux-free smelting of oxidized aluminum waste, the metallurgical yield of the metal melt is somewhat lower, but there is no need to dispose of the resulting slags, which are valuable raw materials in the production of reagents for out-of-furnace steel treatment. When the possibility of implementing non-waste technologies for processing oxidized aluminum wastes is manifested, more comfortable working conditions are created and there is no environmental tax on waste disposal. This processing option has clear economic, environmental and social benefits.

Keywords: *waste-free technology, oxidized aluminum waste, waste processing, short-flame rotary kiln, metallurgical output.*

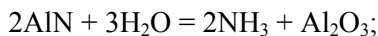
К окисленным отходам алюминия относят стружку алюминиевых сплавов, образующиеся при плавке и рафинировании шлаки, съемы, сливы, выгребы с подины плавильных печей. Содержание алюминия в таких отходах зависит от вида технологии плавки и колеблется от 5 до 80 %. Учитывая отсутствие собственной сырьевой базы для производства алюминиевых сплавов, такие отходы имеют важное значение при получении марочных сплавов из вторичного сырья. Для переработки окисленных отходов алюминия наиболее часто используют разные типы роторных печей, обеспечивающих более быстрый и равномерный нагрев шихты. Достижение удовлетворительной степени извлечения алюминия обеспечивается при использовании большого количества флюсов (до 300 кг на 1 т отходов алюминия), что приводит к образованию значительных объемов отходящих газов, очистка которых требует дорогостоящей и сложной аппаратуры. Кроме того, возникает проблема переработки солевых шлаков, накапливающихся в больших количествах [1–4]. При такой технологии плавки флюсы необходимы не только для защиты металла от окисления, но и для решения ряда других задач. Флюс, во-первых, покрывает загруженную в печь шихту и тем самым защищает ее от контакта с воздухом или атмосферой печи, уменьшая окисление металла. Во-вторых, каждая частичка металла покрыта тонкой оксидной пленкой благодаря высокому сродству алюминия с кислородом, и задача флюса состоит в том, чтобы после расплавления металла эту оксидную пленку разрушить. В-третьих, возникшие при плавлении капли жидкого металла должны коагулировать и слиться с расплавленной ванной, поэтому назначение флюса –

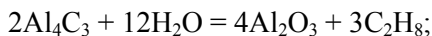
стимулировать этот процесс, который при вращении корпуса печи ускоряется. В-четвертых, флюс должен растворять или отделять прилипшие к металлу примеси. При переработке на марочные сплавы важным показателем также является металлургический выход, который зависит от технологии плавки, количества и состава используемых флюсов [1].

С экономической и экологической точек зрения нежелательно иметь излишек соли, образующей шлак. Это увеличивает производственные затраты, как и утилизация солевого шлака, удаленного из печи в конце плавки. Солевые шлаки, не подлежащие переработке, относятся к отходам 4 класса опасности и захораниваются на специальных полигонах с уплатой соответствующего экологического налога. За последние 10 лет размер экологического налога увеличился в 5,3 раза и в 2019 году составил 64,91 руб/т.

Следует также учитывать, что при плавке в пламенных печах слой флюса затрудняет передачу тепла от факела сжигаемого топлива к расплаву. В результате взаимодействия флюса с расплавом образуется шлак, который является хорошим теплоизолятором. Так, при толщине слоя шлака 100 мм на плавление алюминия затрачивается на 30 % больше энергии, чем при слое шлака в 25 мм [5]. Поэтому с экономической и экологической точек зрения нерационально иметь излишек флюса.

Химическое взаимодействие компонентов флюсов с футеровкой печи сокращает срок ее эксплуатации, а взаимодействие их с горячими газами приводит к образованию высокотоксичных диоксинов, улавливание и нейтрализация которых требует использования дорогостоящих очистных сооружений. При плавке окисленных отходов алюминия в пламенных печах с продолжительным контактом горячих газов с алюминием в шлаках обнаруживается значительное количество нитрида и карбида алюминия, что подтверждается результатами рентгеноструктурного анализа. Хранение таких шлаков на открытых площадках приводит к образованию аммиака, ацетилена или пропана в результате взаимодействия нитридов и карбидов алюминия с влагой по реакциям [2, 5]:





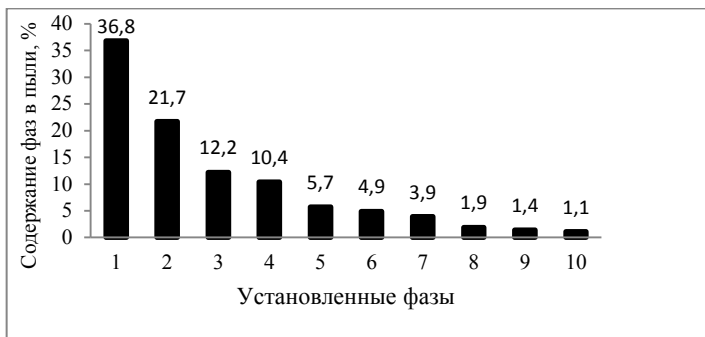
Протекание этих реакций сопровождается выделением большого количества тепла, нагревом шлака, дополнительным окислением алюминия и ухудшением экологической ситуации в местах складирования алюминиевых шлаков.

Учитывая многочисленные негативные последствия использования флюсов при плавке окисленных отходов алюминия, были проведены опытные бесфлюсовые плавки таких отходов в короткопламенной роторной печи.

Металлозавалка каждой плавки состояла из 250 кг роллет, 200 кг пробки, 70 кг просева шлака с фракцией более 10 мм и 60–70 кг мелкого алюминиевого лома из алюминиевых радиаторов и конденсаторов. Общая масса шихты составляла 580–590 кг. Перед проведением балансовых плавок циклон полностью очищался от пыли, а после окончания серии балансовых плавок вся собравшаяся в циклоне пыль извлекалась и взвешивалась. Общая масса пыли по итогам 16 плавок составила 496 кг или в среднем 31 кг на плавку. Большие объемы образующейся пыли (примерно 31 кг на плавку или более 5 % от металлозавалки) связаны с особенностями конструкции короткопламенной роторной печи, характеризующейся прямоточным движением горячих газов с высокой скоростью в рабочем пространстве печи. Это и обуславливает существенные потери шихты с развитой поверхностью во время плавки. Одновременно малое время контакта горячих газов с расплавом и шихтой снижает вероятность химического взаимодействия алюминия с компонентами газовой фазы и образования нитрида и карбида алюминия. Результаты фазового анализа пыли из циклона, выполненные на рентгеноструктурном анализаторе ДРОН-3 (рисунок 1), подтвердили это предположение.

При таком варианте плавки в составе пыли практически отсутствуют хлорсодержащие соединения и преобладают оксиды алюминия различных форм с общей концентрацией около 75 % ($\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Al}_{2,144}\text{O}_{3,2} + \text{Al}_2\text{O} + \text{Al}_2\text{O}_3$), шпинели, содержащие в своем составе оксиды алюминия (~ 12 %) и 12 % чистого алюминия. Образование

субоксида алюминия (Al_2O) характерно для плавки алюминия без покровного флюса в пламенных печах [6].



1 – Al_2O_3 ; 2 – Al_2O ; 3 – Al; 4 – Al_2O_3 ; 5 – $\text{Al}_{2,144}\text{O}_{3,2}$; 6 – $\text{Mg}_{0,388}\text{Al}_{2,408}\text{O}_4$; 7 – $\text{Al}_5\text{SiO}_{9,5}$;
8 – KAlSi_3O_8 ; 9 – $\text{Na}_{0,3833}\text{K}_{0,6165}\text{Cl}$; 10 – CaAl_4O_7

Рисунок 1 – Результаты фазового анализа пыли из циклона при бесфлюсовой плавке окисленных отходов алюминия

Результаты балансовых плавок приведены в таблице 1.

По ходу плавки окисленных отходов алюминия в пламенной печи протекает ряд процессов, оказывающих противоположное действие на изменение массы переплавляемых материалов. При сгорании краски на поверхности роллет и пробок образуются продукты, которые удаляются с газами и не учитываются в балансе плавки. Параллельно происходит окисление алюминия продуктами сгорания топлива и кислородом воздуха, что сопровождается приростом массы, так как при окислении 1 кг алюминия образуется 1,89 кг оксида алюминия, который остается в шлаке или улавливается в виде пыли. Поэтому для некоторых плавок масса полученных продуктов превышает массу исходных материалов, хотя средние значения загруженных и полученных материалов по 16 плавкам практически совпадают. Причину превышения массы конечных продуктов по отдельным плавкам над массой исходной шихты можно, очевидно, объяснить также частичным зависанием шлака в виде настывшей на футеровке печи по ходу плавки с дальнейшим смыванием его в процессе последующих плавок. Это в итоге и обеспечило изменение

металлургического выхода в диапазоне 54,6–65,6 %. Анализ химического состава образующегося шлака показал, что остаточное содержание корольков алюминия в нем составляет 9–11 %, а основным компонентом является Al_2O_3 , доля которого колеблется в пределах 69–74 %. В меньшей степени представлены оксиды магния, кремния, железа, щелочных металлов. Таким образом, образующиеся при бесфлюсовой плавке вторичный алюминиевый шлак и пыль являются подходящими компонентами для получения реагентов для внепечной обработки стали, которые могут быть реализованы на металлургические предприятия.

Таблица 1 – Результаты балансовых бесфлюсовых плавок окисленных отходов алюминия в короткопламенной роторной печи

Номер плавки	Масса компонентов шихты, кг				Масса шихты, кг	Масса продуктов плавки, кг			
	роллета	пробка	просев шлака	лом		металл	шлак	пыль	всего
1	250	200	70	70	590	339	235	31	605
2	250	200	70	70	590	362	243	31	636
3	250	200	70	70	590	376	230	31	637
4	250	200	70	70	590	366	236	31	633
5	250	200	70	70	590	322	204	31	557
6	250	200	70	70	590	387	162	31	580
7	250	200	70	70	590	349	177	31	557
8	250	200	70	70	590	340	193	31	564
9	250	200	70	70	590	345	212	31	588
10	250	200	70	70	590	349	203	31	583
11	250	200	70	70	590	335	221	31	587
12	250	200	70	70	590	348	201	31	580
13	250	200	70	60	580	364	196	31	591
14	250	200	70	60	580	330	214	31	575
15	250	200	70	60	580	352	172	31	555
16	250	200	70	60	580	349	182	31	562
Средн.					587,5	350,8	205	31	586,87

Бесфлюсовая плавка окисленных отходов алюминия в короткопламенной роторной печи обеспечивает более низкий металлургический выход металлического расплава, но одновременно способствует получению шлака и пыли, которые не подлежат захоронению, а полностью используются при получении реагентов для раз-

жижения рафинировочных шлаков и корректировки их составов. Таким образом, такую технологию переплава окисленных отходов алюминия можно отнести к безотходной, при которой доля используемых продуктов плавки по отношению к исходной шихте превышает 95 % и отпадает необходимость в захоронении солевых шлаков, как отходов 4 класса опасности. Экономический эффект от реализации реагентов для внепечной обработки стали и снижения расходов на экологический налог превышает доходы от реализации дополнительного алюминия, полученного при флюсовой плавке его окисленных отходов. Следовательно, использование бесфлюсовой плавки окисленных отходов алюминия в короткопламенной роторной печи является более предпочтительной и обеспечивает экономический, экологический и социальный эффект.

Список литературы

1. **Шмитц, К.** Рециклинг алюминия. Справочное руководство / К. Шмитц, Й. Домагала, П. Хааг. – М.: «АлюсилМВиТ», 2008. – 528 с.
2. **Повышение** экологической безопасности процессов плавки и рафинирования алюминиевых сплавов / С.П. Задруцкий [и др.]. – Минск: БНТУ, 2012. – 231 с.
3. **Волочко, А.Т.** Переработка и использование алюминиевых отходов в производстве порошков, паст, композиционных и керамических материалов / А.Т. Волочко. – Минск: Беларуская навука, 2006. – 302 с.
4. **Макаров, Г.С.** Слитки из алюминиевых сплавов с магнием и кремнием для прессования / Г.С. Макаров. – М.: Интермет Инженеринг, 2011. – 528 с.
5. **Флюсовая** обработка – просто и доступно / Д.В. Пискарев [и др.] // Цветные металлы. – 2010. – № 12. – С. 64–68.
6. **Фомин, Б.А.** Металлургия вторичного алюминия / Б.А. Фомин, В.И. Москвитин, С.В. Махов. – М.: ЭКОМЕТ, 2004. – 240 с.

References

1. **Shmitc, K.** Recikling alyuminiya. Spravochnoe rukovodstvo [Aluminum recycling. Help guide] / K. Shmitc, J. Domagala, P. Haag. – Moscow: AlyusilMViT Publ., 2008. – 528 p.

2. **Povyshenie ekologicheskoy bezopasnosti processov plavki i rafinirovaniya alyuminievykh splavov** [Improving the environmental safety of the processes of melting and refining aluminum alloys] / S.P. Zadruckij [et al.]. – Minsk: BNTU Publ., 2012. – 231 p.

3. **Volochko, A.T. Pererabotka i ispol'zovanie alyuminievykh othodov v proizvodstve poroshkov, past, kompozicionnykh i keramicheskikh materialov** [Recycling and use of aluminum waste in the production of powders, pastes, composite and ceramic materials] / A.T. Volochko. – Minsk: Belaruskaya navuka Publ., 2006. – 302 p.

4. **Makarov, G.S. Slitki iz alyuminievykh splavov s magniem i kremniem dlya pressovaniya** [Aluminum alloy ingots with magnesium and silicon for pressing] / G.S. Makarov. – Moscow: Intermet Inzhenering Publ., 2011. – 528 p.

5. **Flyusovaya obrabotka – prosto i dostupno** [Flux treatment - simple and affordable] / D.V. Piskarev [et al.] // *Cvetnye metally = Non-ferrous metals*. – 2010. – No. 12. – P. 64–68.

6. **Fomin, B.A. Metallurgiya vtorichnogo alyuminiya** [Secondary aluminum metallurgy] / B.A. Fomin, V.I. Moskvitin, S.V. Mahov. – Moscow: EKOMET Publ., 2004. – 240 p.

Поступила 28.07.2020

Received 28.07.2020

**ОСОБЕННОСТИ МЕХАНИЗМА КРИСТАЛЛИЗАЦИИ
СЕРЫХ ЧУГУНОВ В РЕЗУЛЬТАТЕ МОДИФИЦИРОВАНИЯ
ДИСПЕРСНЫМИ ДОБАВКАМИ С ПОЗИЦИЙ ТЕРМОДИНАМИКИ
ОТКРЫТЫХ НЕРАВНОВЕСНЫХ СИСТЕМ**

Ф.И. РУДНИЦКИЙ, канд. техн. наук
Белорусский национальный технический университет,
С.А. КУЛИКОВ, В.А. ШУМИГАЙ, ОАО «Минский тракторный завод»,
Л.С. ШУМАНСКАЯ
Белорусский национальный технический университет

Рассмотрены теоретические основы процесса кристаллизации расплава серого чугуна с позиций термодинамики открытых неравновесных систем. Показана целесообразность рассмотрения плавления и кристаллизации отливок как неравновесных процессов. Теоретически обосновано использование для модифицирования расплавов ультрадисперсных модификаторов. При этом указано, что способ введения дисперсных смесей в расплав имеет очень важное значение, которое определяет эффективность модифицирования. Изучены морфология и состав некоторых видов дисперсных отходов литейных цехов. Приведены экспериментальные данные, полученные в результате модифицирования отливок моторной группы ОАО «МТЗ» модификаторами на основе дисперсных отходов.

***Ключевые слова:** серый чугун, модифицирование, дисперсные добавки, диссипативные структуры, механические свойства.*

**FEATURES OF THE MECHANISM OF CRYSTALLIZATION
OF GRAY CAST IRONS AS A RESULT OF MODIFICATION
WITH DISPERSED ADDITIVES FROM THE STANDPOINT
OF THERMODYNAMICS OF OPEN NONEQUILIBRIUM SYSTEMS**

F.I. RUDNITSKY, Ph.D in Technical Science
Belarusian National Technical University,
S.A. KULIKOV, V.A. SHUMIGAJ, Minsk Tractor Works,
L.S. SHUMANSKAYA, Belarusian National Technical University

The article discusses the theoretical foundations of the process of crystallization of molten gray cast iron from the standpoint of the thermodynamics of open nonequilibrium systems. The expediency of considering the melting and

crystallization of castings as nonequilibrium processes is shown. The use of ultrafine modifiers to modify melts is theoretically justified. It is indicated that the method of introducing dispersed mixtures into the melt is very important, which determines the effectiveness of the modification. The morphology and composition of some types of particulate waste from foundries were studied. Experimental data obtained as a result of modifying the castings of the motor group of OJSC «MTW» with modifiers based on dispersed waste are presented.

Keywords: *gray cast iron, modification, dispersed additives, dissipative structures, mechanical properties.*

Введение. Под понятием «модифицирование» в литейном производстве в широком смысле подразумевают любое воздействие на расплав, приводящее к изменению литой структуры. Наиболее простая классификация типов модифицирования представлена тремя видами [1]:

- модифицирование I рода – использование элементов-инокуляторов;
- модифицирование II рода – применение элементов-ПАВ;
- модифицирование III рода – модифицирование (дробление) эвтектики.

Существуют и более сложные примеры классификации [2]. Нетрудно видеть, что какова бы ни была классификация, без уточнения конкретных механизмов, протекающих в металлических расплавах, она является условной. С этой позиции разработка различных составов модификаторов определяется конечным результатом при условии положительного влияния модификаторов. Использование теоретической базы позволяет перейти от констатации свойств литья в результате проведения экспериментов к их прогнозированию. Для уточнения механизмов кристаллизации чугунов предприняты многочисленные исследования и расчеты, в т.ч. и касательно жидких металлов и сплавов[3].

Одной из возможных причин задержки в развитии теории кристаллизации сплавов является, по-видимому, попытка анализа процессов кристаллизации и плавления с позиции термодинамики замкнутых систем, в которых протекают линейные необратимые процессы. Это состояние характеризуется известной формулой энергии Гиббса:

$$\Delta G = \Delta H - \Delta TS. \quad (1)$$

Выражение (1) достаточно хорошо описывает диаграммы состояния одно- и двухкомпонентных систем. Однако ситуация меняется при попытке описать открытые процессы, например, плавление. Кристаллическое состояние тела более упорядочено (его энтропия меньше), чем жидкое состояние. Согласно второму началу термодинамики система стремится к максимуму энтропии в новом состоянии, т.е. в закрытых системах без обмена энергией с окружающей средой не возникает движущей силы к уменьшению энтропии. В открытых системах это компенсируется диссипацией тепловой энергии в окружающую среду – расплав охлаждается, рассеивает тепловую энергию и кристаллизуется. Таким образом, для поддержания жидкого состояния расплава системе необходимо сообщать энергию в виде нагрева, создавая при этом поток энтропии. Учитывая, что плавящийся металл является открытой системой, а охлаждающийся расплав – линейным необратимым процессом, из этого вытекает, что процессы кристаллизации и плавления требуют рассмотрения с позиций открытых неравновесных систем.

Как указано выше, для поддержания расплава в жидком состоянии ему необходимо сообщать энергию. Вследствие этого выражение (1) следует изменить, т.к. энтропия S уже состоит из двух членов:

$$S_{\text{общ}} = S_{\text{в.о}} + S_{\text{вн.пр}}, \quad (2)$$

где $S_{\text{общ}}$, $S_{\text{в.о}}$, $S_{\text{вн.пр}}$ – энтропия всей системы, внешнего обмена и внутренних процессов соответственно. Данный подход применен И. Пригожиным для описания процессов, протекающих в неравновесных системах [4].

Теория неравновесного состояния предусматривает понятие самоорганизации – явления упорядочивания системы в неравновесных условиях [4, 5]. В некоторых случаях процессы самоорганизации приводят к такому состоянию, когда в среде возникают реакции по типу Белоусова-Жаботинского (автокаталитические колебания, независимые от времени). Одним из условий возникновения такого рода реакций является смещение системы с позиции равновесия.

Отсюда вытекает факт теории катастроф – для упорядочивания системы она должна выйти из равновесия. Другими словами, энтропия нового состояния должна быть меньше энтропии предшествующего состояния (критерий эволюции Пригожина):

$$\Delta S < 0. \quad (3)$$

Плавление металла – это сообщение системе постоянного потока энтропии. Поэтому вполне оправдано ожидать реакций самоорганизации в расплавленном металле. По-видимому, современное понятие «кластер» [3] являет собой классическую диссипативную структуру. Понятие «диссипативная структура» было введено в 1971 г. Пригожиным и Гленсдорфом. Т.е. когда исчезает воздействие, вызвавшее образование такой структуры, она тоже разрушается. В расплавленном металле условие (3) может выполняться, что и обуславливает существование кластеров. При снятии внешнего воздействия с расплава (температуры) он переходит из состояния открытой неравновесной системы к линейному необратимому процессу – кристаллизации (проходит точку бифуркации). Дальнейшее поведение системы, без приложения внешнего воздействия, описывается выражением (1). Однако при приложении к кристаллизующемуся расплаву какого-либо воздействия (например, модифицирования путем введения добавок), он неизбежно отклонится от состояния равновесия. В таких условиях ожидать автокаталитических явлений самоорганизации преждевременно. Но в то же время анализ линейных необратимых реакций показывает [4, 5], что если система претерпевает изменение какого-либо параметра (претерпевает внешнее или внутреннее возмущение), то этот параметр будет изменяться во времени до тех пор, пока система не придет в равновесие. Это свидетельствует о том, что в линейной необратимой реакции также возможны колебания, которые будут затухать во времени. По-видимому, это также может приводить к появлению временных образований – диссипативных структур.

Если принять данные положения, процесс модифицирования представляется в следующем: в системе (расплаве), претерпевающей линейный необратимый процесс (кристаллизацию) и испытывающей внешнее воздействие, возникает неоднородность по составу

ву (флуктуация), которая испытывает колебания во времени до тех пор, пока возникшее возмущение не будет компенсировано средой. Таким образом, любое локальное отклонение системы от равновесия может служить осциллятором, излучающим в среду колебания («химические волны») [4]. Особенностью таких осцилляторов является то, что передача вещества производится не классическими волнами, где вещество перемещается по фронту, а соединениями.

В этом случае процесс модифицирования раскладывается минимум на два временных периода: создание локальных возмущений в системе и процесс релаксации среды. Очевидно, что эти два временных промежутка регулируются различными параметрами: первый период ограничен областью взаимодействующих осцилляторов, второй – диффузией.

Размер критической области (область взаимодействующих осцилляторов) регулируется количеством введенного вещества. В реальных условиях, используя для модифицирования, например, лигатуру, невозможно добиться такого случая, когда она распадется на необходимое количество взаимодействующих в расплаве фрагментов. При попадании макроскопического тела (т.е. тела, соизмеримого по размерам с объемом расплава) в расплав, по его контуру, вследствие возникшего градиента температур, возникнет переходной слой. Очевидно, что процесс растворения такого тела ограничен диффузионными потоками к переходному слою через тело, и через переходной слой в толщу расплава.

В [4] приведена формула Назареа, которая связывает период колебаний, размер критической области и диффузию:

$$T = \frac{1}{2} \delta l^2, \quad (4)$$

где T – период колебаний, δ – максимальная сумма элементов столбцов обратной матрицы коэффициентов диффузии, l – размер критической области.

Выражение (4) показывает, что реальный процесс модифицирования (сообщение среде возмущения) может происходить как колебаниями, так и диффузионными потоками. Первый вариант более предпочтителен, т.к. диффузия растянута во времени. Однако для возникновения колебаний флуктуаций необходимо создать область

локального упорядочивания, т.е. систему взаимодействующих осцилляторов. Этого можно добиться при использовании дисперсных материалов.

Таким образом, для перехода от диффузионного механизма передачи вещества к колебательному при модифицировании расплавов целесообразно использовать дисперсное вещество, введенное определенным образом, и равномерно распределяя частицы по объему. Количество вещества, т.е. регулирующий параметр размера критической области, имеет эффективный диапазон. В случае введения незначительного количества вещества осцилляторы будут расположены слишком далеко друг от друга, при превышении необходимого количества – слишком близко. Т.е. дисперсность материала и способ его ввода в расплав имеют решающее значение.

Было бы неверным полагать, что «химические осцилляторы» заменяют собой диффузию или каким-либо образом «отключают» ее. Классическая термодинамика характеризует систему при помощи макроскопических параметров: температуры, давления и объема. Локальное упорядочивание, флуктуация является микроскопическим явлением. В результате отклонения системы от равновесия происходит расслоение временных процессов, протекающих в ней на быстрые и медленные [6]. Линейный закон приближения системы к равновесию предполагает, что скорость v приближения системы к состоянию равновесия пропорциональна термодинамической движущей силе X . Если таких сил несколько, тогда:

$$v_i = \sum_j L_{ij} X_j, \quad (5)$$

где L_{ij} – перекрестные кинетические коэффициенты.

Таким образом, быстрые локальные процессы могут протекать практически мгновенно, по сравнению с медленными глобальными процессами. Выражения (4) и (5) показывают, что микроскопическое упорядочивание будет компенсироваться средой путем колебаний до тех пор, пока микроскопические параметры не приведут к изменению макроскопических параметров системы. Другими словами, чем дальше система находится от позиции равновесия, тем больше превалируют колебания параметров. И, соответственно, чем

ближе система к равновесию, тем больше влияние диффузии. Данные утверждения формируются на основе теоремы Онзагера и принципа микроскопической обратимости. Поэтому использование для модифицирования расплавов ультрадисперсных смесей позволяет действовать на него на локальном, микроскопическом уровне. При этом ультрадисперсные смеси могут быть как искусственного, так и естественного происхождения.

Постановка задачи. Методы и материалы. На предприятии ОАО «Минский тракторный завод», как и на большинстве промышленных объектов, образуются дисперсные металлосодержащие отходы: шламы, пыль аспираторных установок и др. Обычно такие материалы являются безвозвратными. Некоторые виды таких отходов, например, шламы быстрорежущих сталей могут содержать дорогостоящие легирующие элементы: W, V, Cr, Mo. Поэтому использование таких отходов для модифицирования расплавов выгодно сразу с нескольких позиций: рециклинга трудноперерабатываемых отходов и снижения себестоимости выпускаемого литья. Для этого необходимо определить фракционный и химический состав таких отходов, изучить влияние модификаторов на их основе на свойства отливок.

Изучение морфологии частиц, фракционного и химического состава дисперсных смесей проводили на электронном сканирующем микроскопе VEGA TESCAN. Исследование металлографических образцов проводилось на электронном сканирующем микроскопе MIRA TESCAN.

Экспериментальную часть работы проводили на плавильно-заливочном участке цеха точного стального литья. Расплав чугуна марки СЧ20 готовили в индукционной тигельной печи емкостью 1 т с кислой футеровкой. Завалку, плавку и доводку металла вели согласно действующего технологического процесса. Модифицирование проводили в ковше емкостью 100 кг с подачей модификатора на струю. Модификатор предварительно упаковывали в конверт из алюминиевой фольги. Алюминиевый конверт предназначен для предохранения модификатора от выгорания, подача на струю позволяет добиться максимального распределения дисперсных частиц по объему. Первый ковш не модифицировали и из него заливали в форму ХТС контрольные образцы. В каждый последующий ковш

вводили навеску модификатора и также отливали образцы-свидетели. Температуру регистрировали прибором ДИСК-250М с термопарой ПТПР-91.

Результаты исследований и их анализ. Результаты исследований дисперсных образцов на электронном микроскопе (рисунок 1) позволяют сделать вывод, что определяющим состав и свойства шламов фактором является процесс, при котором они образуются. Этот фактор влияет не только на фракционный и химический состав шламов, но также на форму металлических частиц.

Пыль дробебетных камер (рисунок 1, а) состоит в большей части из осколков зерен песка, образовавшихся при удалении пригара с тела отливки, а также металлических частиц – остатков дробы, сколов с отливок и т.п. Фракционный состав определяет и содержание химических элементов: данный вид отходов содержит в большом количестве кремний, а также железо, кислород и углерод, содержание остальных элементов исчезающе мало.

Шлам металлоабразивный с участка обнажачивания крупного литья (рисунок 1, б) представляет собой механическую смесь, состоящую из металлических частиц, образовавшихся при обработке отливки и осколков абразива. Химический состав представлен железом, кислородом, алюминием и углеродом.

Состав шлама дуговой печи (рисунок 1, в) представляет собой смесь окисленных металлических частиц и силикатов. По химическому составу этот шлак кроме железа, кислорода и кремния, также содержит хром и никель.

Шлак металлоабразивный с участка шлифовки специнструмента (рисунок 1, г), как и образец шлама с участка крупного литья, состоит из смеси металлических частиц, образовавшихся при обработке инструмента и осколков абразива. В то же время он содержит вольфрам, молибден, ванадий и хром.

Перспективными для использования в качестве модификаторов для расплавов из всех отобранных образцов, по нашему мнению, являются металлоабразивные шламы, т.к. в их составе содержится большое количество металлических частиц, в т.ч. и карбидообразующие элементы, которые должны способствовать увеличению механических свойств отливок. Наиболее перспективны шламы участков, где происходит обработка специального инструмента.

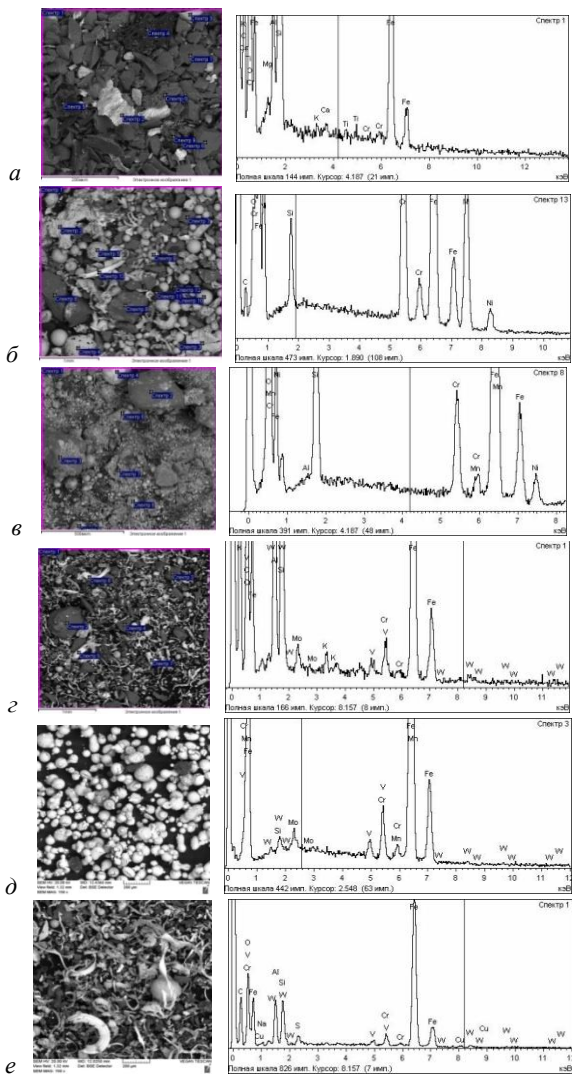


Рисунок 1 – Отходы литейных цехов ОАО «МТЗ», порошок стали P6M5, общий вид и результаты микроспектрального анализа: *а* – пыль дробетметных камер; *б* – шлам металлообразивный (участок крупного литья); *в* – шлам дуговой печи; *г* – шлам металлообразивный (участок специнструмента), *д* – порошок стали P6M5, *е* – магнитная фракция шлама стали P6M5

Исходя из полученных результатов, было принято решение опробовать металлоабразивный шлам с участка шлифовки специнструмента в качестве основы для комплексного модификатора серых чугунов. Исследования химического состава шлама (рисунок 1, з) показывают, что он содержит в немалом количестве легирующие элементы, в первую очередь вольфрам. Значительное содержание Al и Si обусловлено наличием в составе шлама частиц абразива.

На рисунке 2 показано приращение прочности чугуна σ_b при введении различных модификаторов. Видно, что даже незначительные по массе добавки (0,005 %) дисперсного материала могут значительно отклонить систему от равновесия. Эта гистограмма также подтверждает вывод о наличии эффективного диапазона количества вводимого вещества. При первоначальном ухудшении свойств дальнейшее увеличение количества введенного материала может привести к скачкообразному изменению свойств.

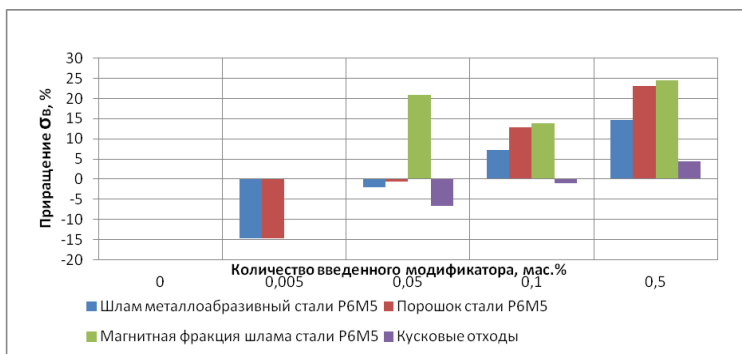


Рисунок 2 – Влияние различных модификаторов на прочность серого чугуна

С целью определения преобладающего влияния одной из составляющих (металлическая и неметаллическая) на свойства чугуна в процессе исследований в качестве модификатора был использован чистый порошок стали Р6М5 (рисунок 1, д).

Результаты экспериментов оказались схожими. Введение незначительного количества порошка стали Р6М5 (0,005 %) приводит к снижению прочности. В то же время, прирост прочности фиксиру-

ется на более высоком уровне, что может быть связано с отсутствием неметаллической составляющей (частиц абразива).

Учитывая этот факт, в последующих экспериментах принято решение использовать в качестве модификатора металлическую составляющую металлоабразивного шлама (рисунок 1, *e*), используя для удаления неметаллической составляющей магнитную сепарацию. Количество добавки, вводимой в расплав, было также скорректировано. Как следует из рисунка 1, *e*, магнитная сепарация позволяет значительно снизить долю неметаллической составляющей, что, в свою очередь, способствовало существенному увеличению прочности чугуна в результате модифицирования. Это свидетельствует о том, что наличие в составе ультрадисперсных модификаторов неметаллических частиц снижает эффективность модифицирования.

Данные экспериментов однозначно свидетельствуют об эффективности использования для модифицирования расплавов дисперсных смесей и ультрадисперсных частиц. Для окончательного подтверждения влияния размерного фактора в аналогичных условиях в расплав в таком же процентном соотношении вводили модификатор в виде кусковых отходов стали Р6М5 (куски металла до 10 мм в сечении).

Как следует из рисунка 2, изменение прочности при использовании модификаторов в виде крупных фрагментов и в виде ультрадисперсных частиц одинакового химического состава имеет схожий характер. Однако использование дисперсных частиц отличается большей эффективностью на единицу массы введенного модификатора.

Причиной снижения прочности чугуна при введении модификатора в количестве 0,005 % является междендритный точечный графит, области которого фиксируются на нетравленых шлифах. Для установления механизма повышения прочности серого чугуна в результате введения модифицирующей добавки в больших количествах (0,05–0,5 %) использовали тонкие методы исследования, поскольку заметные изменения в химическом составе металла и структуре образцов не зафиксированы [7].

На рисунке 3 представлены результаты исследования образцов немодифицированного чугуна и модифицированного магнитной

фракцией металлообразивного шлама стали Р6М5 на электронном сканирующем микроскопе.

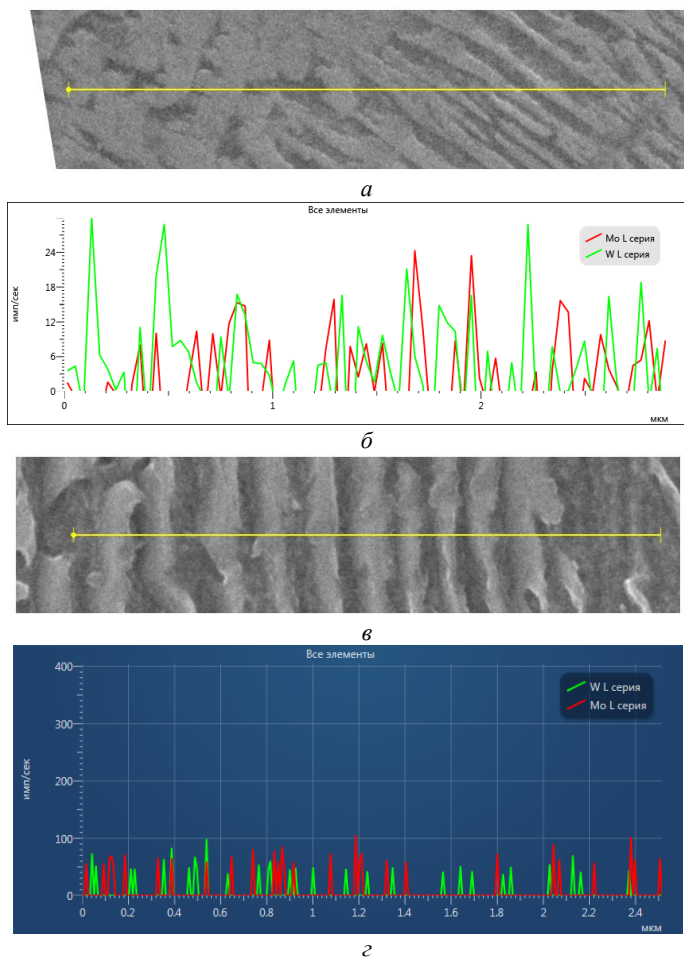


Рисунок 3 – Результаты микрорентгенспектрального анализа образцов чугуна СЧ 20:

a, *б* – контрольный; *в*, *г* – чугун, модифицированный металлической составляющей металлообразивного шлама стали Р6М5 в количестве 0,5 %

Как видно из рисунка 3, молибден и ванадий присутствуют в промышленном чугуна в виде следов. Микронзонд зафиксировал наибольшие пики этих элементов в пределах 20–35 имп/с. Положение пиков свидетельствует о преимущественном нахождении этих элементов в пластинах цементита в составе перлитных зерен. Отличительной особенностью химического состава структурных составляющих в образце модифицированного чугуна является большее, по сравнению с контрольным образцом, содержание вольфрама и молибдена. В модифицированном образце пики данных элементов находятся в пределах 50–100 имп/с против 20–35 имп/с в контрольном образце. Вольфрам и молибден, как и в немодифицированном образце, концентрируются преимущественно в пластинках цементита. Таким образом, причиной увеличения прочности чугуна в ходе экспериментов явилось микролегирование цементита в составе перлитных зерен.

В работе [8] показано, что модифицирование сплавов цинка ультрадисперсным нитридом бора приводило к схожим результатам. Модификатор также предварительно взвешивался и упаковывался в конверт из алюминиевой фольги и подавался на струю металла. Результаты эксперимента показывают (рисунок 4), что при модифицировании сплава ЦАМ 10-5 нитридом бора в количестве 0,05 % прочность возрастает в тех же пределах, как и при модифицировании 0,3 % масс. BN. Причиной увеличения прочности являются области повышенной твердости, наличие которых и обуславливает увеличение механических свойств. Данный пример показывает, что модифицирование ультрадисперсными частицами эффективно как для железоуглеродистых, так и для цветных сплавов.

Таким образом, теоретически и практически показана целесообразность модифицирования расплавов металлов ультрадисперсными частицами. Преимущество ультрадисперсных модификаторов в том, что по сравнению с модификаторами в виде крупных фрагментов, при меньшем введенном количестве они позволяют достичь больших результатов при повышении механических свойств отливков.

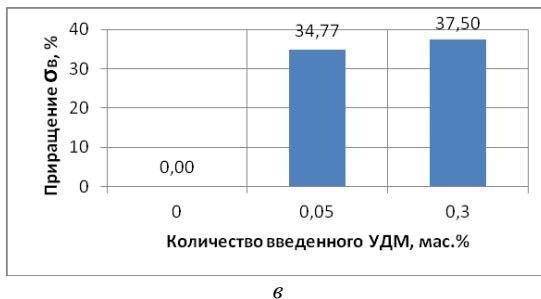
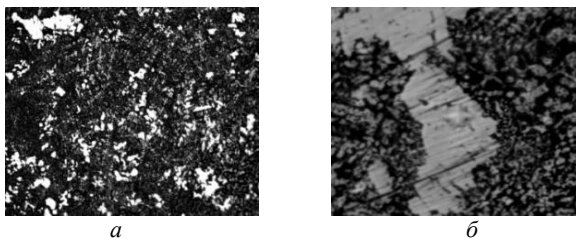


Рисунок 4 – ЦАМ 10-5, модифицированный нитридом бора [8]:
a – $\times 100$; *б* – $\times 1000$; в – приращение σ_v

Заключение. Для внедрения данной технологии разработан типовой технологический процесс модифицирования расплавов ультрадисперсными модификаторами. Замена дорогостоящего ферромolibдена и ферровольфрама при производстве отливок ответственного назначения на модификатор на основе металлообразивного шлама стали Р6М5 позволяет снизить себестоимость литья более чем на 15 %, а ожидаемый экономический эффект при годовой программе 4000 т составляет не менее 350 тыс. долл. США в год.

Список литературы

1. **Иоффе, М.А.** Теория литейных процессов: учебно-методический комплекс. Учеб. пособие, в 2-х т., том 2 / М.А. Иоффе. – СПб.: Изд-во СЗТУ, 2009. – 192 с.
2. **Леках, С.Н.** Внепечная обработка высококачественных чугунов в машиностроении / С.Н. Леках, Н.И. Бестужев. – Минск: Навука і тэхніка, 1992. – 269 с.

3. **Баум, Б.А.** Металлические жидкости / Б.А. Баум. – М.: Наука, 1979. – 120 с.

4. **Николис, Г.** Самоорганизация в неравновесных системах. От диссипативных структур к упорядоченности через флуктуации. Пер. с англ. / Г. Николис, И. Пригожин. – М.: Мир, 1979. – 503 с.

5. **Полак, Л.С.** Самоорганизация в неравновесных физико-химических системах / Л.С. Полак, А.С. Михайлов. – М.: Наука, 1983. – 283 с.

6. **Пармон, В.Н.** Термодинамика неравновесных процессов для химиков / В.Н. Пармон. – Долгопрудный: изд. дом «Интеллект», 2015. – 472 с.

7. **Рудницкий, Ф.И.** Повышение прочности серого чугуна путем введения в расплав дисперсных добавок / Ф.И. Рудницкий, С.А. Куликов, В.А. Шумигай. – Литье и металлургия, 2018. – Т. 92. – № 3. – С. 43–49.

8. **Technological Possibilities of Increasing of the Products Operating under High Loads at the Stage of Metallurgical Treatment / L.V. Sudnik [et al.].** – RUSSIAN METALLURGY (METALLY). – Vol. 2018, № 13. – P. 87–92.

References

1. **Ioffe, M.A.** *Teoriya litejnyh processov: Ucheb. posobie, v 2-h t., tom 2* [Foundry process theory: Textbook. manual, in 2 volumes, volume 2] / M.A. Ioffe. – St. Petersburg: SZTU Publ., 2009. – 192 p.

2. **Lekah, S.N.** *Vnepechnaya obrabotka vysokokachestvennyh chugunov v mashinostroenii* [Out-of-furnace treatment of high-quality cast irons in mechanical engineering] / S.N. Lekah, N.I. Bestuzhev. – Minsk: Navuka i tekhnika Publ., 1992. – 269 p.

3. **Baum, B.A.** *Metallicheskie zhidkosti* [Metallic liquids] / B.A. Baum. – Minsk: Science Publ., 1979. – 120 p.

4. **Nikolis, G.** *Samoorganizaciya v neravnovesnyh sistemah. Ot dissipativnyh struktur k uporyadochennosti cherez fluktuacii* [Self-organization in nonequilibrium systems. From dissipative structures to ordering through fluctuations] / G. Nikolis, I. Prigozhin. – Moscow: Mir Publ., 1979. – 503 p.

5. Polak, L.S. *Samoorganizaciya v neravnovesnyh fiziko-himicheskikh sistemah* [Self-organization in nonequilibrium physicochemical systems] / L.S. Polak, A.S. Mihajlov. – M.: Nauka Publ., 1983. – 283 p.

6. Parmon, V.N. *Termodinamika neravnovesnyh processov dlya himikov* [Thermodynamics of nonequilibrium processes for chemists] / V.N.Parmon. – Dolgoprudnyj: izd. dom «Intellekt» Publ., 2015. – 472 p.

7. Rudnitsky, F.I. *Povyshenie prochnosti serogo chuguna putem vvedeniya v rasplav dispersnyh dobavok* [Increasing the strength of gray cast iron by introducing dispersed additives into the melt] / F.I. Rudnitsky, S.A. Kulikov, V.A. Shumigai // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*, 2018. – Vol. 92. – No. 3. – P. 43–49.

8. Technological Possibilities of Increasing of the Products Operating under High Loads at the Stage of Metallurgical Treatment / L.V. Sudnik [et al.]. – RUSSIAN METALLURGY (METALLY). – Vol. 2018, No. 13. – P. 87–92.

Поступила 27.07.2020

Received 27.07.2020

РЕЗУЛЬТАТЫ ИСПЫТАНИЙ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ЧУГУНА С ШАРОВИДНЫМ ГРАФИТОМ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ БЫСТРООХЛАЖДЕННОЙ МЕДЬ-МАГНИЕВОЙ ЛИГАТУРЫ

А.Г. СЛУЦКИЙ, канд. техн. наук, **И.Л. КУЛИНИЧ**, **Н.В. ЗЫК**, канд.
хим. наук, **Л.П. ДОЛГИЙ**, канд. техн. наук, **П.Д. ХОРОЛЬСКИЙ**
Белорусский национальный технический университет

Экспериментально исследовано влияние добавок быстроохлажденной лигатуры на основе меди и магния на химический состав, микроструктуру и свойства высокопрочного чугуна. Установлено, что такая лигатура обеспечивает при ковшовой обработке ЧШГ более высокое усвоение магния по сравнению с классическими модификаторами, при этом в 1,5–2,0 раза сокращается продолжительность пироэффекта, что приводит к сокращению объема выбросов в атмосферу цеха. Проведены промышленные испытания медь-магниевого лигатуры, которые показали реальную возможность получения чугуна с шаровидным графитом. Отработаны режимы отжига ЧШГ, позволяющие исключить из его структуры цементитную фазу.

Ключевые слова: лигатура на основе меди и магния, химический состав, микроструктура, свойства высокопрочного чугуна, промышленные испытания.

TEST RESULTS OF TECHNOLOGY FOR PRODUCING CAST IRON WITH BALL GRAPHITE USING A QUICK COOLED COPPER-MAGNESIUM ALLOY

A.G. SLUTSKY, Ph.D in Technical Science, **I.L. KULINICH**, **N.V. ZYK**,
Ph.D in Chemical Science, **L.P. DOLGIY**, Ph.D in Technical Science,
P.D. KHOROLSKY
Belarusian National Technical University

The effect of additions of a fast-cooled master alloy based on copper and magnesium on the chemical composition, microstructure and properties of high-strength cast iron has been experimentally studied. It has been established that

such a master alloy provides a higher absorption of magnesium in the course of ladle processing of black-iron ore as compared with classical modifiers, while the duration of the pyroelectric effect is reduced by 1.5–2.0 times, which leads to a reduction in the volume of emissions into the workshop atmosphere. Industrial tests of a copper-magnesium alloy were carried out, which showed a real possibility of obtaining nodular cast iron. The regimes of annealing of black iron ore were worked out, allowing excluding the cementite phase from its structure.

Keywords: *master alloy based on copper and magnesium, chemical composition, microstructure, properties of ductile iron, industrial tests.*

В настоящее время в Республике Беларусь в основном производятся невысокие марки чугуна с шаровидным графитом (ВЧ40–ВЧ50), при этом используются «легкие» сфероидизирующие лигатуры на основе ферросилиция типа ФСМг, поставляемые по импорту.

При получении чугунов более высоких марок (ВЧ60–ВЧ80) в практике литейного производства используются магнийсодержащие «тяжелые» лигатуры на основе меди либо никеля. При этом актуальным остается вопрос повышения эффективности таких лигатур и, в первую очередь, за счет увеличения степени усвоения магния, снижения удельного расхода присадки, а также минимизации пылегазовых выбросов в процессе сфероидизирующей обработки жидкого чугуна.

Ранее выполненные исследования [1, 2] показали реальную возможность получения «тяжелой» лигатуры на основе порошков меди и магния с использованием дополнительного механического воздействия (прокатка в пластины различной толщины, прессование в брикеты с последующей высокоскоростной ударной деформацией («чипс»-лигатура).

Полученные чипсы использовались для сфероидизирующей обработки чугуна как в исходном состоянии, так и после дробления. При этом наблюдали резкое снижение пылевидных отходов и более однородное распределение элементов лигатуры.

Были проведены лабораторные исследования технологических особенностей получения чугуна с шаровидным графитом с исполь-

зованием быстроохлажденной медно-магниевого «тяжелой» – лигатуры [3].

Установлено, что в зависимости от количества введенной лигатуры форма графита в чугуне изменяется от вермикулярной (при добавке 0,5 %) до исключительно шаровидной (добавка 1,2 %). При этом концентрация остаточного магния увеличилась от 0,016 % до 0,051 %.

Металлографический анализ полученных чугунов показал, что дополнительное легирование чугуна медью (от 0,36 до 0,96 %) за счет вводимой лигатуры способствует перлитизации металлической основы сплава, что отразилось на твердости, которая возросла со 196 НВ в исходном сплаве до 255 НВ, в зависимости от величины присадки лигатуры. При этом в структуре высокопрочного чугуна без вторичного графитизирующего модифицирования обнаружены включения эвтектического цементита. Известно, что чугун с шаровидной формой графита гораздо сильнее склонен к переохлаждению, которое в конечном счете приводит к образованию цементита. Инокулирующее вторичное модифицирование ЧШГ позволяет графитизировать сплав и минимизировать вероятность появления в литой структуре включений.

Для проведения промышленных испытаний технологии получения ЧШГ на ОАО «Лидский литейно-механический завод» в лабораторных условиях была изготовлена опытная партия быстроохлажденной медь-магниевого лигатуры. Плавка исходного чугуна осуществлялась в индукционной тигельной печи ИСТ-01. После расплавления шихты брали пробу на химический состав исходного чугуна. Сфероидизирующую обработку проводили ковшевым методом. Для этого в хорошо прогретый ковш емкостью 40 кг на дно вводили расчетное количество лигатуры Cu-Mg фракцией размером 2–5 мм, пригрузив ее прокаленной чугунной стружкой. Вторичное модифицирование производили традиционной присадкой ферросилиция ФС75. После завершения процесса сфероидизирующей обработки чугуна снимали шлак и отливали образцы для изучения химического состава, микроструктуры и твердости.

Было проведено два эксперимента, обобщенные результаты которых приведены в таблице 1 и таблице 2.

Таблица 1– Влияние добавки лигатуры медь-магний на химический состав чугуна

Добавка лигатуры	C	Si	Mn	P	S	Cu	Cr	Mg
Исходный чугун	3,75	2,17	0,80	0,074	0,048	0,16	0,16	–
0,8 % лигатуры Cu-Mg	3,65	2,20	0,78	0,076	0,038	1,15	0,16	0,017
1,2 % лигатуры Cu-Mg	3,40	1,69	0,97	0,079	0,021	1,07	0,18	0,057

Таблица 2 – Влияние добавки лигатуры медь-магний на твердость и микроструктуру чугуна

Добавка лигатуры	НВ		Металлическая основа		Графит		
	исх.	после модифицирования	перлит	феррит	форма	распределение	длина
0,8 % лигатуры Cu-Mg	202	234	П (100)	Ф 0,0	ПГф1	ПГр(1-3)	ПГд(25-90)
1,2 % лигатуры Cu-Mg	229	415	ШГ	90% Ц	ШГр1	ШГф5	ШГд25

Установлено, что при добавках в ковш медно-магниевого лигатуры в количестве 0,8 % шаровидный графит не получен, при этом остаточный Mg составил всего 0,017 %. За счет дополнительного легирования чугуна медью (1,15 %) была получена перлитная металлическая основа твердостью 234 НВ. При увеличении количества вводимой лигатуры (1,2 %) наблюдали значительный пироэффект. Остаточное содержание в чугуне Mg увеличилось и составило 0,057 %. Это обеспечило формирование шаровидного графита (ШГр1, ШГф5, ШГд25). Однако за счет невысокого углеродного эквивалента в исходном сплаве и значительного переохлаждения чугуна в процессе сфероидизации в структуре обнаружено большое

количество цементитной фазы, что существенно повысило его твердость. По сравнению с исходным серым чугуном она возросла почти в 2 раза и составила 415 НВ, несмотря на проведенное вторичное модифицирование.

На практике для получения заданных механических свойств высокопрочного чугуна его подвергают высокотемпературной термической обработке, обеспечивающей перераспределение структурных составляющих. Это позволяет получить дисперсную перлитную структуру, что в сочетании с шаровидной формой графита обеспечивает высокий уровень механических свойств ЧШГ.

Лидским литейно-механическим заводом была передана опытная отливка из ЧШГ вместе с литниковой системой для проведения лабораторных исследований. Из шлакоуловителя были вырезаны образцы и проведена их термическая обработка по режиму, изображенному на рисунке 1.

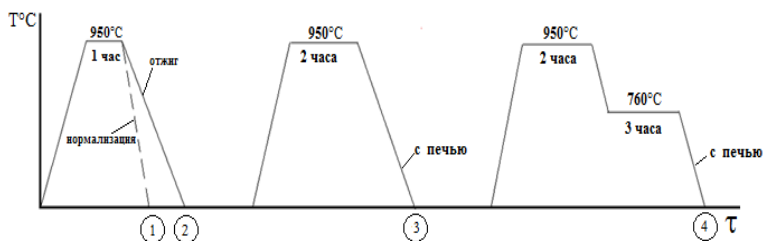


Рисунок 1 – Режимы термической обработки образцов из ЧШГ

Анализ полученных результатов показал, что при нормализации ЧШГ (режим 1) его твердость снизилась от 388НВ в литом состоянии до 341НВ. Еще большее снижение твердости до 277НВ имело место при отжиге (режим 2). Более длительная выдержка ЧШГ в процессе отжига позволила получить твердость в 248НВ (режим 3). Двойной отжиг чугуна не оказал существенного влияния на твердость, которая составила 241НВ (режим 4).

На следующем этапе работы были выполнены металлографические исследования структуры ЧШГ в зависимости от режима ТО, результаты которых приведены на рисунке 2.

Анализ результатов исследований показал, что в литом состоянии (рисунок 2, а) структура металлической основы ЧШГ состоит из перлита и ледебурита (типичная для доэвтектического белого чугуна). Но на нетравленном шлифе наглядно просматривается шаровидный графит (ШГр1, ШГф4-5, ШГ4, ШГд25-45.)

После нормализации (рисунок 2, б) очевидно, что в структуре образовалось большое количество перлита и немного остаточного первичного цементита, а также небольшое количество феррита вокруг шаровидного графита. Что касается графитной фазы, то ее количество, форма и распределение практически не изменились, при этом несколько увеличился размер включений (ШГ45).

После непродолжительного отжига ЧШГ (рисунок 2, в) в структуре обнаружено до 40 % феррита в основном вокруг шаровидного графита, а также незначительное количество цементита. При этом заметно увеличилось общее количество графитной фазы (ШГ6-ШГ10).

После отжига чугуна в течение 2 ч (рисунок 2, г) получена структура, состоящая из 80–85 % перлита, остальное феррит, а также до 3 % цементита, при этом графит приобрел более шаровидную форму (ШГф4-5), увеличилось общее его количество (до ШГ10) и размеры включений (50 % ШГд90). При этом, как отмечалось ранее, твердость снизилась до 248НВ.

Двойной отжиг ЧШГ (рисунок 2, д) привел к сохранению в структуре перлита, при этом количество феррита увеличилось до 55–60 %. Заметно возросло количество графита (ШГ10-12) и его размеры (70 % ШГд90 остальное ШГд45 и ШГд25). Следует отметить, что твердость чугуна по сравнению с одностадийным отжигом снизилась незначительно и составила 241 НВ. Таким образом для получения ферритной структуры необходимо вторую стадию отжига проводить более продолжительно по времени.

Проведенные заводские испытания «тяжелой» медь-магниевого лигатуры показали реальную возможность получения ЧШГ. При этом следует обратить особое внимание на химический состав исходного серого чугуна, обеспечив в нем более высокое содержание углерода и кремния, минимальную концентрацию карбидообразующих элементов, таких как хром и естественно минимальное содержание серы. Все это в сочетании с дополнительным легировани-

ем медью за счет сфероидизирующей лигатуры позволит стабильно получать ЧШГ повышенной прочности.

Список литературы

1. **Особенности** сфероидизирующего модифицирования высокопрочного чугуна лигатурами на основе меди / А.Г. Слущкий [и др.] // *Литье и металлургия*. – 2016. – № 2 (83). – С. 110–115.

2. **Использование** «чипс»-лигатуры на основе меди для высокопрочного чугуна / И.Л. Кулинич [и др.] // *Литейные процессы: Межрегион. сб. науч. тр. – Магнитогорск, 2016. – Вып. 15. – С. 11–14.*

3. **Технологические** особенности получения чугуна с шаровидным графитом с использованием быстроохлажденной медь-магниево-й лигатуры / А. Г. Слущкий [и др.] // *Литье и металлургия*. – 2020. – № 2. – С. 15–21.

References

1. **Osobennosti sferoidiziruyushchego modifitsirovaniya vysokoprochnogo chuguna ligaturami na osnove medi** [Features of spheroidizing modification of high-strength cast iron with copper-based alloys] / A.G. Slutsky [et al.] // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*. – 2016. – No. 2 (83) – P. 110–115.

2. **Ispol'zovanie «chips»-ligatury na osnove medi dlya vysokoprochnogo chuguna** [Using «chips» – copper-based master alloy for ductile iron] / I.L. Kulinich [et al.] // *Litejnye process: mezhregional'nyj sbornik nauchnyh trudov = Foundry processes: interregional collection of scientific papers*. – Magnitogorsk, 2016. – Vyp. 15. – P. 11–14.

3. **Tekhnologicheskie osobennosti polucheniya chuguna s sharovidnym grafitom s ispol'zovaniem bystroohlazhdennoj med'-magnievoj ligatury** [Technological features of producing nodular cast iron using fast-cooled copper-magnesium alloy] / A.G. Slutsky [et al.] // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy*. – 2020. No. 2. – P. 15–21.

Поступила 28.08.2020
Received 28.08.2020

ПОВЫШЕНИЕ РЕСУРСА ДЕТАЛЕЙ ИЗ ИЗНОСОСТОЙКИХ ХРОМИСТЫХ ЧУГУНОВ. СООБЩЕНИЕ 1. ПОВЫШЕНИЕ РЕСУРСА РАБОТЫ ДЕТАЛЕЙ ИЗ ЭВТЕКТИЧЕСКИХ ХРОМИСТЫХ ЧУГУНОВ, ИЗГОТОВЛЕННЫХ В ПЕСЧАНЫХ ФОРМАХ

К.Э. БАРАНОВСКИЙ, канд. техн. наук
Белорусский национальный технический университет

В статье представлены результаты исследований сравнения механических свойств и износостойкости наиболее распространенных в СНГ и Республике Беларусь износостойких хромистых чугунов. Изучены твердость, прочность при растяжении, ударная вязкость и износостойкость хромистых чугунов эвтектического состава в литом и термообработанном состояниях. Предложен экспериментальный износостойкий чугун ИЧХ18ВМ как заменитель ИЧХ28Н2 и ИЧХ16М2, имеющий более высокие механические свойства. Показано, что применение нового износостойкого чугуна позволяет повысить ресурс работы деталей из хромистых чугунов.

Ключевые слова: хромистый чугун, механические свойства, износостойкость, экспериментальный износостойкий чугун.

INCREASING RESOURS OF PARTS FROM WEAR-RESISTANT CHROME IRONS. MESSAGE 1. INCREASING THE SERVICE LIFE OF EUTECTIC CHROME CAST IRON PARTS MADE IN SAND MOLDS

K.E. BARANOUSKY, Ph.D in Technical Science
Belarusian National Technical University

The article presents the results of studies comparing the mechanical properties and wear resistance of the most common in the UIS and Republic of Belarus wear-resistant chromium cast irons. The hardness, tensile strength, impact strength and wear resistance of chromium cast irons of eutectic composition in the cast and heat-treated state have been studied. Experimental wear-resistant cast iron 18Cr0.5W0.5Mo is proposed as a substitute for 28Cr2Ni and 16Cr2Mo, which has higher mechanical properties. It is shown that the use of

new wear-resistant cast iron makes it possible to increase the service life of parts made of chromium cast iron.

Keywords: *chromium cast iron, mechanical properties, wears resistance, experimental wear resistant cast iron.*

Износостойкие чугуны хромистые (ИЧХ) являются одними из наиболее распространенных износостойких материалов, которые широко применяют в машиностроении, горно-перерабатывающей промышленности, строительной отрасли и т.д. Из этих материалов изготавливают облицовки шаровых и центробежных мельниц, улитки насосов для перекачки шламов и пульпы, рабочие органы и элементы защиты дробебетных аппаратов и др. ИЧХ содержит более 12 % хрома, а также легирующие элементы (Ni, Mo, V, Mn), количество которых составляет суммарно 2–3 %. Хромистые чугуны обладают уникальным комплексом свойств: высокой стойкостью в условиях абразивного износа, технологичностью изготовления деталей (литьем), высокими механическими свойствами (прочность, твердость), относительно невысокой стоимостью по сравнению с другими износостойкими материалами. Для современной промышленности необходимо использование новых материалов с повышенными эксплуатационными свойствами, обеспечивающими надежность и долговечность работы оборудования без замены деталей. Поэтому актуальной является задача по определению составов износостойких хромистых чугунов, технологий их литья, режимов термообработки, обеспечивающих максимальный ресурс работы деталей.

В условиях работы без значительных ударных и динамических нагрузок принято, что чем тверже металлическая основа и больше карбидов в чугуне, тем износостойкость такого материала выше [1]. Сплавы, предназначенные для этих целей, должны также удовлетворять следующим требованиям:

- чугун должен содержать максимальное количество эвтектических карбидов (иметь эвтектический состав);
- ориентировка карбидов должна быть перпендикулярна поверхности износа (в этом направлении карбиды хромистых чугунов имеют максимальную твердость);

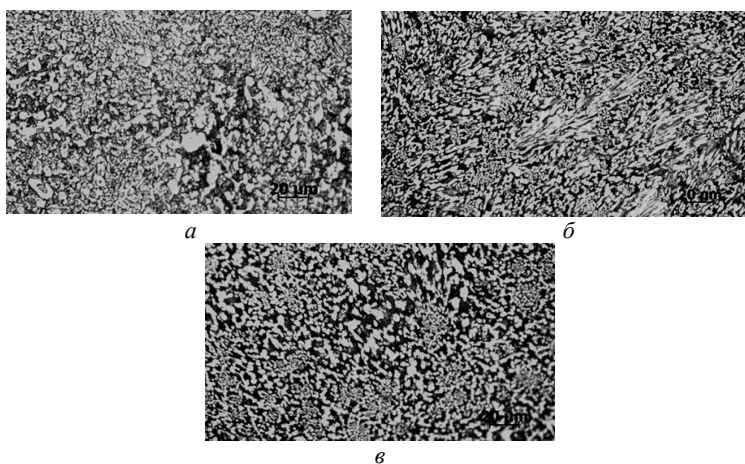
- карбиды должны иметь минимальные размеры;
- термообработка чугунов должна обеспечивать максимальную твердость металлической матрицы.

Из всего многообразия хромистых чугунов наибольший интерес представляют хромистые чугуны, наиболее распространенные в СНГ (в основном охватывающие весь спектр ИЧХ), которые находят применение при изготовлении деталей машин, работающих в условиях интенсивного взаимодействия с абразивными средами.

Так для изготовления деталей насосов по перекачке химически агрессивных веществ, содержащих абразив, широко применяется чугун ИЧХ28Н2 (Cr – 25–30 %, Ni – 1,5–2 %). Этот сплав более всего распространен в СНГ. Хромомолибденовый чугун ИЧХ16М2 (Cr – 15–19 %, Mo – 1,5–3 %) обладает после закалки максимальной твердостью металлической матрицы и близок по составу к широко применяемым за рубежом хромомолибденовым чугунам. Комплексно легированный никелем, молибденом и ванадием хромистый чугун ИЧХ18 (Cr – 17–19 %, Mo – 0,5–0,6 %, V – 0,4–0,5 %, Ni – 0,5–0,6 %) хорошо зарекомендовал себя для деталей дробебетонного оборудования, строительной и почвообрабатывающей техники [2]. Содержащиеся в специальной литературе данные о свойствах (характеристиках) этих чугунов противоречивы, так как они получены для деталей, эксплуатирующихся в разных условиях износа, изготовленных различными способами литья с последующей термообработкой или без термообработки. Чтобы получить сопоставимые результаты по структуре, твердости сплавов, а также механическим свойствам и износостойкости в одинаковых условиях, все образцы из разных сплавов отливались в формы из холоднотвердеющей смеси (ХТС).

Изучалась микроструктура, а также твердость верхних торцов образцов в литом виде и термообработанном состоянии. Литые образцы были подвергнуты термообработке: закалка с 920–940 °С на воздухе и низкий отпуск – 250 °С в течение 2 ч. Образцы изготавливались в виде усеченных конусов высотой 25 мм с диаметрами верхнего и нижнего оснований 20 и 30 мм соответственно. Все отлитые образцы имели эвтектический состав. Полученные структуры

чугунов в литом состоянии (шлифы сделаны в направлении перпендикулярном теплоотводу) показаны на рисунке 1.



a – ИЧХ28Н2; *б* – ИЧХ16М2; *в* – ИЧХ18

Рисунок 1– Структуры чугунов в литом состоянии

Микроструктура литых чугунов имеет похожую морфологию и тип карбидной фазы. Так в чугунах ИЧХ28Н2 наряду с мелкими карбидами имеются крупные тетрагональные карбиды, находящиеся в центре эвтектической ячейки (рисунок 1, *a*). Чугун марки ИЧХ16М2 имеет веерное строение эвтектической ячейки и часть карбидов направлена не параллельно теплоотводу (твердость карбидов в этом направлении ниже). Между этими карбидами имеются участки незащищенной металлической матрицы (рисунок 1, *б*). Комплексно легированный чугун ИЧХ18 имеет строго направленную в сторону теплоотвода структуру с равномерным размером карбидов (рисунок 1, *в*).

Значения твердости образцов в литом и термообработанном состоянии приведены в таблице 1.

Твердость всех чугунов в литом состоянии практически одинаковая. Термообработка литых чугунов приводит к существенному повышению их твердости (кроме чугуна ИЧХ28Н2), так как этот чугун из-за высокого содержания Ni после закалки имеет в основ-

ном аустенитную структуру, причем твердость чугуна ИЧХ16МЗ наибольшая и достигает 65 HRC, что соответствует литературным данным [3, 4].

Таблица 1 – Твердость износостойких чугунов

Марка чугуна	Твердость (HRC)	
	Литое состояние	Термообработанное состояние
ИЧХ28Н2	53–54	55–56
ИЧХ16М2	53–55	65
ИЧХ18	52–53	64

Возможность использования хромистых чугунов в тех или иных условиях эксплуатации определяется не только их износостойкостью, но и механическими свойствами. Однако приведенные в справочной и научной литературе механические свойства хромистых чугунов сопоставить затруднительно, так как образцы для испытаний отливались в формы из различных материалов, имели неодинаковые размеры и различные условия охлаждения при кристаллизации. Наиболее перспективная область применения хромистых чугунов эвтектического состава – это детали оборудования по производству кирпича из глины, а также центробежных дробилок для помола песка, минерального сырья, отходов стекла, запасные части дробемеров и т.д. Однако, в процессе эксплуатации такого оборудования ряд деталей должен обладать также достаточной прочностью и ударной вязкостью, чтобы выдержать нагрузки, возникающие в процессе работы. Проблемы также могут возникнуть при случайном попадании в рабочую зону постороннего предмета (металлические детали или крупные части размальываемого материала). Поэтому с целью определения области применения чугунов эвтектического состава было проведено исследование по изучению механических свойств образцов, отлитых при одинаковых условиях.

Объектом исследования являлись хромистые чугуны эвтектического состава ИЧХ28Н2, ИЧХ16М2, ИЧХ18. Механические свойства этих чугунов (твердость, предел прочности при растяжении, ударная вязкость) изучались в литом и термообработанном состояниях. Большинство деталей оборудования, работающего в абразив-

ной среде, представляют собой пластины толщиной 8–25 мм. Поэтому образцы для исследования механических свойств изучаемых сплавов должны иметь такие приведенные размеры, чтобы размер и состав структурных составляющих в образцах был таким же, как и в реальных отливках.

Образцы для изучения прочности на разрыв, ударной вязкости и твердости отливались в формы, изготовленные из ХТС. Предел прочности при растяжении изучался на образцах прямоугольного сечения 9×15 мм. Для определения ударной вязкости отливались образцы 18×18×60 мм без надреза, нестандартные образцы таких размеров используются для определения ударной вязкости чугунов [1]. Твердость измеряли на торцах образцов для изучения ударной вязкости. Результаты испытаний представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Механические свойства и относительная износостойкость хромистых чугунов в литом и термообработанном состояниях

Марка чугуна	ИЧХ28Н2	ИЧХ16М2	ИЧХ18
Твердость в литом состоянии, HRC	52–53	56–58	54–55
Твердость в термообработанном состоянии (закалка), HRC	56–58	67	65
Предел прочности при растяжении в литом состоянии, МПа	395	267	325
Предел прочности при растяжении в термообработанном состоянии, МПа	402	315	341
Ударная вязкость в литом состоянии, Дж/см ²	11,4	6,4	10,5
Ударная вязкость в термообработанном состоянии, Дж/см ²	10,5	5,8	8,6

Повышение твердости при закалке чугуна ИЧХ28Н2 связано с тем, что при охлаждении образцов сечением 18×18 мм частично происходит мартенситное превращение. При закалке на воздухе более массивных отливок из этого же чугуна размерами 50×50×90 мм увеличения твердости не наблюдается.

По результатам исследований можно сделать следующие выводы. В литом состоянии твердость исследуемых эвтектических хро-

мистых чугунов практически одинаковая, а прочность и ударная вязкость существенно различны, причем наиболее высокие свойства по прочности и ударной вязкости в литом состоянии имеет сплав ИЧХ28Н2. Поэтому этот сплав наиболее предпочтительно использовать в литом состоянии для деталей, подвергающихся абразивно-ударному воздействию. Закалка увеличивает прочностные свойства всех сплавов, однако снижает ударную вязкость. Следует отметить, что ударная вязкость у сплава ИЧХ16М2 почти в 1,5 раза меньше, чем у комплексно легированного сплава ИЧХ18, имеющего практически ту же твердость, более высокие механические свойства и меньшую стоимость.

Износостойкость – важнейшая служебная характеристика хромистых чугунов, причем наибольшей износостойкостью обладают чугуны эвтектического состава. Наиболее объективная информация об износе различных материалов может быть получена только при испытаниях в реальных условиях эксплуатации. В лабораторных условиях точно воспроизвести разнообразие факторов, действующих на изнашиваемую деталь, сложно. Тем не менее, результаты лабораторных испытаний позволяют сравнивать износостойкость хромистых чугунов между собой. Если последовательность расположения материалов по величине износа при лабораторных испытаниях и в реальных условиях их эксплуатации сохраняется, то можно считать, что выбранная методика испытаний может использоваться для оценки износостойкости. Испытывали образцы высотой 27 мм с диаметром истираемой поверхности 17,5 мм. Приработка образца проводилась в течение 1,5 ч, а время последующих испытаний составляло 3 ч. Разброс значений нескольких последующих испытаний одного и того же образца не превышал 5 %. Коэффициент относительной износостойкости определялся как отношение потери массы при испытаниях эталонного и испытуемого образцов. В качестве эталона использовался образец из чугуна ИЧХ28Н2 в литом состоянии твердостью 52–53 HRC. Испытания на износостойкость чугунов проводилось в режиме сухого трения с плоскопараллельным перемещением образца относительно пластины из абразивного материала. Результаты испытаний представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Относительная износостойкость хромистых чугунов эвтектического состава в термообработанном и литом состояниях

Марка чугуна	ИЧХ28Н2	ИЧХ18	ИЧХ16М2
Твердость в литом состоянии, HRC	52–53	54–55	56–58
Твердость в термообработанном состоянии (закалка), HRC	56–58	65	67
Коэффициент относительной износостойкости чугунов в литом состоянии*	1	2,2	2,8
Коэффициент относительной износостойкости чугунов в термообработанном состоянии*	2,9	5,5	5,7
* эталон – чугун Х28Н2 в литом состоянии			

Как видно из таблицы 3, в литом состоянии наименьшую износостойкость имеет сплав ИЧХ28Н2 с аустенитной структурой металлической матрицы, а наибольшую – ИЧХ16М3. Термообработка (закалка) повышает износостойкость и твердость всех чугунов. Сплавы ИЧХ18 и ИЧХ16М3 имеют мартенситную структуру металлической матрицы и практически одинаковую износостойкость. Повышение износостойкости чугуна ИЧХ28Н2 после закалки значительно меньше, так как он имеет аустенитную матрицу [1].

Полученные закономерности подтверждаются результатами натуральных испытаний. Так в таблице 4 приведены результаты производственных испытаний на ОАО «Керамин» прошивочных кернов (формирующих пустоты в кирпиче из глинистой керамической массы). Керны массой 50 г имели призматическую форму.

Таблица 4 – Относительная износостойкость прошивочных кернов из эвтектических хромистых чугунов

Марка чугуна	ИЧХ28Н2	ИЧХ18	ИЧХ16М2
Твердость, HRC	53–54	64	65
Коэффициент относительной износостойкости*	1	1,25	1,44
*эталон – чугун Х28Н2 в литом состоянии			

Прошивочные керны испытывались до критического износа керна из чугуна ИЧХ28Н2 при совместной непрерывной работе в течение 10 дней. Меньшая разница в износостойкости различных чугунов при испытаниях в промышленных условиях, по сравнению с лабораторными, объясняется наличием в керамической массе до 5 % гранитного отсева остроугольной формы (размер частиц до 5 мм), резко увеличивающими износ за счет микрорезания.

В Республике Беларусь и СНГ в настоящее время более 90 % отливок из износостойких чугунов изготавливаются из сплава ИЧХ28Н2, которые используются, в основном, в литом состоянии. Замена этого чугуна для работы в абразивных средах без коррозионного воздействия более износостойким чугуном является актуальной. Следует отметить, что чугун ИЧХ28Н2 обладает высокими механическими свойствами (прочностью при растяжении и ударной вязкостью) [5], поэтому использование сплавов ИЧХ16М2 и ИЧХ18 как заменителей ИЧХ28Н2 проблематично, так как эти чугуны имеют более низкие механические свойства и более высокую стоимость из-за высокого содержания в них легирующих элементов.

В связи с этим был разработан экспериментальный эвтектический износостойкий хромистый чугун ИЧХ18ВМ (С – 3,2–3,4 %; Cr – 17–19%; W – 0,3–0,4 %; V – 0,1–0,2 %; Ni – 0,2–0,4 %; Mo – 0,3–0,4 %, Mn – 0,4–0,6 %) [6], полученный из вторичных материалов (лома легированных сталей), содержащий 16–20 % Cr и экономно легированный W, V, Mo, Ni.

Разработанный экспериментальный чугун имеет более высокую износостойкость и механические свойства, чем самый распространенный в Беларуси и СНГ сплав ИЧХ28Н2 (таблица 5). Его стоимость существенно ниже, чем у сплава ИЧХ16М2 при более высоких механических свойствах и такой же износостойкости.

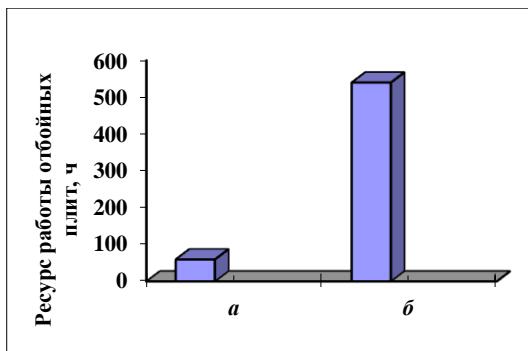
Изготовленные из сплава ИЧХ18ВМ дробеметные лопатки в закаленном состоянии показали такую же износостойкость, как из молибденового чугуна ИЧХ20М2 фирмы «STEM» (Чехия). Детали центробежных мельниц из разработанного сплава в закаленном состоянии показали ресурс работы в 6–8 раз выше, чем такие же детали из сплава ИЧХ28Н2 при размоле стекла (рисунки 2).

Таблица 5 – Механические свойства и относительная износостойкость хромистых чугунов в литом и термообработанном состояниях

Марка чугуна	ИЧХ28Н2	ИЧХ16М2	ИЧХ18	ИЧХ18ВМ
Твердость в литом состоянии, HRC	52–53	54–55	55	54–55
Твердость в термообработанном состоянии (закалка), HRC	57	67	65	66
Предел прочности при растяжении в литом состоянии, МПа	395	267	325	365
Предел прочности при растяжении в термообработанном состоянии, МПа	402	315	341	425
Ударная вязкость в литом состоянии, Дж/см ²	11,4	6,4	10,5	13,8
Ударная вязкость в термообработанном состоянии, Дж/см ²	10,5	5,8	8,6	13,5
Коэффициент относительной износостойкости чугунов в литом состоянии*	1	2,8	2,2	2,4
Коэффициент относительной износостойкости чугунов в термообработанном состоянии*	2,9	5,7	5,5	5,9
*эталон – чугун Х28Н2 в литом состоянии				

В условиях воздействия более твердых образцов (кварцевый песок, гранит) разница в износостойкости между ИЧХ28Н2 и разработанным чугуном ИЧХ18ВМ ниже и составляет 10–15 % в литом состоянии и 20–25 % в закаленном, так как твердость металлической матрицы чугунов сопоставима с твердостью абразива [1, 4].

Дальнейшее увеличение износостойкости чугунов возможно за счет использования специальных методов литья в кокиль и комбинированные формы [1] и применения заэвтектических хромистых чугунов, содержащих большее количество карбидов [7].



а – из чугуна ИЧХ28Н2; б – из чугуна ИЧХ18ВМ

Рисунок 2 – Ресурс работы отбойных плит

Список литературы

- 1. Цыпин, И.И.** Белые износостойкие чугуны / И.И. Цыпин. – М.: Металлургия, 1983. – 176 с.
- 2. Комаров, О.С.** Повышение ресурса работы сменных деталей почвообрабатывающей техники / О.С. Комаров, К.Э. Барановский, О.А. Сусина // Новые материалы и технологии: Тез. докл. РНТК. – Минск, 1994. – С. 154.
- 3. Гарбер, М.Е.** Отливки из белых износостойких чугунов / М.Е. Гарбер. – М.: Машиностроение, 1972. – 111 с.
- 4. Чугун.** Справочник. Под ред. А.А. Жукова. – М.: Metallургия, 1991. – 540 с.
- 5. Барановский, К.Э.** Механические свойства хромистых чугунов эвтектического состава / К.Э. Барановский, В.М. Ильющенко // Литье и металлургия. – 2008. – № 2. – С. 23–24.
- 6. Износостойкий чугун:** пат. 14155 Респ. Беларусь: МПК С22С 37/00 / В.М. Ильющенко, К.Э. Барановский; заявитель и патентообладатель ГНУ «ИТМ НАН Беларуси» – № а 20090689, заявл. 13.05.2009; опубл. 30.04.2011 // Афіцыйны бюл. / Нац. цэнтр інтэлектуал. уласнасці № 4. – 2011. – С. 178–179.

7. Романов, Л.М. Износостойкий хромистый чугун нового поколения / Л.М. Романов, П.А. Дубровик // Электротметаллургия. – 2003. – № 2. – С. 38–41.

References

1. **Супин, И.И.** *Belye iznosostojkie chuguny* [Wear resistant white cast irons] / И.И. Супин. – Moscow: Metallurgiya Publ., 1983. – 176 p.

2. **Komarov, O.S.** *Povyshenie resursa raboty smennyh detalej pochvoobrabatyvayushchej tekhniki* [Increasing the service life of replaceable parts of tillage equipment] / O.S. Komarov, K.E. Baranousky, O.A. Susina // *Novye materialy i tekhnologii: Tez. dokl. RNTK = New materials and technologies: Abstracts of the republican scientific and technical conference.* – Minsk, 1994. – P. 154.

3. **Garber, M.E.** *Otlivki iz belyh iznosostojkih chugunov* [White wear-resistant iron castings] / M.E. Garber. – Moscow: Mashinostroenie Publ., 1972. – 111 p.

4. **Chugun** [Cast iron]. *Spravochnik. Pod red. A.A. Zhukova* = Directory. Ed. A.A. Zhukova. – Moscow: Metallurgiya Publ., 1991. – 540 p.

5. **Baranousky, K.E.** *Mekhanicheskie svojstva hromistyh chugunov evtekticheskogo sostava* [Mechanical properties of chromium cast irons of eutectic composition] // *Lit'e i metallurgiya = Foundry production and metallurgy.* – 2008 – No. 2. – P. 23–24.

6. **V.M. Il'yushenko, K.E. Baranousky.** *Iznosostojkij chugun* [Wear resistant cast iron]. Patent No. 14155 Belarus'.

7. **Romanov, L.M.** *Iznosostojkij hromistyj chugun novogo pokoleniya* [New generation wear resistant chromium cast iron] // *Elektrometallurgiya = Electrometallurgy.* – 2003. – No. 2. – P. 38–41.

Поступила 28.08.2020
Received 28.08.2020

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРОЦЕССОВ МОДИФИЦИРОВАНИЯ И ЛЕГИРОВАНИЯ ЛИТЕЙНЫХ СПЛАВОВ

А.С. РАКОВЕЦ, Д.В. КУИС, канд. техн. наук,
Н.А. СВИДУНОВИЧ, д-р техн. наук

Белорусский государственный технологический университет

Показано, что структурно-химические превращения в сплавах в жидком состоянии связаны с существованием в металлических жидкостях ассоциаций атомов. Регулируя скорости их распада и образования с помощью специальных режимов термообработки и охлаждения расплавов, можно оказывать влияние и на свойства затвердевшего металла, пользуясь «наследственной» связью между строением жидких сплавов и свойствами твердых. Проведены теоретические и экспериментальные исследования взаимодействия компонентов в сплавах. Исследован процесс формирования неметаллических включений в сплавах и его термодинамические основы. Описано влияние неметаллических включений на структуру и свойства литейных железоуглеродистых сплавов.

Ключевые слова: сплав, модифицирование, легирование, неметаллические включения, взаимодействие компонентов, термодинамика.

THERMODYNAMIC EVALUATION OF CASTING ALLOY MODIFICATION AND ALLOYING PROCESSES

A.S. RAKOVETS, D.V. KUIS, Ph.D in Technical Science,
N.A. SVIDUNOVICH, Dr. of Engineering Sciences

Belarusian State Technological University

It is shown that the structural-chemical transformations in alloys in the liquid state are connected with the existence of atomic associations in metallic liquids. By regulation of their rates of decay and formation with the help of specific modes of heat treatment and cooling of melts, they affect the properties of the solidified metal, using «hereditary» connection between the structure of liquid alloys and the properties of solid ones. Theoretical and experimental studies of the interaction of components in alloys have been carried out. The

process of formation of nonmetallics in alloys and its thermodynamic foundations have been examined. The influence of nonmetallics on the structure and properties of cast iron-carbon alloys is described.

Keywords: *alloy, modification, alloying, non-metallic inclusions, interaction of components, thermodynamics.*

Одним из путей снижения расхода металла в машиностроении является использование качественных легированных сталей и сплавов, имеющих более высокий уровень свойств. По оценкам экспертов из-за дефицита сырья и энергии роль литейных сплавов в различных областях машиностроения будет возрастать. Особенно резко должен возрасти объем производства изделий методом прецизионного литья, в том числе литья под давлением. Несомненно, что вопросы улучшения показателей механических свойств литейных сплавов и их химического сопротивления разнообразным агрессивным средам весьма актуальны. Основные элементы литейных и металлургических процессов, используемых для этих целей – это легирование и модифицирование. Теория этих процессов до сих пор разработана недостаточно. Это особенно относится к многокомпонентным литейным сплавам, содержащим ряд примесей. Некоторые исследователи проводят оценку влияния различных добавок, рассчитав для отдельных реакций изменение энергии Гиббса или константу равновесия. Это, по нашему мнению, слишком приближенный метод для многокомпонентных систем, так как на свойства жидкой фазы и дальнейший процесс кристаллизации оказывает влияние активность всех компонентов и примесей сплава.

В настоящее время, помимо традиционных способов, наметилось новое направление управления свойствами выплавляемых сплавов. Это направление основывается на изучении структурно-химических превращений в сплавах в жидком состоянии. Такие превращения связаны с существованием в металлических жидкостях ассоциаций атомов. Регулируя скорости их распада и образования с помощью специальных режимов термообработки и охлаждения расплавов, можно оказывать влияние и на свойства затвердевшего металла, пользуясь «наследственной» связью между строением жидких сплавов и свойствами твердых.

В исследованиях взаимодействия компонентов и примесей в сплавах применяются, главным образом, два подхода: структурно-химический и термодинамический. Оба подхода взаимосвязаны, например, общеизвестна роль статистической термодинамики, связавшей структуру и термодинамические свойства веществ. Для описания термодинамических свойств жидких сплавов применяются различные модели растворов: квазихимическая, регулярных ассоциированных растворов, кластерная, «окруженного атома» и некоторые другие. Уже само название этих моделей отражает важность учета чисто химического взаимодействия в моделях растворов. Регулярная модель растворов, созданная Гильдебрандом в 1929 г., по-прежнему не утратила своего значения; в частности, теория ассоциированных растворов представляет собой синтез двух моделей: регулярной и ассоциатов.

По-прежнему актуальными остаются вопросы контроля состава, формы и морфологии неметаллических включений в сплавах, их взаимодействия с металлической матрицей. Здесь термодинамические методы могут оказать существенную помощь для более глубокого понимания процессов образования неметаллических включений.

Для понимания свойств сплавов металлов и соединений с металлическими связями необходимо упомянуть некоторые закономерности физики и химии металлов.

Различают следующие случаи:

- а) образование смешанных кристаллов по принципу замещения;
- б) образование смешанных кристаллов по принципу внедрения.

Сплавы, образующиеся по принципу замещения, получают из некоторого металла X , атомы которого замещаются на атомы Y . Образование таких сплавов подчиняется трем эмпирическим правилам Юм-Розери.

1. Правило атомных размеров. Если радиусы атомов X и Y отличаются более чем на 15 % друг от друга, то они не образуют твердых растворов в большом интервале составов. Это соотношение радиусов благоприятно, например для системы Cu ($2,55 \cdot 10^{-10}$ м) и Zn ($2,66 \cdot 10^{-10}$ м). Медь образует с цинком твердый раствор с границей кубической (г.ц.к.) решеткой до 38 % Zn . Это соотношение менее благоприятно для системы Cu ($2,55 \cdot 10^{-10}$ м) –

Cd ($2,97 \cdot 10^{-10}$ м). По этой причине в меди нельзя растворить больше чем 1,07 % (ат.) кадмия. Размеры атомов следует также учитывать при рассмотрении образования промежуточных соединений и фаз Лавеса (соединения состава A_mB_n , $n/m = 2$).

При благоприятном соотношении радиусов твердые растворы не образуются, если X и Y имеют тенденцию к образованию стабильного соединения определенного химического состава. В этом случае действует второе правило.

2. *Правило электроотрицательностей.* С ростом электроотрицательности между двумя элементами, образующими сплав, понижается растворимость одного в другом. Например, соотношение атомных радиусов благоприятно для мышьяка и меди, тем не менее, в меди растворяется не более 6 % (ат.) As. Также для системы Mg–Sb размерный фактор благоприятен, но сурьма лишь слегка растворима в магнии. Обычно в таких случаях имеется большая вероятность того, что образуется соединение со стехиометрией AB или A_2B , где B более электроотрицательный элемент. Образующиеся фазы чаще всего представлены тремя типами структур:

а) структура типа арсенида никеля (NiAs). Здесь каждый атом металла окружен шестью атомами подгрупп VB или VIB, а металлический атом занимает октаэдрические позиции в гексагональной решетке, образованной атомами неметаллов. Примером служат системы Cu–Sn, Ni–Sb, Mn–Sb, Co–Te;

б) флюоритовая и антифлюоритовая структура. Эти структуры встречаются в случае соединений, подчиняющихся правилам обычной валентности, например: Cu_2Se , $CuMgSb$, $CuMgBi$, Mg_2Pb , Be_2B , Mg_2Si и т.д., где более электроотрицательный атом занимает грань кубической гранцентрированной решетки, т.е. реализуется координация $8 + 4$;

в) структуры AB_2 (фазы Лавеса). Эти фазы характеризуются критическим отношением $r_A : r_B = 1,225$. Они принадлежат к четырем структурным типам: $MgCu_2$, $MgZn_2$, $MgNi_2$, $CuAl_2$. Так, решетка $MgCu_2$ может быть представлена как состоящая из тетраэдров Cu_4 , расположенных вокруг центрального атома магния, в связи с чем не представляется возможным однозначно приписать координационное число атомам магния и меди. В таких случаях принято оперировать понятием средневзвешенного (гармоничного) координацион-

152

ного числа (КЧ) [1]. И, наконец, при очень большой разнице электроотрицательностей компонент сплава, имеющий более высокую электроотрицательность, стремится образовывать анионы и полученное соединение по свойствам приближается к солям. Формула этого соединения, как отмечалось выше, определяется по правилам валентности: ZnS , $CdTe$, $GaSb$, Mg_2Si , Mg_3Bi_2 . В силу этих причин, базирующихся на природе химической связи, КЧ большинства металлических фаз не могут быть приняты без соответствующего обоснования.

3. *Электронная концентрация.* Наряду с упомянутыми интерметаллическими соединениями существуют и другие интерметаллические фазы, не связанные каким-либо определенным стехиометрическим соотношением компонентов, но представляющие широкую область гомогенности. В качестве примера интересна система $Ag-Cd$. Здесь серебро обладает г.ц.к. решеткой, а кадмий имеет гексагональную структуру. В этой системе существует пять промежуточных фаз. Неупорядоченная α -фаза содержит менее 42 % Cd , по соседству с этим составом начинает образовываться β -фаза со структурой кубической объемноцентрированной при 50 %. При 57 % Cd появляется сложная γ -фаза, а от 70 до 82 % Cd формируется ϵ -фаза с гексагональной упаковкой и, наконец, для более высоких концентраций кадмия имеет место образование η -фазы, которая представляет собой твердый раствор серебра в гексагональной упаковке кадмия. Для таких интерметаллических фаз Юм-Розери предложил правило: если ввести соотношение v/a (v – число валентных электронов, a – число всех атомов, принимающих участие в образовании фазы), то для β -фазы это значение равно 1,50; γ -фазы 1,62; для η -фазы 1,75.

Можно было бы ожидать, что в различных металлах и сплавах, имеющих одинаковую электронную концентрацию, силы связи должны быть одинаковы и должны обеспечивать образование одинаковых структур. Действительно, все металлы IA подгруппы периодической системы кристаллизуются в объемноцентрированной кубической (о.ц.к.) решетке, металлы, находящиеся в IV подгруппе – в г.ц.к. решетке. Но уже во второй группе элементов наблюдаются исключения из этого правила. Аналогичное положение имеет место и в сплавах. По правилу электронной концентрации определяются

лишь структуры электронных соединений или фаз Юм-Розери, а также σ -фаз. Хотя электронная концентрация не является единственным фактором, определяющим структуру металла или сплава, в ряде случаев эти представления дают возможность сделать правительные выводы.

Сплавы внедрения. Такие сплавы возникают, когда атомы одного компонента занимают промежутки в кристаллических решетках атомов другого компонента, играющего роль матрицы. Поэтому только атомы, имеющие малый ковалентный радиус, могут занимать эти промежутки (H $3,7 \cdot 10^{-11}$; B $8,2 \cdot 10^{-11}$; C $7,7 \cdot 10^{-11}$; N $7,5 \cdot 10^{-11}$ м). Известно правило Хегга, которое гласит: если отношение радиуса атома внедрения к радиусу атома металла меньше 0,59, то упорядочение атомов «металл – элемент включения» идет по типу г.ц.к. или гексагональной плотноупакованной (г.п.) решетки. Такие сплавы называют «нормальными». Сплавы внедрения будут комплексными, если соотношение радиусов больше 0,59. Такие сплавы менее стабильны. Углерод и азот занимают всегда октаэдрические позиции в таких сплавах, водород – тетраэдрические, более мелкие. В г.п. и г.ц.к. решетках октаэдрических позиций в 2 раза больше, чем тетраэдрических. Природу химической связи в этих сплавах объясняли по-разному. Единственное, что очевидно, это то, что такие сплавы образуются с переходными металлами, d -орбитали которых неполностью заполнены. Электроны атомов внедрения могут быть отданы, в связи с чем они ведут себя как положительно заряженные ионы. В результате образуется связь, имеющая металлический характер. Типичные металлы подгрупп IA, IIА практически не образуют сплавов внедрения. Для них типична тенденция к образованию ионных кристаллов.

Выше указывалось, что источником данных по параметрам взаимодействия служат результаты обработки эксперимента по изучению растворимости и равновесий гетерогенных реакций типа:



где символом [C] обозначен твердый или жидкий раствор углерода в металлической фазе. Нужно отметить, что на точность определения величин параметров взаимодействия большое влияние оказы-

вают примеси, либо имеющиеся в исходном металле, либо поступающие в исследуемый расплав в результате химического взаимодействия расплава с материалом тигля [2]. Часто также возникают трудности при отнесении величин параметров взаимодействия к определенной стехиометрии образующихся фаз. Например, при раскислении железа титаном образуется ряд оксидов: TiO_2 , Ti_3O_5 , Ti_2O_3 , TiO , осаждающиеся совместно. Так, дифракционный анализ оксидных фаз показал, что во всех включениях имеется, по крайней мере, одновременно два оксида. Оксид титана (IV) образуется всегда на начальной стадии раскисления, оксид титана (III) является главным компонентом во всех оксидных фазах. При этом в зависимости от того, какой оксид образуется, параметры взаимодействия кислорода по титану (ϵ_O^{Ti}) будут: TiO_2 – 35,0; Ti_3O_5 – 59,0; Ti_2O_3 – 72,3; TiO – 69,0.

При десульфурации характерной особенностью процесса является образование твердых или жидких растворов типа $MnS-FeS$ или окисульфидов состава Ln_2O_2S (Ln – редкоземельный элемент) при использовании чистых металлов или мишметалла. Таких примеров можно привести много. Все это создает трудности при обработке экспериментальных данных и оценке надежности полученных величин. В связи с этим поиск эмпирических и полуэмпирических закономерностей представляет самостоятельный интерес, так как последние, помимо прогнозирования неизвестных до сих пор свойств, могут служить и для контроля результатов эксперимента.

Среди них широко известна корреляция параметров взаимодействия с парциальными энтальпиями компонентов в растворе, впервые установленная Чипманом и Корриганом.

Для проведения расчетов реакций, протекающих в высоколегированных литых сталях, которые с точки зрения физической химии растворов представляют собой смешанные растворители, отдельной задачей является оценка активностей металлических элементов, вводимых в расплав. Легирующие элементы влияют, с одной стороны, на активность примесей неметаллов (кислорода, серы, фосфора, водорода, азота), с другой стороны – на активность вводимых рафинирующих и модифицирующих металлов. Влияние легирующих элементов на активность качественно определяется, исходя из раз-

личия химического сродства к i -му элементу железа и легирующего элемента [2]:

а) если химическое сродство легирующего компонента к железу больше его химического сродства к i -му элементу, то с ростом концентрации легирующего компонента коэффициент активности i -го элемента будет увеличиваться;

б) если химическое сродство легирующего компонента к железу меньше, чем к рафинирующей добавке, то коэффициент активности i -го компонента с ростом концентрации легирующего элемента будет уменьшаться.

Точный расчет активностей компонентов в сложных многокомпонентных системах без привлечения экспериментальных методов исследования на сегодня вряд ли возможен. Метод Вагнера, как отмечалось выше, распространяется лишь на достаточно разбавленные растворы.

В многокомпонентных системах измерения концентрационных зависимостей парциальных энтальпий растворения во всем интервале составов и при разных температурах требуют постановки большого количества опытов. Более рациональным приемом, ведущим к сокращению числа опытов, является применение методов математического моделирования (планирование эксперимента), приводящих к получению интерполяционных формул разной степени приближения.

В физической химии металлических растворов теоретической основой методов математического моделирования служат принципы, установленные Н.С. Курнаковым: каждой фазе или комплексу фаз, находящемуся в данной системе в равновесии, соответствует определенный геометрический образ или свое уравнение (принцип соответствия); причем эти уравнения непрерывны (принцип непрерывности). Любая непрерывная функция такого рода может быть разложена в ряд Тейлора. Следовательно, зависимость термодинамических свойств сплавов от состава может быть выражена полиномом некоторой степени. Учитывая сложный характер поверхностей отклика в многокомпонентных системах, приходится строить полиномы сравнительно высоких степеней. Однако условие нормирования $\sum_{i=1} x_i = 1$, где x_i – молярная доля i -го компонента, упрощает

задачу. Для случая, когда свойство зависит только от состава смеси, но не от ее количества, Шеффе был предложен специальный метод, получивший название метода симплексных решеток, в основе которого лежит расположение экспериментальных точек в узлах, так называемых симплексных решеток.

Число опытных точек, необходимых для получения того или иного приближения, для некоторых многокомпонентных систем указано в таблице 1.

Таблица 1 – Число опытов для получения приближений различных степеней

Число компонентов	Степень приближения				Число компонентов	Степень приближения			
	2	3 (неполное)	3	4		2	3 (неполное)	3	4
3	6	7	10	15	5	15	25	35	70
4	10	14	20	35	6	21	41	56	126

В общем случае для q -компонентной системы уравнения некоторых приближений выглядят следующим образом:

квадратичное:

$$y = \sum \beta_i x_i + \sum \beta_{ij} x_i x_j \quad 1 \leq i \leq q \quad 1 \leq i \leq j \leq q \quad (1)$$

неполное кубическое:

$$y = \sum \beta_i x_i + \sum \beta_{ij} x_i x_j + \sum \beta_{ijk} x_i x_j x_k \quad 1 \leq i \leq q \quad 1 \leq i < j \leq q \quad 1 \leq i < j \leq k \leq q \quad (2)$$

полное кубическое:

$$y = \sum \beta_i x_i + \sum \beta_{ij} x_i x_j + \sum \gamma_{ij} x_i x_j (x_i - x_j) + \sum \beta_{ijk} x_i x_j x_k \quad 1 \leq i \leq q \quad 1 \leq i < j \leq q \quad 1 \leq i < j < k \leq q \quad (3)$$

В развернутой форме полное квадратичное приближение для трехкомпонентной системы выглядит так:

$$y = \beta_1 x_1 + \beta_2 x_2 + \beta_3 x_3 + \beta_{12} x_1 x_2 + \beta_{13} x_1 x_3 + \beta_{23} x_2 x_3. \quad (4)$$

В уравнении (4) $\beta_1, \beta_2, \beta_3, \beta_{12}, \beta_{13}, \beta_{23}$ – коэффициенты регрессии; x_1, x_2, x_3 – составы трехкомпонентной системы.

Коэффициенты уравнений регрессии вычисляют по результатам опытов из простых соотношений. Для квадратичного приближения в случае $x_1 = 1, x_2 = 0$ и $x_3 = 0$ выражение (4) превращается в $y_1 = \beta_1$. Соответственно $\beta_2 = y_2$ и $\beta_3 = y_3$. При $x_1 = 0,5, x_2 = 0,5$ и $x_3 = 0$ $y_{12} = 0,5 \beta_1 + 0,5 \beta_2 + 0,25 \beta_{12}$ или $\beta_{12} = 4y_{12} - 2y_1 - 2y_2$. Аналогично $\beta_{13} = 4y_{13} - 2y_1 - 2y_3$, а $\beta_{23} = 4y_{23} - 2y_2 - 2y_3$. В общем случае для q -компонентной системы коэффициенты уравнения второй степени рассчитываются по формулам:

$$\beta_i = y_i, \quad (5)$$

$$\beta_{ij} = 4y_{ij} - 2y_i - 2y_j. \quad (6)$$

Аналогично выводят соотношения для определения коэффициентов любого приближения при любом числе коэффициентов. В частности, для q -компонентной системы коэффициенты неполного кубического приближения (2) вычисляют по формулам (5), (6) и

$$\beta_{ijk} = 27y_{ijk} - 12(y_{ij} + y_{ik} + y_{jk} + 3(y_i + y_j + y_k)),$$

а коэффициенты полного кубического приближения (3) – по формулам (5) и следующим:

$$\beta_{ijk} = 9/4(y_{ij} + y_{ij} - y_i - y_j),$$

$$\gamma_{ij} = 9/4(3y_{ij} - 3y_{ij} - y_i - y_j),$$

$$\beta_{ijk} = 27y_{ijk} - 27/4(y_{ij} + y_{ij} + y_{ik} + y_{ik} + y_{jk} + y_{jk}) + 9/2(y_i + y_j + y_k).$$

Не останавливаясь на способах определения доверительных интервалов, для значений свойств, предсказанных по уравнению регрессии, и проверки адекватности уравнения, рассмотрим применение модели квадратичного приближения для расчета парциальных

молярных энтальпий растворения алюминия в расплаве Fe–Ni–Al согласно [3].

Построение искомого уравнения начинают с составления матрицы планирования, которая представлена в таблице 2.

Таблица 2 – Матрица планирования

Номер сплава	Состав сплава			$\Delta\bar{H}_{Al}$, кДж·моль ⁻¹ (эксперимент)	Номер сплава	Состав сплава			$\Delta\bar{H}_{Al}$, кДж·моль ⁻¹ (эксперимент)
	x_{Al}	x_{Fe}	x_{Ni}			x_{Al}	x_{Fe}	x_{Ni}	
1	1	0	0	0,0	4	0,5	0,5	0	-29,12
2	0	1	0	-64,22	5	0,5	0	0,5	-48,12
3	0	0	1	-152,88	6	0	0,5	0,5	-99,79

Затем по вышеприведенным формулам вычисляют коэффициенты регрессии:

$$\beta_1 = 0; \beta_2 = -64,22; \beta_3 = -152,88;$$

$$\beta_{12} = 4(-29,12) - 2 \cdot 0 - 2(-64,22) = 11,96;$$

$$\beta_{13} = 4(-48,12) - 2 \cdot 0 - 2(-152,88) = 113,28;$$

$$\beta_{23} = 4(-99,79) - 2(-64,22) - 2(-152,88) = 35,04.$$

Окончательно уравнение для расчета $\Delta\bar{H}_{Al}$ (кДж·моль⁻¹) имеет следующий вид:

$$\begin{aligned} \Delta\bar{H}_{Al} = & -64,22x_{Fe} - 152,88x_{Ni} + 11,96x_{Al}x_{Fe} + \\ & + 113,28x_{Al}x_{Ni} + 35,04x_{Fe}x_{Ni}. \end{aligned} \quad (7)$$

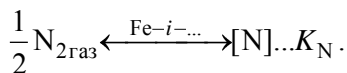
По данным работы [3], настоящая модель (7) адекватна. В противном случае следовало бы применить приближение более высокого порядка.

Исследования В.И. Лакомского, А.А. Ерохина и других авторов показало, что содержание азота в жидком металле при малых значениях парциального давления азота (p_{N_2}) на порядок превышает равновесную концентрацию, отвечающую заданному значению парциального давления азота над расплавом. В условиях плазменной плавки при достижении определенных значений p_{N_2} концентрация азота с дальнейшим ростом p_{N_2} не изменяется. Эта квазиравновесная концентрация азота в 2–3 раза превышает растворимость азота в обычных условиях, то есть в условиях контакта сплава только с молекулярным азотом. Существуют различные точки зрения на природу рассматриваемого явления: одни исследователи связывают это с растворимостью атомарного азота, другие – с взаимодействием возбужденных молекул азота с жидким металлом.

Определенный интерес представляет сравнение экспериментальной растворимости с расчетной, относящейся к условиям равновесия сплава с молекулярным азотом при давлении 101,3 кПа, и оценка влияния легирующих элементов на растворимость азота путем построения изотерм азота для жидкого и твердого состояний.

Авторами работы [4] на плазменно-индукционной установке были получены новые сплавы следующих составов, %: серый чугун – С 3,6; Si 2,5; Mn 0,8; P 0,1; S 0,12; Cr 0,2; N до 0,5; белый чугун типа «Нихард» с частичной заменой никеля азотом – С 3,0; Cr 8,0; Si 1,6; Mn 0,5; S 0,01; P 0,06; Ni 2,0; N до 0,1; литая быстрорежущая сталь с азотом – С 0,9; W 6,0; Mo 5,0; Cr 4,0; V 2,0; N до 0,1.

Рассмотрим равновесие:



Константа равновесия (K_N), согласно закону действующих масс, равна:

$$K_N = a_N / \sqrt{p_{N_2}} = f_N[N] / \sqrt{p_{N_2}}, \quad (8)$$

где a_N – активность растворенного азота; f_N – коэффициент активности; p_{N_2} – парциальное давление азота в системе.

В интервале концентраций, в котором применим закон Генри, растворимость азота ($[N]_{\text{нас}}$) связана с парциальной энтальпией растворения ($\Delta\bar{H}_N$) следующим образом:

$$\partial \ln[N]_{\text{нас}} / \partial T = \Delta\bar{H}_N / RT^2. \quad (9)$$

Интегрируя и переходя к десятичным логарифмам получим:

$$\lg[N]_{\text{нас}} = -\Delta\bar{H}_N / 2,303RT + \text{const}. \quad (10)$$

Постоянная интегрирования определяется из значений растворимости при определенной температуре путем ее подстановки в (10). Уравнению (10) можно придать более общий вид:

$$\lg[N]_{\text{нас}} = A/T + B.$$

Данные по растворимости азота в железе и сплавах обобщены в работе [3]. В таблице 3 приведены коэффициенты A и B для жидкого железа.

Таблица 3 – Коэффициенты уравнения растворимости азота в жидком железе при $T = 1873 \text{ K}$ [5]

A	B	$[N]_{\text{нас}} \cdot 10^{-2}$
-188	-1,25	4,5
-285	-1,21	4,4
-364	-1,444	4,6
-293	-1,160	4,8
-260	-1,22	4,4
-246	-1,222	4,4
Среднее -273	-1,200	4,51

Из таблицы 3 видно достаточно удовлетворительное согласие между данными разных авторов. В качестве рекомендуемых можно взять среднеарифметическое величин A и B :

$$\lg[N]_{\text{нас}} = -273/T - 1,200. \quad (11)$$

Если расчет растворимости проводится при давлениях, отличных от 101,3 кПа, то в формулу (11) нужно вносить поправку, принимая во внимание уравнение (8).

Влияние легирующего элемента (i) в системе Fe – i на величину парциальной энтальпии растворения азота выразится так:

$$\partial(\Delta\bar{H}_N^{\text{Fe}-i} - \Delta\bar{H}_N^{\text{Fe}}) / \partial[i] = h_N^i,$$

где $\Delta\bar{H}_N^{\text{Fe}-i}$, $\Delta\bar{H}_N^{\text{Fe}}$ – соответственно парциальная энтальпия растворения азота в железе и сплаве; h_N^i – избыточная парциальная энтальпия азота в сплаве.

Откуда, ограничиваясь линейным приближением, получим:

$$\Delta\bar{H}_N^{\text{Fe}-i} = \Delta\bar{H}_N^{\text{Fe}} + h_N^i[i]. \quad (12)$$

Применительно к многокомпонентной системе Fe – i – ... выражение (12) преобразуется в следующее:

$$\Delta\bar{H}_N^{\text{Fe}-i-\dots} = \Delta\bar{H}_N^{\text{Fe}} + h_N^i[i] + h_N^j[j], \quad (13)$$

которое справедливо как для твердого, так и для жидкого состояний. Соотношения (9), (11)–(13) могут послужить основой для методов расчета растворимости азота в многокомпонентных системах из данных по граничным двойным.

С другой стороны,

$$e_N^i = \frac{1}{2,303R} (h_N^i / T - \text{const}).$$

Откуда, принимая во внимание соотношение $h_N^i = 6276e_N^i$; 1873 К и то, что производная от парциальной энергии Гиббса растворения азота по концентрации

$$\partial \Delta \bar{G}_N^i / \partial([i]) = 2,303RTe_N^i$$

придем к уравнению, предложенному Ж. Чипманом и Д. Корриганом:

$$\lg f_N^i = (3280/T - 0,75)e_N^i[i].$$

Это уравнение распространяется и на многокомпонентные системы:

$$\lg f_N^{i-j-\dots} = (3280/T - 0,75)(e_N^i[i] + e_N^j[j] + \dots). \quad (14)$$

Если принять в качестве стандартного состояния бесконечно разбавленный раствор азота в железе, то коэффициент активности азота равен:

$$f_N = [N]_{\text{нас}}^{\text{Fe}} / [N]_{\text{нас}}^{\text{сплав}}. \quad (15)$$

Объединяя (11), (14) и (15), получим окончательную формулу для расчета растворимости азота в сложнoleгированных сплавах:

$$\lg [N]_{\text{нас}}^{\text{сплав}} = 273/T - 1,200 - (3280/T + 0,75)(e_N^i[i] + e_N^j[j] + \dots). \quad (16)$$

Достоинством этой формулы является то, что она опирается на величины параметров взаимодействия при 1873 К, известные в настоящее время для большинства элементов периодической системы.

К уравнению (16) близки:
уравнение Нельсона:

$$\lg [N]_{\text{нас}} = -1,174 - 306/T - 1873/T \lg f_N; \quad (17)$$

уравнение Вада и Пельке:

$$\lg[N]_{\text{нас}} = (-247/T - 1,22) - (4780/T - 1,51)\lg f_N - \\ - (1760/T - 0,9)\lg f_N^2.$$

Последнее отличается от уравнений (16) и (17) наличием члена, учитывающего параметры взаимодействия второго порядка $\lg f_N^2$. В уравнениях (16) и (17) не принимается во внимание эффект взаимного влияния атомов легирующих элементов. В.В. Авериным предложено учитывать взаимное влияние нитридообразующих и легирующих в трехкомпонентных сплавах с помощью параметров взаимодействия ϵ_R^R и ϵ_R^r (R – нитридообразующий элемент, r – легирующий элемент).

Серый чугун. В жидком чугуне, так же как и в сталях, легированных малыми добавками хрома, образования нитрида хрома не происходит, что уже отмечалось выше. Однако рассчитать равновесную концентрацию азота, используя уравнение (16), вполне возможно. При расчетах растворимости использовались следующие величины параметров взаимодействия первого порядка:

$$e_N^C = 0,096 \text{ при } [C]_{\text{нас}}; \quad c_N^{\text{Si}} = 0,006; \quad e_N^P = 0,045;$$

$$e_N^S = 0,013; \quad c_N^{\text{Mn}} = -0,036; \quad e_N^{\text{Ni}} = 0,006;$$

$$e_N^{\text{Cr}} = -0,046.$$

С использованием этих величин $\lg f_N = 0,328$; $[N]_{\text{нас}} = 1,76 \cdot 10^{-2} \%$.

Так как $\lg f_N$ является величиной положительной, то понижение температуры расплава приведет к уменьшению растворимости азота. Этот факт находит свое объяснение с позиций решеточной модели строения чугуна А.А. Жукова [4]. Присутствующие в расплаве кремний и марганец относятся к элементам внедрения. По модели А.А. Жукова из-за конкуренции взаимодействий Fe – Si и Fe – С некоторая область пространства вокруг атомов кремния оказывается запретной для углерода, что сужает пространство статически равномерного размещения и перемещения атомов углерода. Получается своеобразное увеличение «эффективной концентрации» уг-

лерода в оставшемся объеме, приводящее к повышению коэффициента активности углерода. А поскольку углерод и азот как элементы внедрения занимают одни и те же вакантные пустоты в объеме расплава, то с понижением температуры в силу того, что, во-первых, сокращается свободный объем, во-вторых, что энергия связи $E_{N-Fe} < E_{C-Fe}$, углерод вытесняет азот из расплава. Разумеется, такая интерпретация будет иметь силу при отсутствии в расплаве нитридообразующих элементов.

Белый чугун типа «Нихард». Совсем иная картина наблюдается в случае чугуна, который содержит в качестве легирующих элементов 8 % Cr, 2 % Ni. При такой концентрации хрома $\lg f_N$ становится величиной отрицательной ($\lg f_{N1873} = -0,089$). Это сказывается соответствующим образом на растворимости азота в жидкой фазе и на ее температурной зависимости, которая с понижением температуры возрастает. Действительно, аналогично расчету $\lg [N]_{\text{нас}} = -1,257$ и $[N]_{\text{нас}} = 5,5 \cdot 10^{-2} \%$. Сравнивая полученный результат с предыдущим, видно, что с введением 8 % Cr в состав чугуна растворимость азота при одной и той же температуре возросла примерно в три раза. Следовательно, можно предположить существование связей Cr – N в жидком чугуне и, как следствие, возможность образования нитрида хрома при пониженных температурах. Для построения изотермы реакции нитридообразования выберем температуру, близкую к температуре плавления чугуна, т. е. 1473 К. С этой целью рассмотрим равновесие твердого нитрида хрома с растворенным хромом и азотом:



Константа равновесия

$$K_{\text{CrN}} = [\text{Cr}][\text{N}]f_{\text{Cr}}f_{\text{N}}. \quad (19)$$

Из литературы [5] известна следующая зависимость:

$$\lg K_{\text{CrN}} = -2640/T + 0,354. \quad (20)$$

Решая (16) и (17) относительно $\lg[N]$ и подставляя в (17) температуру, равную 1473 К, получим:

$$\lg [N] = -1,438 - \lg [Cr] - \lg f_{Cr} - \lg f_N. \quad (21)$$

Коэффициенты активности f_{Cr} и f_N можно рассчитать по методу Вагнера:

$$\lg f_{Cr} = e_{Cr}^{Cr} [Cr] + e_{Cr}^C [C] + e_{Cr}^{Si} [Si] + e_{Cr}^{Mn} [Mn] + e_{Cr}^P [P] + e_{Cr}^S [S] + e_{Cr}^N [N] + e_{Cr}^{Ni} [Ni];$$

$$\lg f_N = e_N^N [N] + e_N^C [C] + e_N^{Cr} [Cr] + e_N^{Si} [Si] + e_N^{Mn} [Mn] + e_N^P [P] + e_N^S [S] + e_N^{Ni} [Ni].$$

В работах [6, 7] приведены следующие зависимости параметров взаимодействия от температуры:

$$e_{Cr}^{Cr} = -164/T + 0,0415; \quad e_N^{Ni} = 8/T + 0,0019;$$

$$e_N^{Mn} = -133/T + 0,035; \quad e_{Cr}^S = -153/T + 0,062.$$

Отсутствующие в литературе величины e_N^i при 1473 К были вычислены, опираясь на соответствующие величины e_N^i при 1873 К, по формуле Кунзе, а параметры взаимодействия e_{Cr}^i (1473 К) – по уравнению Мак-Леллана и уравнению. Причем, если элементом i был неметалл, то температурный коэффициент в уравнении принимали равным 23 Дж·К⁻¹. Если элементом i были металл, углерод и кремний, то температурный коэффициент принимали равным нулю. Так как параметр e_N^N равен нулю, то необходимость перерасчета на 1473 К отсутствовала.

Результаты расчетов сведены в таблицу 4.

Для $\lg f_{Cr}$ и $\lg f_N$ было найдено:

$$\lg f_{Cr} = -0,467 - 0,0028[Cr]; \quad \lg f_N = 0,456 - 0,071[Cr].$$

Таблица 4 – Величины параметров взаимодействия при 1873 и 1473 К (числитель и знаменатель соответственно)

Параметр взаимодействия	C	Si	Mn	P	S	N	Ni	Cr
e_{Cr}^j	$\frac{0,037}{0,016}$	$\frac{0,023}{0,28}$	$\frac{0}{0}$	$\frac{-0,033}{-0,13}$	$\frac{-0,020}{-0,042}$	$\frac{-0,033}{-0,016}$	$\frac{-0,009}{-0,012}$	$\frac{-0,0028}{-0,0028}$
e_N^j	$\frac{0,096}{0,15}$	$\frac{0,006}{0,09}$	$\frac{0,036}{0,055}$	$\frac{0,045}{0,069}$	$\frac{0,013}{0,020}$	$\frac{0}{0}$	$\frac{-0,006}{-0,0076}$	$\frac{-0,046}{-0,071}$

Подставляя найденные зависимости $\lg f_{Cr}$ и $\lg f_N$ от концентрации хрома в (21), получим уравнение изотермы растворимости азота в чугуна при 1473 К:

$$\lg[N] = -1,427 - \lg[Cr] + 0,074 [Cr]. \quad (22)$$

Продифференцируем уравнение (19):

$$\partial (\lg[N]) / \partial ([Cr]) = -0,4343 / [Cr] + 0,074.$$

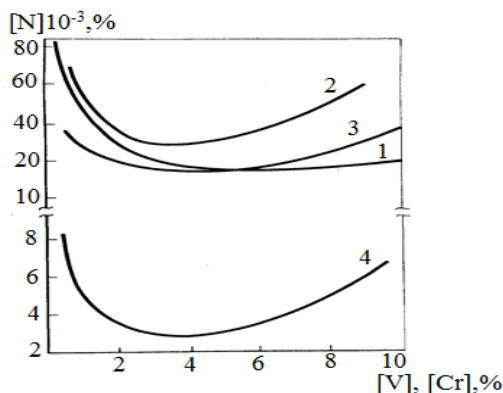
В точке экстремума производная равна нулю, то есть

$$-0,4343/[Cr] + 0,074 = 0 \text{ и } [Cr] = 5,9 \text{ \%}.$$

Подставляя найденное значение концентрации хрома в уравнение (19), получим минимальную концентрацию растворенного азота, находящегося в равновесии с твердой фазой (CrN) в чугуна. Далее, задавшись рядом концентраций хрома, по уравнению (19) можно построить изотерму растворимости азота в чугуна. Результат представлен на рисунке 1.

Как видно из рисунка 1, изотерма растворимости азота имеет пологий вид, что указывает на слабую деазотирующую способность хрома в данных условиях. Об этом говорит и сравнение минимальной концентрации азота, которая может быть достигнута при

1473 К даже при введении в чугун оптимального количества хрома, с концентрацией азота в расплаве при 1873 К. Это величины одного и того же порядка ($1,7 \cdot 10^{-2}$ и $5,5 \cdot 10^{-2}$ %). При охлаждении расплава от 1683 К до 1473 К изменение концентрации растворенного азота составляет $3,5 \cdot 10^{-2}$ %, следовательно, в карбонитридную фазу переходит около 66 % всего азота.



1 – белый чугун типа «Нихард»; 2 – сталь P6M5, $a_{VN} = 1$;
3 – сталь P6M5, $a_{VN} = 0,5$; 4 – сталь P6M6, $a_{VN} = 0,1$

Рисунок 1 – Изотермы растворимости азота в литейных сплавах в зависимости от концентрации легирующих элементов

При обработке расплава низкотемпературной азотной плазмой содержание азота в чугуне удастся довести примерно до $7,8 \cdot 10^{-2}$ %. В этом случае в карбонитридную фазу переходит уже 77 % растворенного азота. Следовательно, в пересыщенных по азоту расплавах при охлаждении будет образовываться больше, чем в обычных условиях, кристаллов нитрида (карбонитрида) хрома, которые могут служить центрами кристаллизации. Это положительно влияет на структуру и механические свойства белого чугуна. Для расчета состава образующихся карбонитридных фаз можно использовать теорию твердых растворов замещения [8] или метод расчета, описанный в работе [9], где была показана возможность определения со-

става и растворимости комплексных карбонитридов из данных по растворимости в аустените бинарных карбидов и нитридов.

Список литературы

1. **Entwicklung** heutiger koordnations zahlbegriff / Intermetallischen Phasen / F. Laves–Leipzig: VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, 1976. – S. 57–63.

2. **Куликов, И.С.** Раскисление металлов / И.С. Куликов. – М.: Metallurgiya, 1975. – 504 с.

3. **Теплоты** растворения алюминия в сплавах Fe – Ni – Al / О.И. Островский [и др.] // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1976. – № 11. – С. 51– 55.

4. **Nouveau** Traité de Chimie minérale. Tome 20. – Paris: Masson et C^{ie}. 1962. – P. 11 – 12.

5. **Азот** в металлах / В.В. Аверин [и др.]. – М.: Металлургия, 1976. – 233 с.

6. **Wada, P.** Nitrogen solution ad titanium nitride precipitation in liquid Fe – Cr – Ni alloys / P. Wada, R.D. Pehlke // Met. Trans. – 1977. – В. 8. – № 3. – P. 441–448.

7. **Helsinki** university of technology institution of process metallurgy / J. Härkki [et al] // Report Series B. – 1983. – P. 40–42.

8. **Свидунович, Н.А.** Взаимодействие компонентов в сплавах / Н.А. Свидунович, В.П. Глыбин, Л.К. Свирко. – М.: Металлургия, 1989. – 158 с.

9. **Попов, В.В.** Расчет состава и растворимости карбонитридов, образующихся в комплекснолегированных сталях / В.В. Попов, В.Г. Черемных, М.И. Гольдштейн // Физика металлов и металловедение. – 1977. – Т. 43. – Вып. 4. – С. 876–879.

References

1. **Entwicklung** heutiger koordnations zahlbegriff / Intermetallischen Phasen / F. Laves–Leipzig: VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, 1976. – P. 57–63.

2. **Kulikov, I.S.** *Raskislenie metallov* [Deoxidation of metals] / I.S. Kulikov. – Moscow: Metallurgiya Publ., 1975. – 504 p.

3. Teploty rastvoreniya alyuminiya v splavah Fe – Ni – Al [Heats of dissolution of aluminum in Fe - Ni - Al alloys] / O.I. Ostrovskij [et al.] // *Izv. vuzov. Chernaya metallurgiya = Proceedings of higher educational institutions. Ferrous metallurgy.* – 1976. – No. 11. – P. 51–55.

4. Nouveau Traité de Chimie minérale. Tome 20. – Paris: Masson et C^{ie}. 1962. – P. 11 – 12.

5. Azot v metallah [Nitrogen in metals] / V.V. Averin [et al.]. – Moscow: Metallurgiya Publ., 1976. – 233 p.

6. Wada, P. Nitrogen solution ad titanium nitride precipitation in liquid Fe – Cr – Ni alloys / P. Wada, R.D. Pehlke // *Met. Trans.* – 1977. – B. 8. – № 3. – P. 441–448.

7. Helsinki university of technology institution of process metallurgy / J. Härkki [et al] // *Report Series B.* – 1983. – P. 40–42.

8. Svidunovich N.A. *Vzaimodejstvie komponentov v splavah* [Interaction of components in alloys] / N.A. Svidunovich, V.P. Glybin, L.K. Svirko. – Moscow: Metallurgiya Publ., 1989. – 158 p.

9. Popov, V.V. *Raschet sostava i rastvorimosti karbonitridov, obrazuyushchihsya v kompleksnolegirovannyh stalyah* [Calculation of the composition and solubility of carbonitrides formed in complex alloyed steels] / V.V. Popov, V.G. CHERemnyh, M.I. Gol'dshtejn // *Fizika metallov i metallovedenie = Physics of metals and metal science.* – 1977. – Vol. 43. – Vyp. 4. – P. 876–879.

Послупила 30.07.2020

Received 30.07.2020

Part 1 of the collection presents materials in the field of metallurgy and foundry production of ferrous and non-ferrous metals and alloys.

The modern issues of the development of the production base of foundry and metallurgical industries, improvement of metallurgical, foundry and machine-building technologies, improvement of product quality and safety of work are considered.

The results of theoretical studies are used in the conditions of metallurgical and machine-building enterprises of the republic.

Designed for engineering and technical and scientific workers, teachers, graduate students, undergraduates and university students of the relevant profile.

В части 1 сборника представлены материалы в области металлургии и литейного производства черных и цветных металлов и сплавов.

Рассматриваются современные вопросы развития производственной базы литейно-металлургических производств, усовершенствования металлургических, литейных и машиностроительных технологий, повышения качества продукции и безопасности работ.

Результаты теоретических исследований используются в условиях металлургических и машиностроительных предприятий республики.

Предназначен для инженерно-технических и научных работников, преподавателей, аспирантов, магистрантов и студентов вузов соответствующего профиля.

Научное издание

МЕТАЛЛУРГИЯ

РЕСПУБЛИКАНСКИЙ МЕЖВЕДОМСТВЕННЫЙ
СБОРНИК НАУЧНЫХ ТРУДОВ

Основан в 1967 году

Выпуск 41

В 2 частях

Часть 1

Подписано в печать 02.12.2020. Формат 60×84 ¹/₁₆. Бумага офсетная. Ризография.

Усл. печ. л. 10,00. Уч.-изд. л. 7,82. Тираж 100. Заказ 755.

Издатель и полиграфическое исполнение: Белорусский национальный технический университет.
Свидетельство о государственной регистрации издателя, изготовителя, распространителя
печатных изданий № 1/173 от 12.02.2014. Пр. Независимости, 65. 220013, г. Минск.