

ИЗВЕСТИЯ

ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ ЧЕРНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ

Том 61 Номер 9 2018



60 лет

Химико-металлургическому
институту им. Ж. Абишева

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РФ

ИЗВЕСТИЯ

ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ЧЕРНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ

№ 9, 2018

Издается с января 1958 г. ежемесячно

Том 61

ИЗВЕСТИЯ

ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ЧЕРНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ

Главный редактор: ЛЕОНТЬЕВ Л.И.
(Российская Академия Наук, г. Москва)

Заместитель главного редактора: ПРОТОПОПОВ Е.В.
(Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк)

Члены редакционной коллегии:

АЛЕШИН Н.П. (Российская Академия Наук, г. Москва)

АСТАХОВ М.В. (Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва)

АШИХМИН Г.В. (ОАО «Институт Цветмет-обработка», г. Москва)

БАЙСАНОВ С.О. (Химико-металлургический институт им. Ж.Абишева, г. Караганда, Республика Казахстан)

БЕЛОВ В.Д. (Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва)

БРОДОВ А.А., редактор раздела «**Экономическая эффективность металлургического производства**» (ФГУП «ЦНИИчермет им. И.П. Бардина», г. Москва)

ВОЛЫНКИНА Е.П. (Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк)

ГЛЕЗЕР А.М. (Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва)

ГОРБАТЮК С.М. (Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва)

ГРИГОРОВИЧ К.В., редактор раздела «**Металлургические технологии**» (Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН, г. Москва)

ПРОМОВ В.Е. (Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк)

ДМИТРИЕВ А.Н. (Институт металлургии УрО РАН, г. Екатеринбург)

ДУБ А.В. (ЗАО «Наука и инновации», г. Москва)

ЗИНГЕР Р.Ф. (Институт Фридриха-Александра, Германия)

ЗИНИГРАД М. (Институт Ариэля, Израиль)

ЗОЛОТУХИН В.И. (Тулский государственный университет, г. Тула)

КОЛМАКОВ А.Г. (Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН, г. Москва)

КОЛОКОЛЬЦЕВ В.М. (Магнитогорский государственный технический университет, г. Магнитогорск)

КОСТИНА М.В. (Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН, г. Москва)

КОСЫРЕВ К.Л. (АО «НПО «ЦНИИТМаш», г. Москва)

КУРГАНОВА Ю.А. (МГУТ им. Н.Э. Баумана, г. Москва)

КУРНОСОВ В.В. (Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва)

ЛАЗУТКИН С.С. (ГК «МетПром», г. Москва)

ЛИНН Х. (ООО «Линн Хай Терм», Германия)

ЛЫСАК В.И. (Волгоградский государственный технический университет, г. Волгоград)

МЫШЛЯЕВ Л.П. (Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк)

НИКУЛИН С.А. (Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва)

ОСТРОВСКИЙ О.И. (Университет Нового Южного Уэльса, Сидней, Австралия)

ПОДГОРОДЕЦКИЙ Г.С., редактор раздела

«**Ресурсосбережение в черной металлургии**»

(Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва)

ПЫШМИНЦЕВ И.Ю., редактор раздела

«**Инновации в металлургическом промышленном**

и лабораторном оборудовании, технологиях и материалах» (Российский научно-исследовательский институт трубной промышленности, г. Челябинск)

РАШЕВ Ц.В., редактор раздела «**Стали особого назначения**» (Академия наук Болгарии, Болгария)

РУДСКОЙ А.И. (Санкт-Петербургский Политехнический Университет Петра Великого, г. Санкт-Петербург)

СИВАК Б.А. (АО АХК «ВНИИМЕТМАШ», г. Москва)

СИМОНЯН Л.М., редактор раздела «**Экология и рациональное природопользование**» (Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва)

СМИРНОВ Л.А. (ОАО «Уральский институт металлов», г. Екатеринбург)

СОЛОДОВ С.В., редактор раздела

«**Информационные технологии и автоматизация в черной металлургии**» (Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва)

СПИРИН Н.А. (Уральский федеральный университет, г. Екатеринбург)

ТАНГ ГУОИ (Институт перспективных материалов университета Циньхуа, г. Шеньжень, Китай)

ТЕМЛЯНЦЕВ М.В. (Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк)

ФИЛОНОВ М.Р., редактор раздела «**Материаловедение**» (Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва)

ШЕШУКОВ О.Ю. (Уральский федеральный университет, г. Екатеринбург)

ШПАЙДЕЛЬ М.О. (Швейцарская академия материаловедения, Швейцария)

ЮРЬЕВ А.Б. (АО «ЕВРАЗ ЗСМК», г. Новокузнецк)

ЮСУПОВ В.С. (Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН, г. Москва)

Учредители:



Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»



Сибирский государственный индустриальный университет

Настоящий номер журнала подготовлен к печати
Национальным исследовательским технологическим университетом «МИСиС»

Адреса редакции:

119991, Москва, Ленинский пр-т, д. 4
Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,
Тел.: (495) 638-44-11, (499) 236-14-27
E-mail: fermet.misis@mail.ru, ferrous@misis.ru
www.fermet.misis.ru

654007, Новокузнецк, 7,
Кемеровской обл., ул. Кирова, д. 42
Сибирский государственный индустриальный университет,
Тел.: (3843) 74-86-28
E-mail: redjizvz@sibsiiu.ru

Журнал «Известия ВУЗов. Черная металлургия» по решению ВАК входит в «Перечень ведущих рецензируемых научных журналов и изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени доктора и кандидата наук».

Журнал «Известия ВУЗов. Черная металлургия» индексируется в международной базе данных Scopus.

IZVESTIYA

VUZOV. CHERNAYA METALLURGIYA

IZVESTIYA. FERROUS METALLURGY

Editor-in-Chief: LEONT'EV L.I.
(Russian Academy of Sciences, Moscow)

Deputy Editor-in-Chief: PROTOPOPOV E.V.
(Siberian State Industrial University, Novokuznetsk)

Editorial Board:

N.P. ALESHIN (Russian Academy of Sciences, Moscow)

G.V. ASHIKHMIN (JSC "Institute
Tsvetmetobrabotka", Moscow)

M.V. ASTAKHOV (National Research Technological
University "MISIS", Moscow)

S.O. BAISANOV (Abishev Chemical-Metallurgical
Institute, Karaganda, Republic of Kazakhstan)

V.D. BELOV (National Research Technological
University "MISIS", Moscow)

A.A. BRODOV, Editor of the section "**Economic
efficiency of metallurgical production**" (IP Bardin
Central Research Institute for Ferrous Metallurgy,
Moscow)

A.N. DMITRIEV (Institute of Metallurgy, Ural
Branch of the Russian Academy of Sciences, Ural Federal
University, Ekaterinburg)

A.V. DUB (JSC "Science and Innovations", Moscow)

M.R. FILONOV, Editor of the section "**Material
science**" (National Research Technological University
"MISIS", Moscow)

A.M. GLEZER (National Research Technological
University "MISIS", Moscow)

S.M. GORBATYUK (National Research Technological
University "MISIS", Moscow)

K.V. GRIGOROVICH, Editor of the section "**Metallur-
gical Technologies**" (Baikov Institute of Metallurgy and
Materials Science of RAS, Moscow)

V.E. GROMOV (Siberian State Industrial University,
Novokuznetsk)

A.G. KOLMAKOV (Baikov Institute of Metallurgy and
Materials Science of RAS, Moscow)

V.M. KOLOKOL'TSEV (Magnitogorsk State Technical
University, Magnitogorsk)

M.V. KOSTINA (Baikov Institute of Metallurgy and
Materials Science of RAS, Moscow)

K.L. KOSYREV (JSC "NPO "TSNIITMash", Moscow)

YU.A. KURGANOVA (Bauman Moscow State
Technical University, Moscow)

V.V. KURNOSOV (National Research Technological
University "MISIS", Moscow)

S.S. LAZUTKIN (Group of Companies "MetProm",
Moscow)

H. LINN (Linn High Therm GmbH, Hirschbach,
Germany)

V.I. LYSAK (Volgograd State Technical University,
Volgograd)

L.P. MYSHLYAEV (Siberian State Industrial
University, Novokuznetsk)

S.A. NIKULIN (National Research Technological
University "MISIS", Moscow)

O.I. OSTROVSKI (University of New South Wales,
Sidney, Australia)

G.S. PODGORODETSKII, Editor of the section
"**Resources Saving in Ferrous Metallurgy**" (National
Research Technological University "MISIS", Moscow)

I.YU. PYSHMINTSEV, Editor of the section
"**Innovations in metallurgical industrial and
laboratory equipment, technologies and materials**"
(Russian Research Institute of the Pipe Industry,
Chelyabinsk)

TS.V. RASHEV, Editor of the section "**Superduty steel**"
(Bulgarian Academy of Sciences, Bulgaria)

A.I. RUDSKOI (Peter the Great Saint-Petersburg
Polytechnic University, Saint-Petersburg)

O.YU. SHESHUKOV (Ural Federal University,
Ekaterinburg)

L.M. SIMONYAN, Editor of the section "**Ecology
Rational Use of Natural Resources**" (National Research
Technological University "MISIS", Moscow)

R.F. SINGER (Friedrich-Alexander University,
Germany)

B.A. SIVAK (VNIIMETMASH Holding Company,
Moscow)

L.A. SMIRNOV (OJSC "Ural Institute of Metals",
Ekaterinburg)

S.V. SOLODOV, Editor of the section "**Information
Technologies and Automatic Control in Ferrous
Metallurgy**" (National Research Technological University
"MISIS", Moscow)

M. SPEIDEL (Swiss Academy of Materials, Switzerland)

N.A. SPIRIN (Ural Federal University, Ekaterinburg)

TANG GUOI (Institute of Advanced Materials of
Tsinghua University, Shenzhen, China)

M.V. TEMPLYANTSEV (Siberian State Industrial
University, Novokuznetsk)

E.P. VOLYNKINA (Siberian State Industrial
University, Novokuznetsk)

A.B. YUR'EV (OJSC "ZSMK", Novokuznetsk)

V.S. YUSUPOV (Baikov Institute of Metallurgy and
Materials Science of RAS, Moscow)

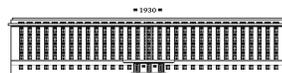
M. ZINIGRAD (Ariel University, Israel)

V.I. ZOLOTUKHIN (Tula State University, Tula)

Founders:



National Research Technological University "MISIS"



Siberian State Industrial University

This issue of the journal was prepared by
National Research Technological University "MISIS"

Editorial Addresses:

119991, Moscow, Leninskii prosp., 4
National Research Technological University "MISIS",
Tel.: +7 (495) 638-44-11, +7 (499) 236-14-27
E-mail: fermet.misis@mail.ru, ferrous@sisis.ru
www.fermet.misis.ru

654007, Novokuznetsk, Kemerovo region,
Kirova str., 42
Siberian State Industrial University,
Tel.: +7 (3843) 74-86-28
E-mail: redjizvz@sibsiu.ru

Journal "Izvestiya VUZov. Chernaya Metallurgiya = Izvestiya. Ferrous metallurgy" is included in the "List of the leading peer-reviewed scientific journals and publications, in which should be published major scientific results of dissertations for the degree of doctor and candidate of sciences" by the decision of the Higher Attestation Commission.

The journal "Izvestiya VUZov. Chernaya Metallurgiya = Izvestiya. Ferrous metallurgy" is indexed in Scopus.

Journal "Izvestiya VUZov. Chernaya Metallurgiya = Izvestiya. Ferrous metallurgy" is registered
in Federal Service for Supervision in the Sphere of Mass Communications **PI number FS77-35456**

СОДЕРЖАНИЕ

- Байсанов С.О.** 60 лет научной и инновационной деятельности Химико-металлургического института им. Ж. Абишева 669
- Жарменов А.А.** Сила – в комплексности: Национальному центру по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан – 25! 674

МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ

- Бардовский А.Д., Герасимова А.А., Керопян А.М., Бибиков П.Я.** Влияние механических характеристик материала струнных сит на процесс грохочения 678
- Будников А.С., Романцев Б.А., Харитонов Е.А.** Определение диаметра валков станов винтовой прокатки 683
- Байсанов С.О., Байсанов А.С., Исагулов А.З., Есенгалиев Д.А., Оспанов Н.И.** Разработка технологии выплавки рафинированного ферромарганца с применением специальных комплексных восстановителей 689
- Мухамбетгалиев Е.К., Есенжулов А.Б., Рошин В.Е.** Получение комплексного сплава из высококремнистой марганцевой руды и высокозольных углей Казахстана 695
- Шабанов Е.Ж., Избембетов Д.Д., Байсанов С.О., Шадиев М.Ф.** Технология производства высокоуглеродистого феррохрома с использованием моношихтовых брикетов 702
- Мухтар А.А., Мухымбекова М.К., Макашев А.С., Савин В.Н.** Термомангнитное обогащение и дефосфорация бурожелезных руд и концентратов 708

ЭКОЛОГИЯ И РАЦИОНАЛЬНОЕ ПРИРОДОПОЛЬЗОВАНИЕ

- Орлов А.С., Исагулов А.З., Сариев О.Р., Толымбеков М.Ж.** Разработка технологии выплавки комплексного алюминий-хром-кремнийсодержащего сплава АХС из некондиционного сырья 714
- Симонян Л.М.** Анализ методологии определения выбросов CO₂ на территории РФ применительно к черной металлургии 721

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

- Вусихис А.С., Леонтьев Л.И., Кудинов Д.З., Селиванов Е.Н.** Термодинамическое моделирование восстановления никеля и железа из многокомпонентного силикатного расплава в процессе барботажа. Сообщение 1. Восстановитель – смесь CO–CO₂ 731

ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ И АВТОМАТИЗАЦИЯ В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

- Акбердин А.А., Ким А.С., Султангазиев Р.Б.** Планирование численного и физического эксперимента при моделировании технологических процессов 737

В ПОРЯДКЕ ДИСКУССИИ

- Малышев В.П., Макашева А.М.** О возможности описания динамической вязкости в зависимости от состава сплава и температуры по диаграммам состояния 743

CONTENTS

- S.O. Baisanov** 60 years of scientific and innovative activity of Chemical-Metallurgical Institute named after Zh. Abishev 669
- A.A. Zharmenov** Strength - in complexity: To the 25th anniversary of Kazakhstan National Center of Mineral Raw Materials Complex Processing 674

METALLURGICAL TECHNOLOGIES

- A.D. Bardovskii, A.A. Gerasimova, A.M. Keropyan, P.Ya. Bibikov** Influence of the mechanical characteristics of harp screen material on screening process 678
- A.S. Budnikov, B.A. Romantsev, E.A. Kharitonov** Determination of rolls diameter for screw-rolling mills 683
- S.O. Baisanov, A.S. Baisanov, A.Z. Isagulov, D.A. Esengaliev, N.I. Ospanov** Development of smelting technology of refined ferromanganese with special complex reducing agents 689
- E.K. Mukhambetgaliev, A.B. Esenzhulov, V.E. Roshchin** Production of complex alloy from high-silicon manganese ore and high-ash coals of Kazakhstan 695
- E.Zh. Shabanov, D.D. Izbembetov, S.O. Baisanov, M.F. Shadiev** Technology for the production of high-carbon ferrochromium using mono-briquettes 702
- A.A. Mukhtar, M.K. Mukhymbekova, A.S. Makashev, V.N. Savin** Thermomagnetic concentration and dephosphorizing of brown clay iron ore and concentrates 708

ECOLOGY AND RATIONAL USE OF NATURAL RESOURCES

- A.S. Orlov, A.Z. Isagulov, O.R. Sariev, M.Zh. Tolymbekov** Development of the smelting technology of complex aluminum-chrome-silicon-containing ASC alloy from substandard raw materials 714
- L.M. Simonyan** Analysis of the methodology for determining CO₂ emissions on the territory of the Russian Federation in respect to the ferrous metallurgy 721

PHYSICO-CHEMICAL BASICS OF METALLURGICAL PROCESSES

- A.S. Vusikhis, L.I. Leont'ev, D.Z. Kudinov, E.N. Selivanov** Thermodynamic modeling of nickel and iron reduction from multicomponent silicate melt in bubbling process. Report 1. Reducing agent – a mixture of CO–CO₂ 731

INFORMATION TECHNOLOGIES AND AUTOMATIC CONTROL IN FERROUS METALLURGY

- A.A. Akberdin, A.S. Kim, R.B. Sultangaziev** Planning of numerical and physical experiment in simulation of technological processes ... 737

IN THE ORDER OF DISCUSSION

- V.P. Malyshev, A.M. Makasheva** Description of dynamic viscosity depending on the alloys composition and temperature using state diagrams 743

УДК 338

60 ЛЕТ НАУЧНОЙ И ИННОВАЦИОННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ИНСТИТУТА ИМ. Ж. АБИШЕВА



Байсанов С.О., директор, д.т.н., профессор, Лауреат государственной премии РК

Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
(100009, Республика Казахстан, Караганда, ул. Ермакова, 63)

27 сентября 2018 г. Химико-металлургическому институту (ХМИ) им. Ж. Абишева, единственному в Центрально-Казахстанском регионе научно-исследовательскому институту такого профиля, исполняется 60 лет. Поздравляю славный коллектив и ветеранов ХМИ с замечательной юбилейной датой!

Первый президент Академии наук КазССР Каныш Имантаевич Сатпаев придавал особое значение развитию Центрального Казахстана, в который входят наиболее промышленно развитые территориально-производственные комплексы Караганды, Темиртау, Жезказгана, Балхаша с предприятиями-гигантами горнодобывающей, черной и цветной металлургии, химической и машиностроительной индустрии. Именно по его инициативе Совет Министров КазССР, придавая особое значение развитию научной базы Центрального Казахстана, Постановлением Президиума АН КазССР № 843 в сентябре 1958 г. принял решение об организации Химико-металлургического института.

Наука – это тяжелый, кропотливый труд людей! Ученый был и остается одной из самых уважаемых и почетных профессий. И сегодня, отмечая 60-летний

юбилей института, хочу выразить глубокое уважение замечательным ученым, специалистам, стоявшим у истоков организации института, прибывшим из различных регионов и вузов СССР, которые в последующие годы стали руководителями структурных подразделений, заведующими лабораторий, ведущими научными сотрудниками: член-корреспондент АН КазССР И.Н. Азербайев, академики АН КазССР Е.А. Букетов, В.Д. Пономарев, В.В. Михайлов, В.К. Грузинов, член-корреспондент НАН РК Ж.Н. Абишев, член-корреспондент НАН РК Б.С. Фиалков, д.т.н. Т.Г. Габдуллин, профессор А.Р. Рахимов, а также ведущие ученые Республики Казахстан (РК) академики А.А. Жарменов, З.М. Мулдахметов, Н.С. Бектурганов, С.М. Адекенов, член-корреспондент НАН РК М.Ж. Толымбеков, доктора наук А.А. Алимбаев, Т.Д. Такенов, М.З. Угорец, И.В. Кирилос, А.Д. Кагарлицкий, К.Т. Рустембеков, М.И. Бакеев, М.Ш. Шарипов, В.Г. Шкодин, А.Б. Башов, С.М. Исабаев, В.П. Малышев, А.В. Стряпков, Б.Г. Пластинин, А.А. Акбердин, Е.В. Максимов, В.А. Ким, А.А. Бабенко, кандидаты наук Х.И. Байкенов, А.Н. Полукаров, Э.Г. Мильке, М.И. Жамбеков,



Академик АН КазССР Е.А.Букетов – директор института (1960 – 1972 гг.)

Магауия Толымбеков и многие другие, которые внесли неоценимый вклад в становление и развитие института.

В разные годы институт возглавляли член-корреспондент АН КазССР И.Н. Азербайев (1958 – 1960 гг.), академик АН КазССР Е.А. Букетов (1960 – 1972 гг.), член-корреспондент НАН РК Ж.Н. Абишев (1972 – 1992 гг.), д.т.н., профессор В.П. Малышев (1992 – 1994 гг.), член-корреспондент НАН РК Б.С. Фиалков (1994 – 1996 гг.), к.т.н. Б.П. Хасен (1996 – 2001 гг.), член-корреспондент НАН РК М.Ж. Толымбеков (2001 – 2017 гг.).

На сегодняшний день Химико-металлургический институт является единственным в Центрально-Казахстанском регионе научно-исследовательским институтом общеметаллургического и химико-технологического профиля, который имеет богатый практический опыт в проведении научно-технологических исследований в области металлургии черных и цветных металлов и осуществляет научно-техническую деятельность по всему циклу металлургического производства – от обогащения и подготовки сырья до готовой продукции.

За 60 лет в стенах института подготовлено порядка 50 докторов и 297 кандидатов наук, 2 доктора PhD и 32 магистра, сотрудниками института опубликовано более 94 монографий, 39 сборников трудов, около 7500 статей и тезисов докладов, 809 охраняемых документа, в том числе 722 патента, 69 инновационных па-

тентов, 9 патентов на полезную модель, 8 Международных патентов и один Евразийский патент.

Основные научные направления исследований института:

- физико-химия процессов металлургической переработки минерального и техногенного сырья;

- разработка наукоемких и конкурентоспособных технологий вовлечения в металлургическое производство и комплексную переработку труднообогатимого, некондиционного, вторичного и техногенного сырья;

- повышение конкурентоспособности продукции черной, цветной металлургии и неорганической химии: создание технологий получения новых комплексных сплавов, новых марок стали, наноразмерных полифункциональных материалов, перспективных для опто- и микроэлектроники.

Институт организационно обеспечен всем необходимым для проведения полномасштабных научных исследований и осуществляет научно-техническую деятельность по всему циклу металлургического производства – от обогащения и подготовки сырья до готовой продукции.

В настоящее время в институте трудится 142 человека, в числе которых 96 научных сотрудников, из них 10 докторов наук по профилю, 2 доктора PhD, 20 кандидатов наук и 12 магистров.

В структуре института 14 научно-исследовательских лабораторий, сектор информационного анализа и Испытательный центр, аттестованный Национальным центром аккредитации Комитета технического регулирования и метрологии Министерства по инвестициям и развитию Республики Казахстан на базе научно-исследовательских лабораторий: обогащение руд, металлургия стали и материаловедение, химический анализ. Центр выполняет комплекс физико-химических и химико-аналитических исследований по сертифицированным методикам.

В разные годы, наиболее значимые для экономики страны, разработки института были удостоены Государственных премий. В 1969 г. за разработку и освоение технологии комплексной переработки медных концентратов Балхашского горно-металлургического комбината академик Евней Арстанович Букетов был удостоен Государственной премии СССР.

В годы независимости Казахстана ученые института ещё 5 раз достигали званий Лауреатов государственной премии РК в области науки, техники и образования.

- В 2001 г. творческий коллектив ученых Республиканского государственного предприятия «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» (РГП «НЦ КПМС РК») и Химико-металлургического института им. Ж. Абишева – Байсанов Сайлаубай Омарович, Дюсембаева Светлана Ершуровна, Толымбеков Манат Жаксыбергенович за разработку технологий и организацию инновацион-

ных производств по переработке техногенного сырья с выпуском продукции, соответствующей мировому уровню – ферросиликоалюминия и чистых сортов серной кислоты.

- В 2003 г. Акбердин Александр Абдуллович, Ким Василий Анатольевич, Ким Александр Сергеевич за разработку технологий и организацию производств новых видов материалов специального назначения: флюсов и спецкокса, обеспечивающих конкурентоспособность и мировой уровень качества казахстанских ферросплавов.

- В 2005 г. Малышев Виталий Павлович, Нурмагамбетова Астра Мундуковна за разработку единой теории хаотизированных частиц для твердого, жидкого и газообразного состояний и применение ее для совершенствования технологии, увеличения производства и повышения качества черновой меди и медной катанки.

- В 2015 г. Исабаев Сагынтай, Кузгибекова Ханат за промышленную реализацию разработок в области металлургии свинца и золота, внесших значительный вклад в инновационное развитие страны и поднявших престиж Казахстана на мировом рынке технологий.

- В 2017 г. Ахметов Абулхасим Балхиевич, Мухтар Айдархан Ахуанұлы за разработку технологий мирового уровня по вовлечению в переработку низкокачественного (высокофосфористого бурожелезнякового) техногенного сырья, обеспечивающих рост конкурентоспособности производства стали и их коммерциализацию.

С учетом научного потенциала, практического и теоретического опыта по переработке минерального сырья Республики Казахстан и отходов металлургического

производства учеными института разработано более сотни технологий. Наиболее перспективные инновационные разработки Химико-металлургического института им. Ж. Абишева прошли полупромышленную проверку или реализованы в промышленных условиях, либо находятся на стадии внедрения. Так, за годы работы ХМИ сотрудниками лабораторий был создан и внедрен с высоким научным и экономическим эффектом ряд актуальных для металлургической отрасли технологий.

- Технология прямого легирования стали марганцевым концентратом месторождений Казахстана в дуговых сталеплавильных, мартеновских и конвертерных печах. Технология разработана и внедрена в 1985 – 1993 гг. в 300-т конвертерных и 600-т мартеновских печах Карагандинского металлургического комбината, в 100-т мартеновских и дуговых печах Узбекского металлургического завода, в 6-т дуговых печах Павлодарского тракторного и Уралвагонзавода при выплавке стали Гадфильда (авторы технологии – д.т.н., профессор Толымбеков М.Ж., к.т.н. Ахметов А.Б.).

- Технология выплавки конвертерной и электростали с применением комплексных кремнеалюминиевых сплавов и щелочноземельных элементов. Технология раскисления стали комплексными сплавами – ферросиликоалюминием (ФСА) и ферросиликоалюминием с барием (ФСАБ) позволяет снизить себестоимость стали, заменяя полностью ферросилиций, а также половину применяемого чушкового и пирамидального алюминия. Продолжением этой работы является разработка и патентование во многих странах, благодаря помощи и активному участию Национального центра



Член-корреспондент НАН РК Ж.Н. Абишев – директор института (1972 – 1992 гг.) с сотрудниками лаборатории

по комплексной переработке минерального сырья РК, нового состава ферросиликоалюминия, известного под названием «Сплав Казахский» и охватывающий весь спектр ФСА, получаемый из любого природного сырья и любым способом (авторы технологии – д.т.н., профессор Байсанов С.О., д.т.н., профессор Толымбеков М.Ж.).

- Технология разливки конструкционных марок стали на горизонтальной машине непрерывного литья заготовок Карагандинского литейно-машиностроительного завода (автор технологии – к.т.н. Ахметов А.Б.).

- Технология получения металлургического топлива и восстановителя (спецкокса) из некоксуемых углей открытой добычи Казахстана. Технология прошла успешную промышленную апробацию. С использованием восстановителя впервые в Казахстане на ТОО «Силициум Казахстан» получен кристаллический кремний с содержанием 99,5 % кремния из отечественного сырья (автор технологии – д.т.н., профессор Ким В.А.).

- Технология окислительно-сульфидизирующего обжига деарсенизации сульфоарсенидных золотосодержащих, полиметаллических руд и концентратов с выводом мышьяка в малотоксичной сульфидной форме. Впервые в мировой практике было осуществлено освоение окислительно-сульфидизирующего обжига особо упорных золотомышьяковистых углеродсодержащих концентратов на ПО «Якутзолото» (авторы технологии – д.т.н., профессор Исабев С.М. и его ученики: к.т.н., доцент Кузгибекова Х.М., к.х.н. Чунаева В.Д., к.т.н. Зиканова Т.А и др.).

- Комбинированная электрохимическая технология обогащения окисленных медных руд, включающая обработку пульпы током промышленной частоты и последующую флотацию просульфидированного продукта (авторы технологии – академик НАН РК Бектурганов Н.С., к.х.н. Сагиндыкова З.Б., к.т.н. Угорец В.М., Оскембеков И.М., к.т.н. Каткеева Г.Л.).

- Технологии автоклавного обогащения молибден-, вольфрам-, висмутсодержащего труднообогатимого сырья месторождений Верхнее Кайракты и Коктенколь Центрального Казахстана с использованием полифункциональных реагентов, обладающих комплексообразовательными, окислительно-восстановительными, кислотнo-основными свойствами и высокой реакционной способностью (авторы технологии – член-корр. НАН РК Абишев Ж.Н., к.т.н. Балтынова Н.З., к.т.н. Абдрахманова Д.К., к.т.н. Оразалина К.Н. и др.).

- Технологические решения с применением мембранных процессов, которые позволили практически полностью разделить медь, никель от мышьяка с получением обескисленного раствора сульфата никеля или металлических меди, никеля, цинка или их сплавов, а также утилизировать отходы производства – промывную кислоту и металлургические пыли. Эта актуальная проблема успешно решена под руководством академика НАН РК Жарменова А.А. и его учеников: д.т.н., профессора Омарова Х.Б., к.т.н. Нарембекова А.Х., к.т.н. Мустафинова А.С.

- Технологии по использованию бора в процессах подготовки и переработки рудного сырья черной и цветной металлургии. Впервые в промышленных



Опытно-экспериментальная база института



масштабах в опытно-промышленном порядке организовано производство боросодержащих окатышей и агломератов (в России и Казахстане). На Актюбинском заводе ферросплавов и Челябинском электрометаллургическом комбинате с использованием боратовых руд внедрена технология стабилизации от силикатного распада высокоосновных металлургических шлаков. На АО «АрселорМиттал Темиртау» внедрена технология использования боратовых руд в печи-ковше для производства качественной стали (авторы технологий – д.т.н., профессор Акбердин А.А., д.т.н. Ким А.С.).

- Технология термомангнитного обогащения и дефосфорации бурожелезнякового концентрата Лисаковского месторождения, которая позволяет получить концентрат с содержанием, %: Fe – 63,90; P – 0,20; SiO₂ – 5,15; Al₂O₃ – 3,57, извлечь железо в концентрат 98,45 % со степенью дефосфорации 80,27 %. Технология прошла успешные испытания также на рудах Аятского и Кокбулакского месторождений (автор технологии – к.т.н., ассоциированный профессор Мухтар А.А.).

- Технология выплавки трубной стали категории прочности X80 по стандарту API Spec 5L для условий АО «АрселорМиттал Темиртау», разработанная в результате глубоких фундаментальных исследований и массива промышленных испытаний. Технология внедрена на АО «АрселорМиттал Темиртау» (автор технологии – к.т.н. Ахметов А.Б.).

И это лишь небольшая часть разработок и технологий, которые были созданы и реализованы за шестидесятилетний опыт научных исследований коллектива института.

Быстро развивающаяся экономика Казахстана требует от науки инновационных преобразований и решений, разработки новых и совершенствования существующих технологий. Для выполнения этих задач необходимы высочайшая квалификация, большая самоотдача, новые глубокие исследования и испытания. Все это у коллектива института есть. Об этом свидетельствуют выполненные учеными института научно-технические разработки, ставшие основой ряда новых производств и технологических линий, на которых налажен выпуск высококачественной продукции, соответствующей мировым стандартам и не имеющей аналогов.

Празднуя свое 60-летие и оглядываясь назад, хотелось бы поблагодарить всех тех, кто принимал решение об организации института, особенно тех, кто стоял у истоков создания, становления и развития научных направлений, тех, кто передавал свой богатый научный опыт, создавал Карагандинскую научную школу химиков и металлургов, тех, кто и сейчас продолжает развивать лучшие научные традиции ХМИ, направленные на объединение усилий ученых и промышленников во благо процветания экономики Казахстана и комплексный подход к решению проблем освоения и переработки минерального и техногенного сырья.

В дни юбилейных мероприятий, посвященных 25-летию Национального центра и 60-летию Химико-металлургического института им. Ж. Абишева, желаю всему коллективу РГП «НЦ КПМС РК» дальнейшего процветания, новых творческих высот, неиссякаемой энергии, здоровья, благополучия и стабильности в работе!

С ЮБИЛЕЕМ!

УДК 338

СИЛА – В КОМПЛЕКСНОСТИ:

НАЦИОНАЛЬНОМУ ЦЕНТРУ ПО КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН – 25!



Жарменов А.А., академик НАН РК, генеральный директор,
дважды лауреат Государственной премии РК в области науки и техники

РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан»
(050036, Республика Казахстан, Алматы, ул. Жандосова, 67)

В этом году исполняется двадцать пять лет со дня образования РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» (Указ Президента РК № 1090 от 21.01.93 г.; Постановление Кабинета Министров РК № 642 от 22.07.93 г.). Юбилейный рубеж – время собирать камни.

Основной целью создания нового института в структуре казахстанской науки явилось продиктованное временем требование – ликвидировать сформировавшийся на протяжении десятилетий существования советского государства феномен оторванности науки от производства. По основным приоритетам экономики Казахстана было сформировано четыре национальных цент-

ра, один из них – Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья (НЦ КПМС) как базовая организация горно-металлургической отрасли, выступающей во все времена в роли кита, на котором зиждется экономика. Идея организации НЦ КПМС заключалась в объединении ведущих отраслевых и академических институтов в области горного дела, обогащения и металлургии для комплексного решения проблем добычи и переработки природного и техногенного сырья с внедрением готовых технологий. В результате ряда реорганизаций состав предприятия менялся. В настоящее время в НЦ КПМС в качестве филиалов входят: Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, Химико-металлургический институт (ХМИ) им. Ж. Абишева, Восточный научно-исследовательский горно-металлургический институт цветных металлов «ВНИИцветмет», Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханообр», Центр металлургии в ВКО, филиал в Астане, среди которых еще два юбиляра текущего года. Это ХМИ им. Ж. Абишева и Казмеханообр, обоим по 60!

Сегодня приятно говорить о юбилеях. В нелегкий период становления в эпоху перестройки не только перед отдельно взятой организацией, но и перед всей страной стояла первостепенная задача – выжить. Руководство НЦ КПМС понимало, выжить можно, решая поставленную Правительством задачу – работать в тесном контакте с производством, сохранить науку при таком подходе – нет. Научный прогресс не возможен без свободного полета мысли. В целях сохранения и развития отечественной науки ученые должны были продолжать работать «на полку». Средства на покрытие этих расходов можно было получить только с продажи технологий, поскольку с переходом на рыночные отношения государственная составляющая в финансировании научных работ в те годы была сведена к минимуму. Хозяева приватизированных предприятий не хотели платить за технологии. Не было такой практики: в Советском Союзе все принадлежало государству, и, соответственно, государство за все платило. Заключение договоров с предприятиями только на разработку технологий автоматически закрепляло за ними право собственности на сами технологии.

Следовательно, надо было привыкать жить по-новому, ломать сложившиеся между учеными и промыш-

ленниками отношения и стереотипы, учиться продавать технологии. Серьезные работы в этом плане дали свои результаты. В 90-е годы прошлого века осуществляется введение в эксплуатацию промышленных предприятий в Казахстане, КНР, Канаде. Начало 2000-х ознаменовано активным вовлечением НЦ КППМС в деятельность по научно-техническому обеспечению развития горно-металлургической отрасли в рамках выполнения ряда государственных программ. При этом продолжается расширение и укрепление связей с отечественными и зарубежными компаниями. В Казахстане, странах СНГ и дальнего зарубежья освоены сотни технологий и разработок как на действующих промышленных объектах, так и с запуском новых производств.

На Актюбинском заводе ферросплавов с большим экономическим эффектом внедрена технология стабилизации от силикатного распада высокоосновных металлургических шлаков с использованием боратовых руд. Разработаны ресурсосберегающие технологии отработки мощных рудных месторождений и осуществлен вывод на проектную мощность Малеевского рудника ОАО «Казцинк». Создано новое производство по переработке свинцовых шлаков с получением товарных цинковых возгонов в Шымкенте. Запущены комплекс сухой магнитной сепарации магнетитовой руды на руднике «Кентобе» (ТОО «Оркен») и обогатительные фабрики по переработке железной и хромовой руд на рудниках «Западный Каражал» (ТОО «Оркен-Атасу») и «Восход» (ТОО «Восход-Oriel»), Рубцовская обогатительная фабрика (Россия) по переработке полиметаллических руд со сложным многокомпонентным составом, установка по производству микросфер для выпуска пластмассовых изделий и кислотостойких покрытий для ОАО «Казцинк» (Усть-Каменогорская ТЭЦ). Внедрены технологии выплавки комплексных сплавов ферросиликоалюмокальция и ферросиликоалюмобария в ТОО «АиК» и кристаллического кремния на двух мини-заводах, построенных в Караганде и Уштобе. Запущен новый цинковый завод ТОО «Корпорация Казахмыс» в Балхаше – второе в мире предприятие, основанное на экологически чистой технологии двухстадиального автоклавного выщелачивания сульфидных цинковых концентратов, позволяющей работать с низкосортным цинковым сырьем.

В разные годы осуществлен запуск производства нового вида активного восстановителя (низкозольного спецкокса) на заводе ТОО «СпецКоксСтрой» и в ТОО «Новатор» (Караганда), ЗАО «Кремний» (Россия) и др. Выпускаемая продукция успешно прошла испытания и поставляется в RWsilicium GmbH (Германия) и ТОО «Тау-Кен Темир» для выплавки кремния. На основе разработок НЦ КППМС выполнены работы по перепрофилированию Джамбулского производственного объединения «Химпром» и Темиртауского химико-металлургического завода в предприятия по выпуску углеродистого ферромарганца и силикомарганца, что

явилось, по сути, основой создания производства марганцевых сплавов в Казахстане.

В целях совершенствования взрывных работ разработаны новые эмульсионные взрывчатые вещества и запущены установки для их производства (Мойнакская ГЭС, Котур-Булакский карьер строительного камня ТОО «Тас-Кум», Васильковский ГОК, угольный разрез Богатырь ТОО «Богатырь Аксес Комир», ТОО «Каражыра ЛТД»). Для оперативного планирования и управления технологическими процессами на карьерах созданы и внедрены в АО «ССГПО», АО «Костанайские минералы», Gemcom Russia PTY Ltd. и АО «Оренбургские минералы» (Россия) различные модули автоматизированной корпоративной системы управления геотехнологическим комплексом на открытых разработках «Джетыгара». Разработано и внедрено геомеханическое обоснование углубки Сарбайского и Южно-Сарбайского рудных карьеров до отметок –660 м и –400 м соответственно, обеспечивающее устойчивое состояние бортов и уступов.

Выполнено комплексное проектирование объектов АО «ССГПО», генеральное проектирование сернокислотного завода мощностью 500 тыс. т/год. Осуществлен запуск сернокислотного завода в Жанакорганском



Вручение Государственной премии Республики Казахстан в области науки и техники им. аль-Фараби 2015 г. генеральному директору РГП «НЦКППМС РК» А.А. Жарменову

районе Кызылординской области (ТОО «СКЗ-У», Казахстан-Италия). По проектам НЦ КПМС введены в эксплуатацию комплексы по переработке твердых бытовых отходов в Астане (ТОО «Алтын-ТЕТ»), Алматы (ТОО «Вторма-Экология»). На основе способа «кучное выщелачивание-SX-EW» (жидкостная экстракция-электролиз) запущены предприятия по переработке окисленных медных руд месторождений Актогай, Аяк Коджан и отвалов рудника Коунрад мощностью 25 000, 2500 и 10 000 т катодной меди в год соответственно. Готовится к запуску еще один гидрометаллургический завод для выпуска 9000 т катодной меди в год из окисленных медных руд месторождения Алмалы.

Весомые результаты получены в ходе реализации республиканских программ 2009 – 2017 гг. по обеспечению развития редкометальной отрасли, проведению опытно-промышленных испытаний производства ферросиликоалюминия из отечественных и зарубежных сырьевых источников, интенсификации производства золота и развитию горно-металлургического комплекса в целом.

Разработаны новые технологии переработки всех видов промпродуктов редкометального производства РГП «Жезказганредмет» (свинцовых шламов, кеков, пылей и черного осадка) с получением перрената аммония и концентрата осмия с попутным выделением кристаллического йода. Высокоэффективная технология переработки концентрата осмия обеспечивает получение самого чистого изотопа осмия-187 с минимальными затратами. Создано мини-производство. Данная деятельность обеспечила вхождение Казахстана в тройку лидирующих стран по производству стабильных изотопов. Производство метаванадата аммония по технологии низкотемпературной атмосферной сульфатизации кварцитов Каратау налажено в Кызылординской области (ТОО «Балауса»). Для обеспечения внутреннего рынка Казахстана создана технология получения металлической сурьмы (ныне импортируемой в полном объеме) из промпродукта ТОО «Казцинк». По новой технологии достигается высокий выход марочной сурьмы при снижении ее себестоимости по сравнению с аналогами. Изобретение на технологию производства чистой сурьмы награждено Медалью Всемирной организации интеллектуальной собственности.

Прорывные технологии извлечения золота из труднообогатимых руд освоены на месторождениях ТОО «Казцинк», Келиншектау, Шован, Верхние Кумысты, Жолбарысты, Варваринское, Мизек, Бестобе, Узбой, Жанан, Мукур, Миялы, Балажал, Аксу, Жалтырбулак, Васильевское и многих других. По разработкам и проектам НЦ КПМС запущены золотомедный перерабатывающий завод ЗАО «Варваринское», заводы Доре в Усть-Каменогорске, Семипалатинске и Степногорске с выпуском золота по 1,5 т в год каждый, Аффинажный завод в Астане, Акбакайская ЗИФ перерабатывающей мощностью 1 млн т руды в год и ЗИФ

на месторождении Пустынное производительностью 2 млн т руды в год, производственный цех горячего цианирования (второй прецедент на всем земном шаре) по переработке лежалых и текущих хвостов сорбционного выщелачивания с получением 0,4 т в год высококачественного золотосеребряного сплава Доре на участке «Суздальский», Аллах-Юньская ЗИФ (ЗАО «СахаЗолото», Россия), ряд фабрик в Кыргызстане и Узбекистане.

Разработана технология производства из некондиционного углеродсодержащего сырья комплексного сплава железа, кремния и алюминия, известного под названием «Казахстанский», для легирования и модифицирования стали. Применение сплава «Казахстанский» обеспечивает экономию затрат на производстве каждой тонны стали до 10 %. Сплав протестирован специалистами ведущих мировых металлургических компаний Thyssen Krupp (Германия), Posco (Южная Корея), Nippon Steel и Kobe Steel (Япония) с высокой оценкой. Технология защищена 25 охранными документами разных стран, в числе которых основные производители стали (КНР, Япония, США, Россия, страны Европейского союза, Украина, Мексика, Австралия, ЮАР и др.). Промышленный выпуск сплава «Казахстанский» начат на заводе Ligas Gerais Eletrometalurgia Ltda в Бразилии. Коммерциализация технологии проводится в Иране. В Республике Казахстан осуществляется строительство первой очереди Карагандинского завода комплексных сплавов, в Кыргызстане – строительство первой очереди Ферросплавного завода проектной мощностью 200 тыс. т сплава в год. Работы выполняются в сотрудничестве с компаниями ThyssenKrupp (Германия) и POSCO (Южная Корея).

Решена полувековая проблема переработки некондиционного бурожелезнякового сырья. Несмотря на значительные мировые запасы (400 млрд т), данный тип руд не рассматривался в качестве сырьевого источника ввиду отсутствия эффективной технологии переработки из-за сложного строения. Впервые в мире создана технология термоманитного обогащения и дефосфорации высокофосфористых бурожелезняковых руд и концентратов, открывающая возможность получения высококачественного железного концентрата, полностью соответствующего требованиям металлургического передела, при существенном сокращении себестоимости в сопоставлении с традиционно используемым в АО «АрселорМиттал Темиртау» сырьем.

Разработана технология выплавки сложнолегированной стали категории прочности X80. Впервые в условиях Казахстана получена сталь для нефтегазовых труб, отвечающая требованиям международного стандарта API (American Petroleum Institute) Spec 5L. Технология принята для освоения в производстве АО «АрселорМиттал Темиртау».

Создана самоспекающаяся огнеупорная масса для изготовления огнеупорных кирпичей при футеровке высокотемпературных узлов металлургических аг-

регатов цветной и черной металлургии. Организован промышленный выпуск огнеупорных материалов с использованием отечественного сырья, в том числе отходов металлургических предприятий, и поставка в АО «АрселорМиттал Темиртау» в объеме 2,5 тыс. т общей стоимостью 1,5 млрд тенге. Прорабатывается вопрос их отгрузки на предприятия Ирана, России и Украины. Практика показала, что производимые по новой технологии огнеупоры обеспечивают повышение производительности металлургических агрегатов, что, безусловно, положительно сказывается на эффективности технологических процессов.

На основе собственной технологии запущено опытное производство термической переработки возобновляемого сырья – многотоннажного отхода производства риса, так называемой рисовой шелухи, с получением в одном технологическом цикле нескольких товарных продуктов: кремнеуглеродного композита, органического продукта и энергетического топлива, которые имеют широкую сферу применения. Технология запатентована в Казахстане и признана лучшим изобретением по итогам республиканского конкурса «Шапағат». С использованием кремнеуглеродного композита методом карботермической выплавки получен технический кремний высшей марки. Выданы рекомендации для промышленного освоения технологии в условиях ТОО «Тау-Кен Темир». Прорабатывается вопрос создания производства по выпуску ферросилиция с низким содержанием алюминия.

Реальным прорывом в области цветной металлургии явилось создание свинцового КИВЦЭТа. В 1970 – 1980 гг. в Советском Союзе метод кислородно-взвешенно-циклонно-электротермической плавки применялся в опытно-промышленном масштабе для выплавки меди на Иртышском полиметаллическом комбинате (пос. Глубокое, ВКО, Казахстан). В эти же годы ученым ВНИИцветмета удалось разработать и реализовать процесс КИВЦЭТ применительно к свинцовому производству. По этому способу заработали заводы в Бразилии, Италии, Казахстане. В связи с ухудшением качества сырья, а также нарастающим ужесточением экологических стандартов созрела необходимость в модернизации технологии. Найденное учеными НЦ КПМС решение позволило сделать КИВЦЭТную технологию практически универсальной, т. е. применимой как к богатому (~70 % Pb), так и к очень бедному (20 % и менее Pb) свинцовому сырью, что дало ей неоспоримые преимущества перед всеми известными в мире способами

выплавки свинца. На модернизированный КИВЦЭТ процесс и агрегат для его реализации получены патенты 14 стран, являющихся ведущими мировыми производителями свинца, включая Австралию, Канаду, Европейский союз, Финляндию, Южную Корею, Мексику, Китай, Индию и др. По модернизированной технологии КИВЦЭТ в 1997 г. был запущен свинцовый завод в Канаде, перерабатывающий самое низкосортное свинец-содержащее сырье в мире. В 2003 и в 2013 гг. проведена реконструкция КИВЦЭТ установки в Италии. Мировое признание модернизированного КИВЦЭТа подтверждено строительством и запуском в КНР в 2012 и 2013 гг. на основе лицензионных договоров двух установок проектной мощностью 100 и 120 тыс. т свинца в год, поднявших долю КИВЦЭТного металла до 8,5 – 9,0 % от мирового выпуска первичного свинца.

Представленные факты демонстрируют широкий диапазон деятельности НЦ КПМС от добычи сырья до получения готовой металлопродукции и ее продвижения на рынке, что обусловлено гибкой организационной структурой как всего Центра, так и каждого института-филиала. Консолидация ученых-горняков, обогатителей, металлургов, экологов, специалистов в черной и цветной металлургии, редкометальной отрасли и производстве благородных металлов, инженеров и проектировщиков обеспечивает целостность решения вопросов по всем секторам горно-металлургической отрасли. Безусловно, форма организации Национального центра по комплексной переработке минерального сырья в совокупности с ориентиром на промышленные задачи и потребности является отличительным преимуществом компании. Характеризуя имидж НЦ КПМС, абсолютно уместен тезис «Сила – в комплексности!».

Заслуги НЦ КПМС признаны государством, что подтверждается присуждением всех Государственных премий Независимого Казахстана в области науки и техники по металлургии (а их было 8!) за работы, выполненные учеными Центра или с их участием. Лидерство НЦ КПМС по ряду направлений в горно-металлургической отрасли признано на международном уровне, что доказывается трансфером технологий за рубеж и строительством десятков заводов и фабрик при общем объеме инвестиций более 3,5 млрд долларов США.

Отрадно, что свой 25-летний юбилей РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» встречает с багажом достойных результатов и амбициозных планов на будущее!

УДК 622.74.002.5: 622.3

ВЛИЯНИЕ МЕХАНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК МАТЕРИАЛА СТРУННЫХ СИТ НА ПРОЦЕСС ГРОХОЧЕНИЯ

*Бардовский А.Д., д.т.н., профессор кафедры «Инжиниринг технологического оборудования»
Герасимова А.А., к.т.н., доцент, ученый секретарь кафедры «Инжиниринг технологического
оборудования» (allochka@gambler.ru)*

*Керопян А.М., д.т.н., профессор кафедры «Инжиниринг технологического оборудования»
Бибииков П.Я., к.т.н., доцент кафедры «Инжиниринг технологического оборудования»*

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(119049, Россия, Москва, Ленинский пр., 4)

Аннотация. В работе приведены результаты исследований по влиянию механических характеристик материала струнных сит на технологические показатели грохочения. Представлена математическая модель колебательного процесса струнных сит в зависимости от длины их свободных участков, величины технологической нагрузки и характеристик просеиваемого материала. Получены зависимости амплитуд относительных колебаний резиновых и тросовых струн от длины их свободных участков при различных значениях технологической нагрузки. В результате исследований установлено, что величина амплитуд относительных колебаний резиновых струн под нагрузкой с увеличением длины их свободных участков уменьшается, а стальных тросовых возрастает, достигая максимума при определенных значениях технологической нагрузки. Также установлено, что наличие нагрузки резко снижает величину амплитуд относительных колебаний резиновых струн, особенно в зоне безразмерных частот порядка 0,6 – 1,4g, в то время как амплитуды колебаний тросовых струн в этом диапазоне частот изменяются незначительно. Приведены сведения о резинотросовых струнных просеивающих поверхностях ячеистого типа, т. е. струнах в виде стальных тросиков, гуммированных резиновой оболочкой, имеющей боковые разделительные выступы. Использование резинотросовых струн в качестве рабочих элементов просеивающей поверхности позволяет увеличить «живое сечение» сита за счет увеличения расстояния между опорами при сохранении высоких и устойчивых по величине амплитуд колебаний струн. Оптимизация механических характеристик материала рабочих элементов струнных сит и условий их закрепления позволяет интенсифицировать разделение грохотимого материала на фракции за счет устранения залипания просеивающей поверхности глинистыми включениями и забивания «трудными» зёрнами материала, а также существенно улучшить технико-экономические показатели процесса грохочения. Такие просеивающие поверхности прошли успешные промышленные испытания на ряде карьеров по производству нерудных строительных материалов при разделении щебня и гравия. Показана экономическая эффективность резинотросовых струнных сит по сравнению с проволочными ситами в технологических схемах переработки минерального сырья.

Ключевые слова: эластичная струна, механические характеристики материала струн, металлические тросики, усилие предварительного натяжения струны, относительная амплитуда колебаний струны, частота колебаний короба грохота, длина свободных участков струн, резинотросовая струнная просеивающая поверхность.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-678-682

ВВЕДЕНИЕ

Классификация трудноразделимого сырья на фракции успешно осуществляется на грохотах, оборудованных эластичными ситами, на которых обеспечивается относительная подвижность рабочих элементов, образующих просеивающие ячейки. К ним относятся: ленточно-струнные сита, выполненные в виде натянутых на раме грохота поперек движения грохотимого материала резиновых лент, и резинотросовые сита, выполненные из металлических тросиков, завулканизированных в резиновую оболочку с возможностью образования просеивающей поверхности ячеистого или струнного типа [1 – 11].

Цель работы – изучение характера колебательного процесса струнных сит с различными механическими и геометрическими характеристиками рабочих элемен-

тов при изменяющейся по величине технологической нагрузке.

ОБЪЕКТЫ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ

Проведем сравнительную характеристику колебательного процесса резиновых и тросовых струн под нагрузкой. Эластичная струна может быть рассмотрена как гибкая, предварительно натянутая с усилием T_0 растяжимая нить, концы которой жестко закреплены на раме сита и движутся в вязкой среде по заданному закону, определяемому движением короба грохота (рис. 1).

С рамой сита связана подвижная система координат uoz ; $u'o'z'$ – неподвижная система координат. Рассматривая произвольный элемент dz струны и составляя уравнение равновесия элемента в проекциях сил на ось ou (с учетом вязкого сопротивления s , пропорциональ-

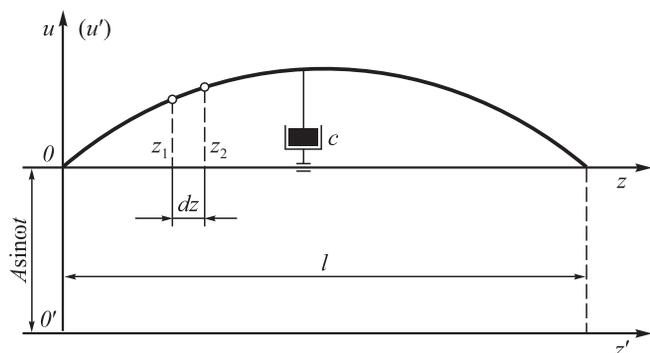


Рис. 1. Расчетная схема эластичной струны

Fig. 1. Calculation diagram of elastic strip

ного относительной скорости струны $\partial u/\partial t$, можно записать [12, 13]

$$m \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} - T \frac{\partial^2 u}{\partial z^2} + c \frac{\partial u}{\partial t} = m A \omega^2 \sin \omega t, \quad (1)$$

где u – величина относительной амплитуды колебаний произвольного сечения струны, мм; A – амплитуда колебаний короба грохота, м; ω – частота колебаний короба грохота, c^{-1} ; m – масса единицы струны с грузом; c – коэффициент вязкого сопротивления, кг/(м·с); z – текущая координата длины струны; $A \sin \omega t$ – закон движения подвижной системы координат uoz (рамы сита) относительно неподвижной системы координат $u'o'z'$; $\frac{\partial^2 u}{\partial t^2}$ – относительное ускорение элемента dz струны по отношению к подвижной системы координат uoz . Силой тяжести струны, ввиду ее малости по сравнению с натяжением струны, пренебрегаем.

В уравнении (1) под величиной T подразумевается нелинейная восстанавливающая сила, равная сумме начального T_0 и дополнительного ΔT натяжения струны, возникающего вследствие изменения первоначальной (предварительно натянутой) длины струны в процессе колебаний [14, 15].

Считаем, что при колебаниях струны материал ее подчиняется закону Гука, тогда

$$\Delta T = \frac{EF}{2l} \int_0^l \left(\frac{du}{dz} \right)^2 dz, \quad (2)$$

где m – погонная масса струны, кг/м; l – длина свободного участка струны, м; E – модуль упругости струны, Н/м²; F – площадь поперечного сечения струны, м².

Функция прогиба струны $u = u(z, t)$ должна удовлетворять следующим граничным условиям:

$$\begin{cases} u(0, t) = 0 \\ u(l, t) = 0. \end{cases} \quad (3)$$

Найти точное аналитическое решение задачи (1), (2) и (3) ввиду ее сложности не представляется возможным.

Поэтому для нахождения оценки напряженно-деформированного состояния тросовой струны используется приближенное решение, отвечающее установившемуся процессу колебаний.

В результате решения задачи с привлечением математического аппарата теории нелинейных колебаний получено трансцендентное уравнение

$$U_0^6 + \frac{2(\gamma^2 - 1)}{0,75\mu\gamma^2} U_0^4 + \frac{(\gamma^2 - 1)^2 + \theta^2}{(0,75\mu\gamma^2)^2} U_0^2 - \frac{A^2}{(0,75\mu\gamma^2)^2} = 0, \quad (4)$$

где U_0 – амплитуда относительных колебаний середины струны (при $z = 0,5l$), мм; $\gamma = \frac{P}{\omega}$ – безразмерная

собственная частота колебаний струны; $\theta = \frac{c}{m\omega}$ – безразмерный коэффициент вязкого сопротивления;

$$\mu = \left(\frac{\pi}{l} \right)^4 \frac{EF}{4\gamma^2 \omega^2 m}, \text{ м}^{-2}.$$

Для определения коэффициента θ при различных значениях технологической нагрузки, механических характеристик материала и длины свободных участков струн разработана физическая модель грохота. Короб грохота представляет собой емкость, дном которой являются выбранные для исследований различные типы струн: резиновые и тросовые. Емкость со щебнем устанавливалась на вибростенд и производились замеры амплитуд колебаний указанных струн [16, 17]. В серии проведенных опытов варьировались следующие параметры: амплитуда A и частота ω колебаний грохота; длина свободного участка струны l и высота слоя щебня H . Значения θ определялись для резонансного режима колебаний струн ($\gamma = 1$), как наиболее благоприятного для процесса грохочения на струнных ситах:

$$\theta = \sqrt{\left(\frac{A}{U_{0, \text{эксп}}} \right)^2 - \frac{9}{256} \left(\frac{\pi}{l} \right)^8 \frac{E^2 F^2}{m^2 \omega^2} U_{0, \text{эксп}}^4}, \quad (5)$$

где $U_{0, \text{эксп}}$ – установленные экспериментально значения амплитуд относительных колебаний струн.

Нахождение изолированного корня U_0 уравнения (4) осуществлялось при различных сочетаниях параметров γ , m , E , F , l и θ для типовых значений динамических параметров инерционных грохотов: $A = 3,7 \cdot 10^{-3}$ м, $\omega = 100$ с⁻¹.

Полученные зависимости амплитуд относительных колебаний резиновых и тросовых струн от длины их свободных участков l при значениях технологической нагрузки, соответствующей высоте слоя щебня на сите $H = 100$ мм, представлены на рис. 2.

В результате исследований установлено, что величина амплитуд относительных колебаний резиновых струн под нагрузкой с увеличением длины их свободных участков уменьшается, а тросовых – возрастает, достигая максимума при определенных, характерных для принятых высот щебня H значениях длины.

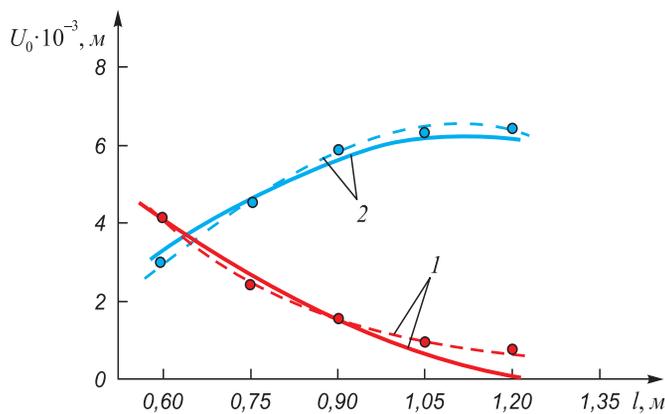


Рис. 2. Зависимости максимальных значений амплитуд относительных колебаний струн U_0 от длины их свободных участков l :
1 – резиновая струна; 2 – тросовая струна

Fig. 2. Dependencies of the maximum amplitudes values of relative vibrations of the strips U_0 on the length of their free areas l :
1 – rubber strip; 2 – cable string

Установлено также, что наличие нагрузки резко снижает величину амплитуд относительных колебаний резиновых струн, особенно в зоне безразмерных частот порядка 0,6 – 1,4g, в то время как амплитуды колебаний тросовых струн в этом диапазоне частот изменяются незначительно.

Таким образом, использование тросовых струн в качестве рабочих элементов просеивающей поверхности позволяет увеличить «живое сечение» сита за счет увеличения расстояния между опорами при сохранении высоких и устойчивых по величине амплитуд колебаний струн. Однако эффективность грохочения на таких ситах крайне низкая из-за невозможности формообразования просеивающих отверстий требуемых размеров.

На основании изложенного, с учетом особенностей технологического процесса разделения различных

фракций минерального сырья, были созданы струнные просеивающие поверхности ячеистого типа, в качестве рабочих элементов которых используются тросовые струны с покрытием, т. е. струны, завулканизированные в резиновую оболочку, имеющую боковые разделительные выступы (рис. 3). Армирующие тросики воспринимают технологическую нагрузку и обеспечивают требуемое натяжение струны, ее жесткость и прочность. Резиновое покрытие обеспечивает формообразование просеивающей поверхности и защиту тросиков от абразивного износа. Набор таких струн, установленных перпендикулярно движению материала по всей поверхности грохочения, получил название резинотросовой струнной просеивающей поверхности [18 – 20].

Такие просеивающие поверхности прошли успешные промышленные испытания на ряде карьеров по производству нерудных строительных материалов при разделении щебня и гравия. Экономическая эффективность резинотросовых струнных сит по сравнению с проволочными в технологических схемах переработки минерального сырья обусловлена следующими факторами.

- Увеличением эффективности грохочения:
 - на 5 – 7 % при повышенных удельных нагрузках на сито;
 - на 20 – 30 % в весенне-осенние периоды при сухой классификации за счет устранения залипания просеивающей поверхности глинистыми включениями и забивания «трудными» зернами материала, а также сокращения простоя технологического оборудования из-за остановки грохотов для очистки сит.
- Увеличением в 4 – 8 раз срока службы.

Выводы

Величина амплитуд относительных колебаний резиновых струн под нагрузкой с увеличением длины их свободных участков уменьшается, а тросовых – возрастает.

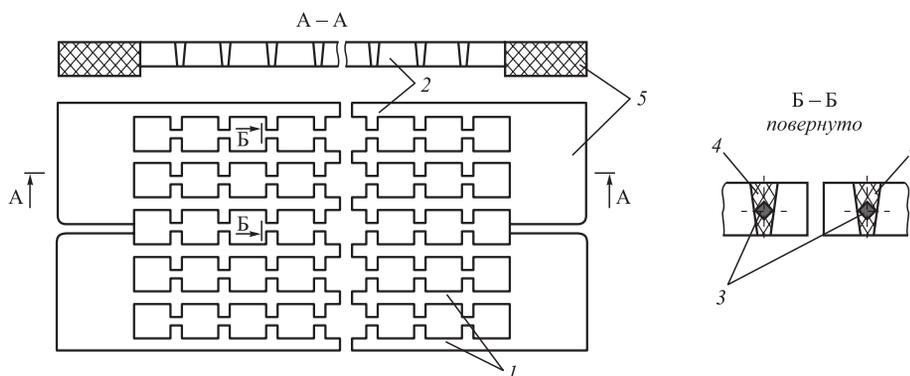


Рис. 3. Резинотросовая струнная просеивающая поверхность:
1 – струны; 2 – перемычки; 3 – тросики; 4 – резиновая футеровка; 5 – бортовое крепление

Fig. 3. Rubber-cable strip screening surface
1 – strips; 2 – coffers; 3 – cables; 4 – rubber lining; 5 – side mount

тает, достигая максимума при определенных, характерных для принятых высот щебня значениях длины.

Использование резинотросовых струн в качестве рабочих элементов просеивающей поверхности позволяет увеличить «живое сечение» сита за счет увеличения расстояния между опорами при сохранении высоких и устойчивых по величине амплитуд колебаний струн.

Оптимизация механических характеристик материала рабочих элементов струнных сит и условий их закрепления позволяет интенсифицировать разделение грохотимого материала на фракции за счет устранения залипания просеивающей поверхности глинистыми включениями и забивания «трудными» зернами материала и улучшить технико-экономические показатели процесса грохочения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Вайсберг Л.А., Картавый А.Н., Коровников А.Н. Просеивающие поверхности грохотов. Конструкции, материалы, опыт применения / Под ред. Л.А. Вайсберга. – СПб.: Изд-во ВСЕГЕИ, 2005. – 252 с.
2. Трубецкой К.Н., Шапарь А.Г. Малоотходные и ресурсосберегающие технологии при открытой разработке месторождений. – М.: Недра, 1993. – 272 с.
3. Бибииков П.Я., Бардовский А.Д., Митусов П.Е., Калакутский А.В. Разработка конструкции измельчителя-классификатора для переработки слабых горных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. № 3. С. 233 – 237.
4. Бибииков П.Я., Бардовский А.Д., Митусов П.Е. Харитонов А.О. Агрегат для переработки слабых горных пород // Горное оборудование и электротехника. 2014. № 4. С. 24 – 28.
5. Ильин С. А., Коваленко В. С., Пастихин Д. В. Повышение экономической эффективности открытых горных работ // Горный журнал. 2012. № 6. С. 56 – 65.
6. Yanik K. Bucks for belts // Pit & Quarry. 2016. Vol. 108. No. 12. P. 16 – 18.
7. Буткевич Г.Р. Проблемы разработки обводненных месторождений нерудного сырья // Горный журнал. 2004. № 5. С. 27 – 31.
8. Шлаин И.Б. Разработка месторождений нерудного сырья. – М.: Недра, 1985. – 345 с.
9. Wasson C. Moving Mountains // Pit & Quarry. 2015. Vol. 107. No. 9. P. 56 – 59.
10. Sorensen L. Vulcan Materials Co. upgrades the Bucyrus-Erie King Midas dragline – a 25-year-old marvel // Pit & Quarry. 2014. Vol. 107. No. 1. P. 34 – 41.
11. Буткевич Г.Р. Опыт применения поточной технологии горных работ на карьерах по добыче нерудного сырья в 1950–1990-х годах: взгляд на перспективу // Горный журнал. 2017. № 2. С. 98 – 102.
12. Стокер Дж. Нелинейные колебания в механических и электрических системах. – М.: ИЛ, 1952. – 264 с.
13. Керопян А.М., Герасимова А.А. Связь температуры в зоне контакта системы колесо – рельс с уклоном рельсового пути промышленного железнодорожного транспорта // Изв. вуз. Черная металлургия. 2017. Т. 60. № 5. С. 355 – 363.
14. Тихонов А.Н., Самарский А.А. Уравнения математической физики: Учеб. пособие. – 6-е изд., испр. и доп. – М.: Изд-во МГУ, 1999. – 735 с.
15. Горное дело: Терминологический словарь / Г.Д. Лидин, Л.Д. Воронина, Д.Р. Каплунов и др. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1990. – 649 с.
16. Картавый Н.Г., Бардовский А.Д. Влияние параметров резинотросового струнного сита на технологические показатели грохочения // Горный журнал. Известия вузов. 1985. № 4. С. 88 – 93.
17. Пановка Я.Г. Основы прикладной теории колебаний и удара. – Л.: Машиностроение, 1976. – 320 с.
18. Картавый Н.Г., Бардовский А.Д. Перспективы развития высокоэффективного классификационно-измельчительного оборудования для безотходного производства нерудных строительных материалов // Проблемы комплексного освоения месторождений твердых полезных ископаемых: Сб. научн. тр. МГИ. – М.: Недра, 1989. С. 115 – 128.
19. Бардовский А.Д., Бибииков П.Я., Вержанский П.М., Воронин Б.В. Эффективность сухого виброгрохочения отходов нерудных карьеров на просеивающих поверхностях различной конструкции // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. № 6. С. 182 – 189.
20. Keropyan A.M. Features of interaction of the traction wheels of a electric locomotive and a diesel locomotive with rails in the conditions of open mountain works // Journal of Friction and Wear. 2016. Vol. 37. No. 1. P. 78 – 84.

Поступила 28 июня 2017 г.

IZVESTIYA VUZOV. CHERNAYA METALLURGIYA = IZVESTIYA. FERROUS METALLURGY. 2018. Vol. 61. No. 9, pp. 678–682.

INFLUENCE OF THE MECHANICAL CHARACTERISTICS OF HARP SCREEN MATERIAL ON SCREENING PROCESS

A.D. Bardovskii, A.A. Gerasimova, A.M. Keropyan, P.Ya. Bibikow

National University of Science and Technology “MISIS” (MISIS), Moscow, Russia

Abstract. The paper presents the results of studies on the influence of mechanical characteristics of harp screen material on the technological parameters of screening. A mathematical model of the vibrational process of harp screens is presented depending on the length of their free areas, magnitude of technological load and characteristics of the screened material. Dependences of the relative vibrations amplitudes of rubber and cable strips on the length of their free areas are determined for different values of process load. As a result of the researches, it was established that the amplitude of the relative vibration of rubber strip under load decreases with increasing length of their free

areas and for steel cable strips it increases, reaching a maximum at certain values of process load. It was also found that presence of the load dramatically reduces the amplitude of relative vibration of rubber strips, especially, in the area of dimensionless frequencies of the order of (0.6 – 1.4)g, while the vibrations amplitude of cable strips vary slightly in this frequency range. The article presents information on rubber-cable harp screening surfaces of mesh type: strips in the form of steel cables, rubberized with rubber cover having lateral separation projections. The use of rubber-cable strips as working elements of the screening surface allows to increase the “open area” of the screen due to the increase of distance between supports while maintaining high and stable amplitude of strips vibrations. Optimization of mechanical characteristics of the working elements material of harp screens and conditions of their fixation allows to intensify separation of screened material into fractions by eliminating sticking of the screened surface with clay particles and clogging of the material with “difficult” grains,

and to improve significantly technical and economic indicators of the screening process. Such screening surface passed successful industrial tests at a number of quarries producing construction aggregates for the separation of crushed stone and gravel. Economic efficiency of the rubber-cable harp screens is presented in comparison with the wire screens in technological schemes of processing of mineral raw materials.

Keywords: elastic strip, mechanical characteristics of strip material, metal cables, strip tension force, relative amplitude of strip vibrations, vibration frequency of the screen box, length of free strip parts.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-678-682

REFERENCES

- Vaisberg L.A., Kartavyi A.N., Korovnikov A.N. *Proseivayushchie poverkhnosti grokhotov. Konstruktsii, materialy, opyt primeneniya* [Sifting surfaces of screens. Constructions, materials, experience of application]. Vaisberg L.A. ed. St. Petersburg: Izd-vo VSEGEI, 2005, 252 p. (In Russ.).
- Trubetskoi K.N., Shapar' A.G. *Malootkhodnye i resursosberegayushchie tekhnologii pri otkrytoi razrabotke mestorozhdenii* [Low-waste and resource-saving technologies at the open mining]. Moscow: Nedra, 1993, 272 p. (In Russ.).
- Bibikov P.Ya., Bardovskii A.D., Mitusov P.E., Kalakutskii A.V. Design of classifier-grinder for the processing of weak rocks. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal)*. 2015, no. 3, pp. 233–237. (In Russ.).
- Bibikov P.Ya., Bardovskii A.D., Mitusov P.E. Kharitonov A.O. Unit for weak rocks processing. *Gornoe oborudovanie i elektrotekhnika*. 2014, no. 4, pp. 24–28. (In Russ.).
- Il'in S.A., Kovalenko V.S., Pastikhin D.V. Raising the economic efficiency of opencast mining. *Gornyi zhurnal*. 2012, no. 6, pp. 56–65. (In Russ.).
- Yanik K. Bucks for belts. *Pit & Quarry*. 2016, vol. 108, no. 12, pp. 16–18.
- Butkevich G.R. The problems of the development of watered deposits of non-ore raw materials. *Gornyi zhurnal*. 2004, no. 5, pp. 27–32. (In Russ.).
- Shlain I.B. *Razrabotka mestorozhdenii nerudnogo syr'ya* [Development of deposits of nonmetallic raw materials]. Moscow: Nedra, 1985, 345 p. (In Russ.).
- Wasson C. Moving Mountains. *Pit & Quarry*. 2015, vol. 107, no. 9, pp. 56–59.
- Sorensen L. Vulcan Materials Co. upgrades the Bucyrus-Erie King Midas dragline – a 25-year-old marvel. *Pit & Quarry*. 2014, vol. 107, no. 1, pp. 34–41.
- Butkevich G.R. Experience of application of conveyor technology, mining in quarries for the extraction of non-metallic materials in 1950–1990 years: the way forward. *Gornyi zhurnal*. 2017, no. 2, pp. 98–102. (In Russ.).
- Stoker J.J. *Nonlinear vibrations in mechanical and electrical systems*. New York, London: Wiley, 1950, 294 p. (Russ.ed.: Stoker J. *Nelineinye kolebaniya v mekhanicheskikh i elektricheskikh sistemakh*. Moscow: IL, 1952, 264 p.).
- Keropyan A.M., Gerasimova A.A. Connection of the temperature in contact area of the wheel-rail system with the railway slope of industrial railway transport. *Izvestiya VUZov. Chernaya metallurgiya = Izvestiya. Ferrous Metallurgy*. 2017, vol. 60, no. 5, pp. 355–363. (In Russ.).
- Tikhonov A.N., Samarskii A.A. *Uraveneniya matematicheskoi fiziki: ucheb.posobie* [Equations of mathematical physics: Tutorial]. Moscow: Izd-vo MGU, 1999, 735p. (In Russ.).
- Lidin G.D., Voronina L.D., Kaplunov D.R. etc. *Gornoe delo: Terminologicheskii slovar'* [Mining: Terminological dictionary]. Moscow: Nedra, 1990, 649 p. (In Russ.).
- Kartavyi N.G., Bardovskii A.D. Influence of the parameters of the rubber-cable strip screen on technological indicators of screening. *Izv. vuz. Gornyi zhurnal*. 1985, no. 4, pp. 88–93. (In Russ.).
- Panovka Ya.G. *Osnovy prikladnoi teorii kolebanii i udara* [Fundamentals of applied theory of vibrations and shock]. Leningrad: Mashinostroyeniye, 1976, 320 p. (In Russ.).
- Kartavyi N.G., Bardovskii A.D. Prospects for the development of highly effective classification and shredding equipment for non-waste production of non-metallic building materials. In: *Problemy kompleksnogo osvoeniya mestorozhdenii tverdykh poleznykh iskopaemykh. Sb. nauchn. tr. MGI* [Problems of integrated development of deposits of solid minerals: Coll. of MGI sci. papers]. Moscow: Nedra, 1989, pp. 115–128. (In Russ.).
- Bardovskii A.D., Bibikov P.Ya., Verzhanskii P.M., Voronin B.V. Efficiency of dry vibration screening of waste of non-ore quarries on the sifting surfaces of various designs. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal)*. 2015, no. 6, pp. 182–189. (In Russ.).
- Keropyan A. M. Features of interaction of the traction wheels of an electric locomotive and a diesel locomotive with rails in the conditions of open mountain works. *Journal of Friction and Wear*. 2016, vol. 37, no. 1, pp. 78–84.

Information about the authors:

A.D. Bardovskii, Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Chair “Engineering of Technological Equipment”
A.A. Gerasimova, Cand. Sci. (Eng.), Assist. Professor, Academic Secretary of the Chair “Engineering of Technological Equipment” (allochka@rambler.ru)
A.M. Keropyan, Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Chair “Engineering of Technological Equipment”
P.Ya. Bibikow, Cand. Sci. (Eng.), Assist. Professor of the Chair “Engineering of Technological Equipment”

Received June 28, 2017

УДК 621.774.353

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДИАМЕТРА ВАЛКОВ СТАНОВ ВИНТОВОЙ ПРОКАТКИ

*Будников А.С., аспирант, инженер кафедры «Обработка металлов давлением» (far128@yandex.ru)**Романцев Б.А., д.т.н. профессор кафедры «Обработка металлов давлением» (boralr@yandex.ru)**Харитонов Е.А., к.т.н. доцент кафедры «Обработка металлов давлением» (haritonov45@mail.ru)***Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»**
(119049, Россия, Москва, Ленинский пр., 4)

Аннотация. Проблема, связанная с определением максимального диаметра рабочих валков, характерна для станов винтовой прокатки, имеющих более двух рабочих валков. Точное определение диаметра рабочих валков особенно актуально для трехвалковых станков, широко используемых в промышленности в качестве раскатных, калибровочных и станков радиально-сдвиговой прокатки, работающих на больших углах подачи и раскатки. Как правило, диаметр рабочих валков определяется конструктивным способом или с использованием 3D моделирования. Эти способы достаточно сложные, требуют специальных навыков и не позволяют исследовать влияние основных настроечных факторов стана, таких, как углы подачи и раскатки. Существует расчетный способ определения диаметра бочки валка для трехвалкового стана, однако он применим для станков, работающих на углах подачи до 10° и углах раскатки $4 - 7^\circ$. В условиях радиально-сдвиговой прокатки этот способ не используется, поскольку не учитывает влияние углов подачи и раскатки, от которых зависят условия процесса деформации, технологичность и качество получаемой продукции. В работе рассмотрен более общий способ определения диаметра рабочих валков трех и более валкового стана с учетом их разворота на угол подачи и раскатки. Показана зависимость между диаметром валков, их количеством, минимальным диаметром калибра очага деформации, углом подачи и раскатки, которая позволяет оценить конструктивные возможности как трех, так и четырехвалковых станков винтовой прокатки. Результаты представленной работы позволяют расширить возможности дальнейших исследований технологии и оборудования трехвалковых станков винтовой прокатки для получения сплошных и полых изделий с использованием совершенно новых режимов деформации для процессов раскатки полых изделий, их редуцирования, а также радиально-сдвиговой прокатки. Немаловажным является возможность дополнения имеющихся знаний об изменении геометрии очага деформации, а также прогнозирования геометрических параметров рабочих валков проектируемых мнговалковых станков для заданных размеров проката.

Ключевые слова: рабочие валки, стан винтовой прокатки, стан радиально-сдвиговой прокатки, определение диаметра валков, трехвалковый стан, оборудование для раскатки труб.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-683-688

Основным рабочим инструментом станков винтовой прокатки являются валки. На практике используют двух- и трехвалковые станы винтовой прокатки [1]. Валки двухвалковых станков проектируются с большими значениями диаметров от 900 до 1500 мм в пережиге [2], которые определяются, как правило, из конструктивных соображений. Диаметры рабочих валков станков винтовой прокатки с количеством валков более, чем два, ограничиваются возможностью сведения их на минимальный калибр [3]. Чаще всего, максимальный диаметр валка в таких станах определяется с использованием 3D моделирования [4 – 5]. Рассмотрим конструкцию стана с количеством валков n больше двух. Диаметры валков уменьшаются с увеличением их количества, поскольку сокращается свободное пространство вокруг оси прокатки. На рис. 1 представлено расположение валков в трех- и четырехвалковом стане. Для примера рассмотрим стан, у которого валки сведены на минимальный калибр $d_k^{\min} = 70$ мм [6 – 7], имеют

диаметры 350 мм в трехвалковом стане и 140 мм в четырехвалковом и при этом развернуты на угол подачи $\beta = 15^\circ$ и угол раскатки $\gamma = 7^\circ$. Уменьшение диаметра валков четырехвалкового стана существенно сокращает габариты валкового узла, что приводит к снижению прочностных характеристик рабочих валков, подшипниковых опор и других механизмов валкового узла. Для этих станков необходимо определять максимально возможный диаметр рабочих валков D_B^{\max} при заданных параметрах, минимальный калибр очага деформации d_k^{\min} , зазор между соседними валками Δ , количество рабочих валков n и их разворот на углы β и γ [8 – 9]. Связь между этими показателями можно представить в виде

$$D_B^{\max} \leq \frac{d_k^{\min} \frac{\Delta}{\cos \varphi}}{k}, \quad (1)$$

где k – коэффициент, связывающий диаметр валка с диаметром калибра.

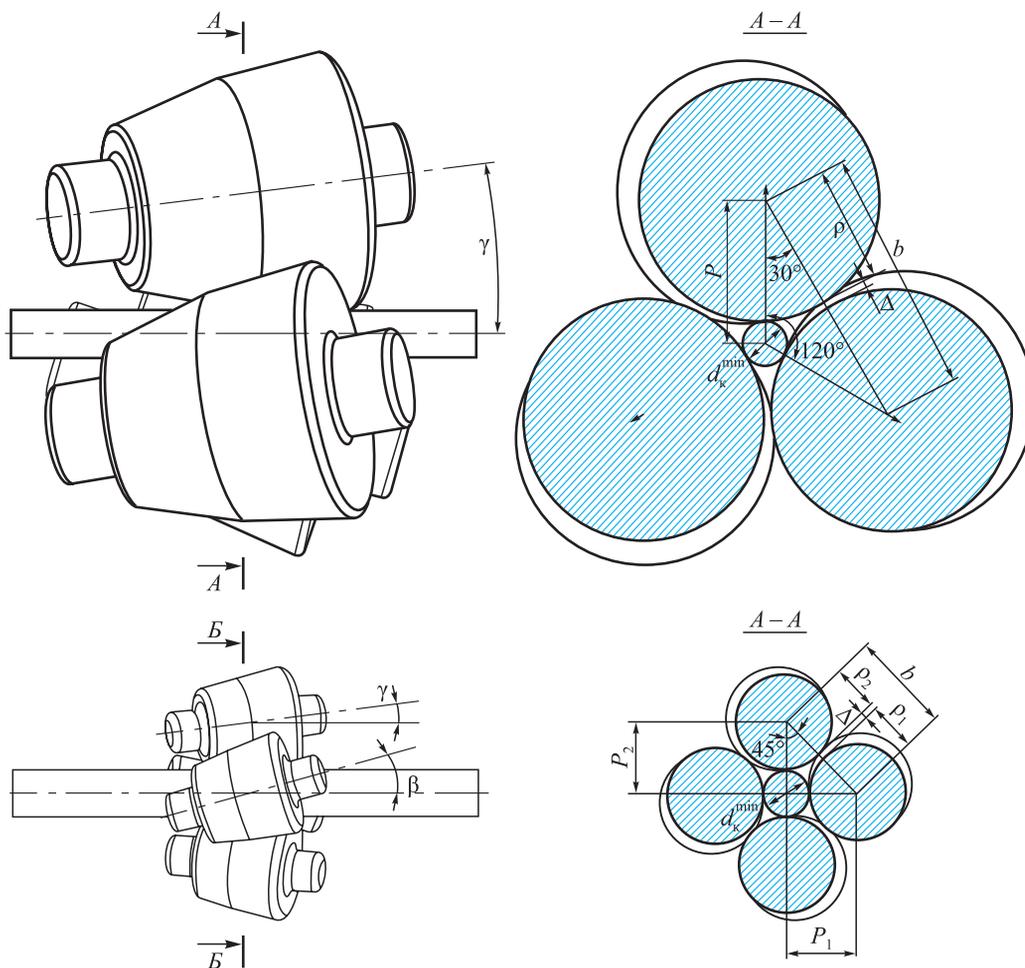


Рис. 1. Расположение валков

Fig. 1. Location of rolls

С учетом того, что диаметры валков равны, угол φ равен

$$\varphi = 90 - \frac{180}{n}. \quad (2)$$

Формула (1) показывает взаимосвязь между диаметром рабочего валка, минимальным диаметром калибра и величиной технологического зазора между соседними валками. Коэффициент связи k включает в себя такие неявные параметры, как угол подачи, раскатки и количество рабочих валков. Для стана с количеством валков n , D_B^{\max} должно удовлетворять условию (1) с коэффициентом k , равным

$$k = \frac{\cos \gamma - \cos \varphi \sqrt{\cos(\varphi)^2 \cos(\gamma)^2 + \sin(\varphi)^2 \cos(\beta)^2}}{\cos \gamma \cos \varphi \sqrt{\cos(\varphi)^2 \cos(\gamma)^2 + \sin(\varphi)^2 \cos(\beta)^2}}. \quad (3)$$

Соседние валки не должны касаться друг друга в случае сведения их на минимальный калибр, т. е. должно выполняться условие

$$k < \frac{d_k^{\min}}{D_B^{\max}}. \quad (4)$$

При определении диаметра валка для трехвалкового стана без учета разворота валков на угол подачи и раскатки, коэффициент k зависит только от угла φ . Если $\varphi = 30^\circ$ (рис. 1, сечение $A - A$), $k = 0,15$, уравнение (1) преобразуется в ряд известных зависимостей, предлагаемых для определения диаметра валков [10 – 14].

Несмотря на это, коэффициент k зависит от разворота валков на угол подачи и раскатки. Проекция окружности валка на плоскость сечения $A - A$ в трехвалковом стане и $B - B$ в четырехвалковом имеет вид эллипса. Коэффициент k с учетом β и γ для трехвалкового стана при $\varphi = 30^\circ$ определяется по формуле

$$k = \frac{\cos \gamma - 0,87 \sqrt{0,75 \cos(\gamma)^2 + 0,25 \cos(\beta)^2}}{\cos \gamma \sqrt{0,57 \cos(\gamma)^2 + 0,19 \cos(\beta)^2}}. \quad (5)$$

Для четырехвалкового стана при $\varphi = 45^\circ$, k определяется уравнением

$$k = \frac{1,98 \cos \gamma - \sqrt{\cos^2(\gamma) + \cos^2(\beta)}}{\cos \gamma \sqrt{\cos^2(\gamma) + \cos^2(\beta)}}. \quad (6)$$

Как видно из условия (1), в стане с $n > 2$ максимальный диаметр валков зависит от минимального диаметра калибра очага деформации. На рис. 2 представлены гистограммы диаметров валков при диаметрах калибра очага деформации 10 – 210 мм, для трех-, четырех-, пятивалкового стана при $\beta = 15^\circ$ и $\gamma = 7^\circ$.

Гистограммы рис. 2 показывают линейную зависимость между диаметрами валков и калибра очага деформации в многовалковом стане с коэффициентом пропорциональности k . Уменьшение количества валков приводит к увеличению коэффициента k . Для трехвалкового стана k равно 0,16, для четырехвалкового при тех же параметрах – 0,42, а для пятивалкового – 0,73. Интенсивность увеличения диаметра валков при увеличении диаметра калибра для станов с большим количеством валков снижается. К примеру, для калибра очага деформации диаметром 170 мм максимальный диаметр валков четырехвалкового стана при зазоре между валками 5 мм составляет 360 мм, а максималь-

ный диаметр валков трехвалкового стана при той же величине зазора – 1000 мм. Уменьшение диаметра валков трехвалкового стана для калибра 170 мм приводит к увеличению зазора между валками, что способствует тангенциальной раскатке. Применение четырехвалкового стана с диаметром валков 360 мм уменьшает зазор между валками, делая очаг деформации более замкнутым, это позволяет снизить величину тангенциальной раскатки. Четырехвалковую схему прокатки выгодно использовать в станах с диаметром калибра от 150 мм. Для станов с минимальным калибром 30 – 90 мм максимальные возможные значения диаметра валка по трехвалковой схеме меняются от 150 до 520 мм, четырехвалковой от 50 до 180 мм, а пятивалковой от 30 до 110 мм. В станах с небольшими диаметрами калибра, исходя из конструктивных соображений, возможно использовать только трехвалковую схему прокатки.

Количество рабочих валков, отвечающее технологическим параметрам процесса винтовой прокатки

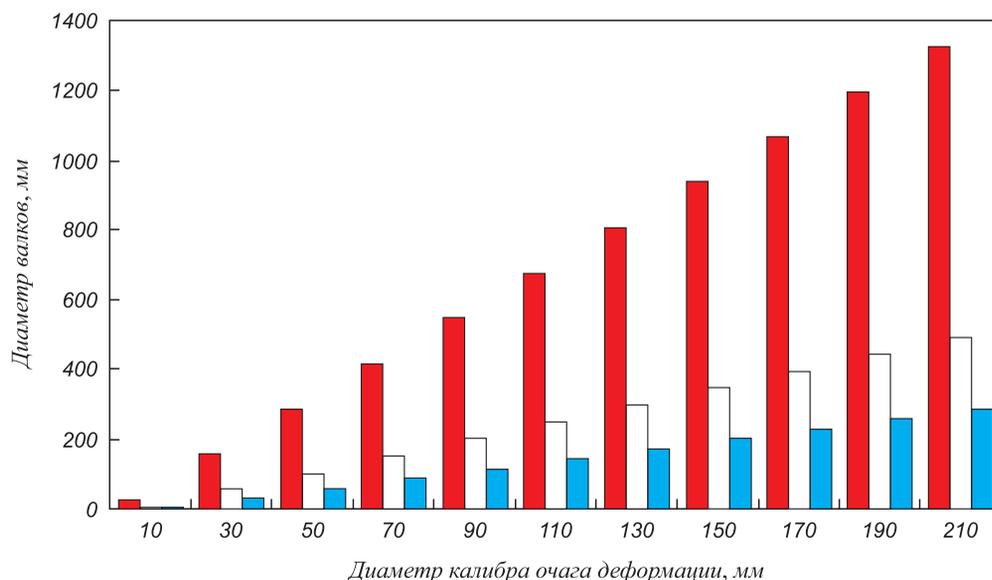


Рис. 2. Диаметр валка при различных значениях диаметра калибра:
 ■ – трехвалковый стан; □ – четырехвалковый стан; ■ – пятивалковый стан

Fig. 2. Diameter of the roll for different values of caliber diameter:
 ■ – three-roll mill; □ – four-roll mill; ■ – five-roll mill

Максимальное значение диаметра валков трех- и четырехвалкового стана

Maximum value of the roll diameter of three-roll and four-roll mills

Угол раскатки, град	Максимальный диаметр валков при диаметре калибра 70 мм и угле подачи, град						
	0	5	10	15	20	25	30
	В трехвалковом стане						
0	415	412	404	391	374	354	334
10	421	418	409	395	377	356	335
	В четырехвалковом стане						
0	157	156	153	148	142	135	127
10	159	158	155	150	143	136	127

и конструкционным особенностям станов, составляет 3 – 4 шт. В связи с этим, подробно рассмотрим влияние угла подачи и раскатки на максимальные возможные значения диаметров валков в трех- и четырехвалковом стане.

В таблице представлены значения диаметров валков для трех- и четырехвалкового стана при угле раскатки от 0 до 10° и угле подачи от 0 до 30°. Изменение D_B^{max} трех- и четырехвалкового стана в зависимости от β наглядно видно на рис. 3.

Верхняя кривая показывает изменение диаметров валков трехвалкового стана с минимальным значением диаметра калибра очага деформации 70 мм.

При изменении β от 0 до 10° диаметр валка уменьшается на 11 мм. Изменение β в данном диапазоне не оказывает существенного влияния на диаметр валков. Дальнейшее увеличение β до 30° показывает рост его влияния на диаметр. Так, при изменении β от 25 до 30°, диаметр валка уменьшается на 20 мм. Влияние β на диаметр увеличивается с ростом угла подачи, следовательно в станах с большими углами подачи, а именно радиально-сдвиговой прокатки, где β меняется от 18 до 25° [15 – 17], расчет максимально возможного диаметра валка следует осуществлять с учетом угла подачи.

Четырехвалковую схему можно использовать в прошивных станах, если вместо направляющего инструмента использовать валки, диаметр которых меньше диаметра основных (рабочих) валков. Такая схема позволяет перераспределить нагрузку на валки за счет различия в их диаметре и овальности очага деформации и получать прокат с меньшим диаметром (в отличие от схемы на рис. 1), а также сократить габариты рабочей клетки.

На рис. 4 представлена схема расположения валков четырехвалкового стана, имеющего два валка с диаметром D_1 и D_2 , причем D_1 больше D_2 .

Наличие зазора между соседними валками обеспечивается при соблюдении условия

$$\frac{P_2}{\cos \varphi} > R_2 + R_1. \quad (7)$$

В отличие от четырехвалкового стана (см. рис. 1), где диаметры валков равны, угол φ определяется диаметром рабочих валков и калибром.

В общем случае, с учетом углов β и γ , зависимость между D_1 и d_k^{min} в пережиме очага деформации определяется соотношением

$$d_k^{min} = \frac{D_1(C_1 \cos \gamma \sin \varphi + \cos \gamma \cos \varphi - 1) + 2\Delta \cos \gamma \sin \varphi}{\cos \gamma (1 - \xi \operatorname{tg} \varphi)(1 - C_2 \cos \gamma \cos \varphi) + \xi \cos \gamma \operatorname{tg} \varphi}, \quad (8)$$

где

$$C_1 = \frac{1}{\sqrt{\sin^2 \varphi \cos^2 \gamma + \cos^2 \varphi \cos^2 \beta}};$$

$$C_2 = \frac{1}{\sqrt{\cos^2 \varphi \cos^2 \gamma + \sin^2 \varphi \cos^2 \beta}};$$

ξ – коэффициент овализации очага деформации; Δ – зазор между опорным и рабочим валком.

Угол φ определяется конструктивно. Расчеты угла φ с учетом условия (7) для диапазона диаметров валков от 200 до 1000 мм показали, что значение φ можно определить по эмпирической зависимости

$$\varphi = 0,28 \ln D_1. \quad (9)$$

Диаметр валка D_2 , с учетом углов β и γ , равен

$$D_2 = \frac{D_1 + d_k^{min} \cos \gamma (1 - \xi \operatorname{tg} \varphi)}{\operatorname{tg} \varphi}. \quad (10)$$

Представленная методика будет полезна для разработок новых технологий и оборудования винтовой прокатки [18 – 20]. Стоит отметить, что в четырехвалковом

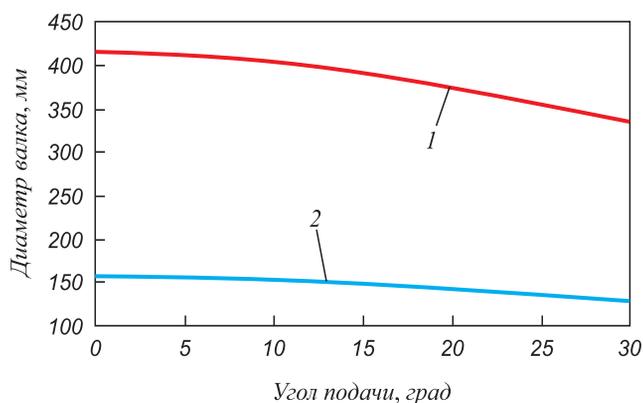


Рис. 3. Диаметр рабочих валков трехвалкового (1) и четырехвалкового (2) стана с углом раскатки 0°

Fig. 3. Diameter of working rolls of three-roll (1) and four-roll (2) mills with rolling angle of 0°

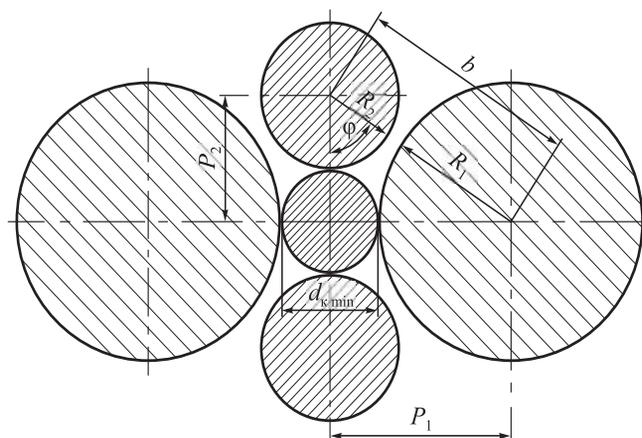


Рис. 4. Схема расположения валков четырехвалкового стана с различными диаметрами валков

Fig. 4. Scheme of location of rolls with different diameters in a four-roll mill

стане с различными значениями диаметров валков величина зазора Δ между соседними валками зависит от их калибровки, поэтому необходимо проверять выполнение условия (7) на других участках очага деформации.

Выводы. Представлена методика определения максимального значения диаметров рабочих валков в многовалковых станах винтовой прокатки с учетом минимального диаметра калибра очага деформации, углов подачи и раскатки рабочих валков, а также их количества.

Используя предложенную методику, установлено, что наиболее интенсивно угол подачи влияет на максимальное значение диаметров рабочих валков в станах радиально-сдвиговой прокатки, имеющих повышенные значения углов подачи.

При использовании четырехвалковой схемы с различными диаметрами рабочих валков снижается ограничение в получении проката малого диаметра, характерное для схемы с одинаковыми диаметрами рабочих валков, а также появляется возможность перераспределения нагрузки на рабочие валки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Коликов А.П., Романцев Б.А. Теория обработки металлов давлением: Учебник. – М.: Изд. Дом МИСиС, 2015 – 451 с.
2. Шевакин Ю.Ф., Коликов А.П., Райков Ю.Н. Производство труб: Учебник для вузов. – М.: Интермет Инжиниринг, 2005. – 568 с.
3. Обработка металлов давлением: Учебник / Б.А. Романцев, А.В. Гончарук, Н.М. Вавиликин, С.В. Самусев. – М.: Изд. Дом МИСиС, 2008 – 960 с.
4. Кирпичников Н.Н., Сулина О.В. Оптимизация стратегии проектирования трехмерных моделей в САД-системах // Инновационная наука. 2016. № 8 – 2. С. 48 – 51.
5. Большаков В.П., Бочков А.Л., Лячек Б.Т. Проблемы обмена графическими данными между САД-системами // Компьютерные инструменты в образовании. 2013. № 2. С. 37 – 46.
6. Зимин В.Я., Пахомов В.П., Онуцин А.Б. и др. Опыт прокатки труб на калибровочном стане винтовой прокатки ТПА 70-270
- ОАО «Выксунский металлургический завод» и совершенствование калибровки рабочих валков // Производство проката. 2011. № 2. С. 11 – 14.
7. Romantsev B.A., Aleshchenko A.S., Goncharuk A.V., Galkin S.P. Minutube-production unit 40-80 with three-highreeling mill // Metallurgist. Vol. 55. No. 11 – 12. С. 918 – 924.
8. Никулин А.Н. Винтовая прокатка. Напряжения и деформации. – М.: Металлургиздат, 2015. – 380 с.
9. Потапов И.Н., Полухин П.И. Технология винтовой прокатки. – М.: Металлургия, 1990. – 344 с.
10. Машины и агрегаты для производства стальных труб: Учеб. пособие / Ю.Ф. Шевакин, А.П. Коликов, В.П. Романенко, С.В. Самусев. – М.: Интермет Инжиниринг, 2007. – 388 с.
11. Данченко В.Н. Технология трубного производства – М.: Интермет Инжиниринг, 2002. – 640.
12. Тетерин П.К. Теория поперечно-винтовой прокатки. – М.: Металлургия, 1971. – 368 с.
13. Машины и агрегаты металлургического производства / Н.В. Пасечник, В.М. Синицкий, В.Г. Дрозд и др. – М.: Машиностроение, 2000. – 912 с.
14. Jan Kazanecki. Wytwarzanie rur bez szwu. – Krakow: AGH, 2003. – 622 p.
15. Галкин С. П., Фадеев В.А., Гусак А.Ю. Сопоставительный анализ геометрии мини-станов радиально-сдвиговой (винтовой) прокатки // Производство проката. 2015. №12. С. 19 – 25.
16. Галкин С.П., Романцев Б.А., Харитонов Е.А. Реализация инновационного потенциала универсального способа радиально-сдвиговой прокатки // Черные металлы. 2015. № 1. С. 23 – 28.
17. Naizabekov A.B., Lezhnev S.N., Dyja H. etc. The effect of cross rolling on the microstructure of ferrous and non-ferrous metals and alloys // Metallurgija. 2016. No. 56. P. 199 – 202.
18. Галкин С.П. Показатель поперечной деформации при прошивке в стане винтовой прокатки // Производство проката. 2011. № 2. С. 18 – 23.
19. Wang F.-J., Shuang Y.-H., Hu J.-H., Wang Q.-H., Sun J.-C. Explorative study of tandem skew rolling process for producing seamless steel tubes // Journal of Materials Processing Technology. 2014. Vol. 214. No. 8. P. 1597 – 1604.
20. Man-Soo Joun, Jangho Lee, Jae-min Cho etc. Quantitative study on Mannesmann effect in roll piercing of hollow shaft // Procedia Engineering 81. 2014. December. P. 197 – 202.

Поступила 26 мая 2017 г.

IZVESTIYA VUZOV. CHERNAYA METALLURGIYA = IZVESTIYA. FERROUS METALLURGY. 2018. VOL. 61. NO. 9, pp. 683–688.

DETERMINATION OF ROLLS DIAMETER FOR SCREW-ROLLING MILLS

A.S. Budnikov, B.A. Romantsev, E.A. Kharitonov

National University of Science and Technology “MISIS” (MISIS),
Moscow, Russia

Abstract. The problem of determining the maximum diameter of working rolls is typical for screw rolling mills that have more than two working rolls. Precise determination of the working roll diameter is especially important for three-roll mills, which are widely used in such industries as rolling and calibration, and radial-shear rolling mills operating at large feeding and rolling angles. Typically, the diameter of working rolls is determined in a constructive way or using 3D modeling. These methods are quite complex, require special skills, and do not allow investigation of the influence of main tuning mill factors such as feeding and rolling angles. There is a calculated method for determining the diameter of the roll barrel for a three-roll mill, but it is applicable for mills working at feeding angles of up to 10 degrees and rolling angles of 4 – 7 degrees. In conditions of radial-shear rolling, this method is

not used, since it does not take into account the influence of feeding and rolling angles on which the conditions of the deformation process, manufacturability and quality of the products depend. The article considers a more general method for determining the diameter of working rolls of three or more rolling mills, taking into account their rotation at the feeding and rolling angles. The relationship between diameter of the rolls, their number, minimum diameter of the deformation center, the feeding and rolling angles are shown, which makes it possible to evaluate the structural capabilities of both three and four-roll rolling mills. The results of the presented work make it possible to expand the possibilities for further studies of the technology and equipment of three-roll screw rolling mills for the production of solid and hollow products using completely new deformation modes for the processes of rolling out hollow products of their reduction as well as radial shearing rolling. Importantly, it is possible to supplement existing knowledge about the change in geometry of deformation center, and also to predict geometric parameters of the working rolls of the projected multi-roll mills for given rolled products sizes.

Keywords: working roll, screw rolling mill, cross rolling mill, radial-displacement rolling mill, determination of roll diameter, three-roll mill, pipe rolling equipment.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-683-688

REFERENCES

1. Kolikov A.P., Romantsev B.A. *Teoriya obrabotki metallov davleniem: Uchebnik* [Theory of metal forming: Textbook]. Moscow: ID MISiS, 2015, 451 p. (In Russ.).
2. Shevakin Yu.F., Kolikov A.P., Raikov Yu.N. *Proizvodstvo trub: Uchebnik dlya vuzov* [Pipes production: Textbook for universities]. Moscow: Internet Inzhiniring, 2005, 568 p. (In Russ.).
3. Romantsev B.A., Goncharuk A.V., Vavilkin N.M., Samusev S.V. *Obrabotka metallov davleniem: Uchebnik* [Metal forming: Textbook]. Moscow: ID MISiS, 2008, 960 p. (In Russ.).
4. Kirpichnikov N.N., Sulina O.V. Optimization of the strategy of designing three-dimensional models in CAD-system. *Innovatsionnaya nauka*. 2016, no. 8-2, pp. 48–51. (In Russ.).
5. Bol'shakov V.P., Bochkov A.L., Lyachek B.T. Problems of exchange of graphical data between CAD – systems. *Komp'yuternye instrumenty v obrazovanii*. 2013, no. 2, pp. 37–46. (In Russ.).
6. Zimin V.Ya., Pakhomov V.P., Onuchin A.B. etc. Experience of pipe rolling on a screw rolling mill TPA 70-270 of JSC “Vyksunsky Metallurgical Plant” and improving the calibration of working rolls. *Proizvodstvo prokata*. 2011, no. 2, pp. 11–14. (In Russ.).
7. Romantsev B.A., Aleshchenko A.S., Goncharuk A.V., Galkin S.P. Mini tube-production unit 40-80 with a three-high reeling mill. *Metallurgist*. 2012, vol. 55, no. 11-12, pp. 918–924.
8. Nikulin A.N. *Vintovaya prokatka. Napryazheniya i deformatsii* [Screw rolling. Stresses and strains]. Moscow: Metallurgizdat, 2015, 380 p. (In Russ.).
9. Potapov I.N., Polukhin P.I. *Tekhnologiya vintovoi prokatki* [Screw rolling technology]. Moscow: Metallurgiya, 1990, 344 p. (In Russ.).
10. Shevakin Yu.F., Kolikov A.P., Romanenko V.P., Samusev S.V. *Mashiny i agregaty dlya proizvodstva stal'nykh trub: uchebnoe posobie* [Machines and installations for the manufacture of steel pipes]. Moscow: Internet Inzhiniring, 2007, 388 p. (In Russ.).
11. Danchenko V.N. *Tekhnologiya trubnogo proizvodstva* [Technology of pipe production]. Moscow: Internet Inzhiniring, 2002, 640 p. (In Russ.).
12. Teterin P.K. *Teoriya poperechno-vintovoi prokatki* [Theory of cross rolling]. Moscow: Metallurgiya, 1971, 368 p. (In Russ.).
13. Pasechnik N.V., Sinitskii V.M., Drozd V.G. etc. *Mashiny i agregaty metallurgicheskogo proizvodstva* [Machines and equipment of metallurgical production]. Moscow: Mashinostroenie, 2000, 912 p. (In Russ.).
14. Jan Kazanecki. *Wytwarzanie rur bez szwu*. Krakow: AGH, 2003, 622 p. (In Pol.).
15. Galkin S. P., Fadeev V.A., Gusak A.Yu. Comparative analysis of geometry of mini-mills of radial-shift (screw) rolling. *Proizvodstvo prokata*. 2015, no. 12, pp. 19–25. (In Russ.).
16. Galkin S.P., Romantsev B.A., Kharitonov E.A. Realization of innovative potential of universal radial-shift rolling method. *Chernye metally*. 2015, no. 1, pp. 23–28. (In Russ.).
17. Naizabekov A.B., Lezhnev S.N., Dyja H.etc. The effect of cross rolling on the microstructure of ferrous and non-ferrous metals and alloys. *Metallurgija*. 2016, no. 56, pp. 199–202.
18. Galkin S.P. Indicator of cross deformation at piercing in screw rolling mill. *Proizvodstvo prokata*. 2011, no. 2, pp. 18–23. (In Russ.).
19. Wang F.-J., Shuang Y.-H., Hu J.-H., Wang Q.-H., Sun J.-C. Explorative study of tandem skew rolling process for producing seamless steel tubes. *Journal of Materials Processing Technology*. 2014, vol. 214, no. 8, pp. 1597–1604.
20. Man-Soo Joun, Jangho Lee, Jae-min Cho etc. Quantitative study on Mannesmann effect in roll piercing of hollow shaft. *Procedia Engineering* 81. December 2014, pp. 197–202.

Information about the authors:

- A.S. Budnikov**, Postgraduate, Engineer of the Chair “Metal Forming” (nar128@yandex.ru)
B.A. Romantsev, Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Chair “Metal Forming” (boralr@yandex.ru)
E.A. Kharitonov, Cand. Sci. (Eng.), Assist. Professor of the Chair “Metal Forming” (haritonov45@mail.ru)

Received May 26, 2017

УДК 669.15-198

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ РАФИНИРОВАННОГО ФЕРРОМАРГАНЦА С ПРИМЕНЕНИЕМ СПЕЦИАЛЬНЫХ КОМПЛЕКСНЫХ ВОССТАНОВИТЕЛЕЙ

Байсанов С.О.¹, д.т.н., профессор, директор

Байсанов А.С.¹, к.т.н., заведующий лабораторией пирометаллургических процессов

Исагулов А.З.², д.т.н., профессор, проректор

Есенгалиев Д.А.², к.т.н., докторант (dauralga@mail.ru)

Оспанов Н.И.², к.т.н., докторант

¹Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева

(100009, Республика Казахстан, Караганда, ул. Ермакова, 63)

²Карагандинский государственный технический университет

(100027, Республика Казахстан, Караганда, Бульвар Мира, 56)

Аннотация. Роль марганца в производстве стали исключительно велика. Особенностью силикотермического процесса получения рафинированного ферромарганца являются большие потери марганца с отвальными шлаками. Последний при охлаждении рассыпается с образованием тонкодисперсного порошка вследствие полиморфного превращения ортосиликата кальция $\beta\text{-Ca}_2\text{SiO}_4 \rightarrow \gamma\text{-Ca}_2\text{SiO}_4$ при температуре 450 – 470 °С с увеличением объема на 12,3 %. При увеличении объема внутри шлака возникают значительные внутренние напряжения, что приводит к его рассыпанию в мелкодисперсное состояние в ходе остывания. Данная работа посвящена усовершенствованию технологии выплавки рафинированных марок ферромарганца путем использования специальных комплексных восстановителей. Проведены эксперименты по моделированию процесса выплавки рафинированного ферромарганца в руднотермической печи рафинировочного типа РК0-0,1 МВА с использованием АМС. Установлены технологические режимы процесса плавки, оптимальные составы шихты. Шихта сходилась равномерно без обвалов и выбросов. Наблюдалась стабильность токовой нагрузки. Таким образом, крупно-лабораторными опытными плавками доказана принципиальная возможность получения рафинированного ферромарганца с применением в качестве восстановителя комплексного сплава АМС. Использование АМС как восстановителя вместо ферросиликомарганца обусловлено достаточным содержанием в нем кремния и алюминия. Наличие в АМС химических соединений и твердых растворов железа, кремния и алюминия должно существенно снизить потери кремния и алюминия на окислительные процессы при взаимодействии с кислородом воздуха. Вовлечение в металлургический передел при выплавке рафинированного ферромарганца сплава АМС (взамен дорогостоящего ферросиликомарганца) позволит получить сплав с высокой добавленной стоимостью и с наилучшими технологическими параметрами благодаря наличию дополнительного алюминия в сплаве. Результаты рентгенофазовых исследований образцов шлаков показывают, что минералогическими составляющими являются геленит, двухкальциевый силикат и манганозит. Отмечено, что геленит в них является доминирующей фазой, которая представляет собой твердый раствор, что предотвращает рассыпание шлака. В результате проведенных теоретических и экспериментальных исследований решены поставленные задачи – разработана и опробована технология выплавки рафинированного ферромарганца с использованием специального комплексного восстановителя АМС.

Ключевые слова: рафинированный ферромарганец, алюмосиликомарганец, ферросиликомарганец, рафинировочная печь, металлотермия, шлак, рентгенофазовый анализ.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-689-694

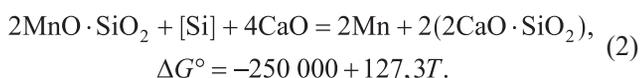
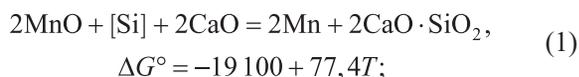
ВВЕДЕНИЕ

Рафинированный ферромарганец используется при выплавке сталей и производстве сплавов цветных металлов, в порошкообразном виде – для изготовления покрытий сварочных электродов [1]. Однако при производстве рафинированного ферромарганца значительное количество марганца теряется с отвальными шлаками. Кроме этого, в силикотермии рафинированного ферромарганца остро стоит вопрос подверженности конечных отвальных шлаков саморассыпанию. Тем самым распавшийся шлак наносит серьезный ущерб окружающей среде, занимая обширные территории. В связи с этим актуальными

становятся работы по усовершенствованию технологии производства рафинированного ферромарганца. В настоящей работе выполнены исследования в этом направлении.

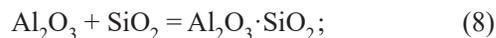
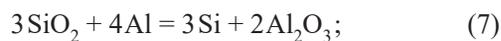
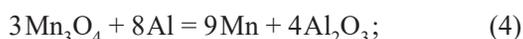
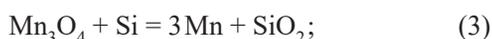
МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЙ

В промышленных условиях рафинированный ферромарганец получают из марганцевой руды, малофосфористого марганцевого шлака и силикомарганца в присутствии извести, связывающей кремнезем в силикаты кальция. При этом восстановление марганца из оксида марганца и тефрита описывается следующими реакциями [2]:



Термодинамическое и экспериментальное исследование реакции восстановления MnO кремнием силикомарганца, являющееся основной при электросиликотермическом получении рафинированных марок ферромарганца [3 – 6] показало, что для достижения требуемого стандартом содержания кремния в металле не более 2 % необходимо обеспечить содержание MnO в шлаке не ниже 13 – 15 % при основности шлака $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = 1,5 - 1,7$. В реальности остаточное содержание MnO значительно превышает эти значения. Это является одной из главных причин больших потерь марганца. Как видно из реакций (1) и (2), образовавшийся двухкальциевый силикат ($2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$) в процессе кристаллизации и снижения температуры является первопричиной рассыпания шлака в порошок из-за фазового перехода модификации $\beta\text{-}2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ в $\gamma\text{-}2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ (405 °С), сопровождающегося увеличением объема на 12,3 % [7 – 9].

Решением данной проблемы является замена традиционного восстановителя (передельного силикомарганца) на новый марганецсодержащий комплексный сплав – алюмосиликомарганец (АМС), химический состав которого приведен в табл. 1. Содержание алюминия в сплаве обеспечивает в процессе металлотермии практически полное восстановление марганца из руды и образование шлака с высоким содержанием оксида алюминия (Al_2O_3). Восстановление марганца кремнием и алюминием алюмосиликомарганца с добавкой флюющего извести проходит по следующим реакциям:



Можно предполагать, что образованные по реакциям (3) – (7) SiO_2 и Al_2O_3 на основе взаимодействий (8) – (9) формируют алюмосиликатные соединения типа андалузита ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$) и муллита ($3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$) [10], при этом Al_2O_3 отводит из зоны реакции SiO_2 и снижает его активность. Восстановительная способность кремния усиливается благодаря восстановлению его алюминием из SiO_2 по реакции (7). В присутствии CaO кремнезем связывается в прочные силикаты кальция – $\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ и $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ (10) – (11), что способствует увеличению полноты восстановления марганца, смещая равновесие реакций вправо и увеличивая вероятность реакций (12) – (13) с образованием ассоциатов типа $2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$ и $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ

Основываясь на полученных результатах теоретических и экспериментальных работ, авторами выполнена апробация технологии выплавки рафинированного ферромарганца с применением комплексного сплава АМС в крупно-лабораторном масштабе в условиях Химико-металлургического института им Ж. Абишева.

В качестве шихтовых материалов использована марганцевая руда месторождения Ушкатын III, известь и алюмосиликомарганец. Химический состав исходных материалов представлен в табл. 1.

Состав шихты на получение рафинированного ферромарганца определен, исходя из следующих положений:

Таблица 1

Химический состав шихтовых материалов, %

Table 1. Chemical composition of the charge, wt. %

Материал	Mn _{общ}	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P ₂ O ₅	S	ППП
марганцевая руда Ушкатын III	32,52	6,02	8,82	1,34	18,79	1,07	0,019	–	18,09
известь кусковая	–	0,62	1,00	0,18	90,20	1,14	0,005	0,006	6,84
Материал, металлическая часть	Mn		Fe		Si	Al	P	Ca	C
алюмосиликомарганец	40,23		9,59		39,61	9,18	0,03	1,07	0,32

– кремний и алюминий в алюмосиликомарганце окисляются за счет закиси марганца, причем в реакции окисления принимает участие около 70 % закиси марганца, остальная ее часть переходит в шлак;

– отношение $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$ в конечном шлаке принято рав-

ным 1,5, что соответствует техническим требованиям при производстве рафинированного ферромарганца. Согласно расчету шихты, для выплавки рафинированного ферромарганца использовался следующий состав колоши, кг: марганцевая руда – 17,4; известь – 13,95 и алюмосиликомарганец – 10.

Плавку осуществляли в двухэлектродной рафинировочной печи с трансформатором мощностью 0,1 МВА. Рабочее напряжение трансформатора 49 В. Печь футерована магнетитовыми огнеупорными кирпичами с засыпкой швов магнетитовым порошком и имеет леточное отверстие снизу на уровне подины для выпуска металла и одно шлаковое сверху. Поверхность пода наклонена под углом 3 – 5° в направлении леточного отверстия, что обеспечивает более легкий выход расплава из зоны восстановления. Температура в реакционной зоне обеспечивается за счет разряда дуги двух графитовых электродов диаметром 100 мм.

Шихта садилась самосходом по мере проплавления с образованием шлаковой ванны в центре печи. Процесс плавки был непрерывным с выпуском металла и шлака в чугунные изложницы через каждые 2 ч. Технологических отклонений от нормального режима не установлено. В целом процесс выплавки рафинированного ферромарганца характеризовался устойчивой посадкой электродов со стабильной токовой нагрузкой, разделка леточного отверстия не вызывала каких либо трудностей. Шлак был жидкотекучий, металл и шлак после остывания хорошо разделялись. Химический со-

став продуктов плавки (металла и шлака) представлен в табл. 2. По химическому составу полученный металл соответствовал среднеуглеродистому ферромарганцу по требованиям ИСО 5446-80 [11].

В результате плавки достигнута высокая степень извлечения марганца из руды и использования кремния и алюминия алюмосиликомарганца в качестве восстановителя (табл. 3).

Как известно, от химического состава шлака, особенно от его основности $\left(\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}\right)$, зависит ряд технологических показателей. Как показано в табл. 2, значения основности находятся в пределах 1,43 – 1,59. При увеличении значения основности шлака до 1,59 извлечение марганца возрастает вследствие повышения активности закиси марганца, способствующей более полному восстановлению марганца. При дальнейшем увеличении основности шлака $\left(\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} > 1,7\right)$ температура процесса повышается, что вызывает рост потерь марганца испарением [12]. Второй задачей являлось получение при данной величине основности неподверженного распаду шлака. Шлаки лабораторных опытных плавок получались в камневидном состоянии без признаков распада. Вышесказанные сведения об оптимальных данных соответствуют значениям основности 1,43 – 1,59.

Проведенными рентгенофазовыми исследованиями минералогического состава полученных экспериментальных марганцевых шлаков на установке ДРОН-2 выявлено (см. рисунок), что фазовый состав опытных шлаков включает двухкальциевый силикат $(\text{Ca}_{1-x}\text{Mn}_x)_2\text{SiO}_4$ и манганозит MnO .

Манганозит в виде отдельных зерен располагается как по границам сплошных областей двухкальциевого

Таблица 2

Химический состав металла и шлака, %

Table 2. Chemical composition of slag and metal, wt. %

Номер плавок	Состав металла						Состав шлака				Основность
	Mn	Al	Fe	Si	C	P	MnO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	CaO / SiO ₂
1	85,12	0,089	10,42	1,66	0,42	0,082	10,34	7,56	25,28	38,62	1,52
2	84,22	0,079	10,37	0,66	0,44	0,077	11,03	7,38	28,09	41,54	1,47
3	85,12	0,11	10,4	0,87	0,34	0,083	9,10	7,48	26,28	37,79	1,43
4	87,36	0,019	9,77	1,39	0,47	0,074	9,25	7,56	25,62	40,81	1,59
5	87,36	0,13	9,30	1,90	0,36	0,076	10,10	7,98	28,11	43,54	1,55
6	87,36	0,14	9,00	1,26	0,37	0,078	9,25	7,64	27,00	41,79	1,54
7	87,34	0,084	7,85	1,72	0,37	0,076	9,25	7,82	25,10	38,45	1,53
8	84,00	0,30	7,67	1,95	0,33	0,079	10,64	7,98	27,18	41,05	1,51
9	85,65	–	9,2	1,7	0,36	0,079	9,89	9,72	29,65	44,48	1,50
Среднее	85,95	0,12	9,33	1,46	0,38	0,08	9,87	7,90	26,92	40,90	1,52

Таблица 3

Степень извлечения основных элементов при выплавке рафинированного ферромарганца, %

Table 3. Extraction rate of the basic elements at refined ferromanganese smelting, wt. %

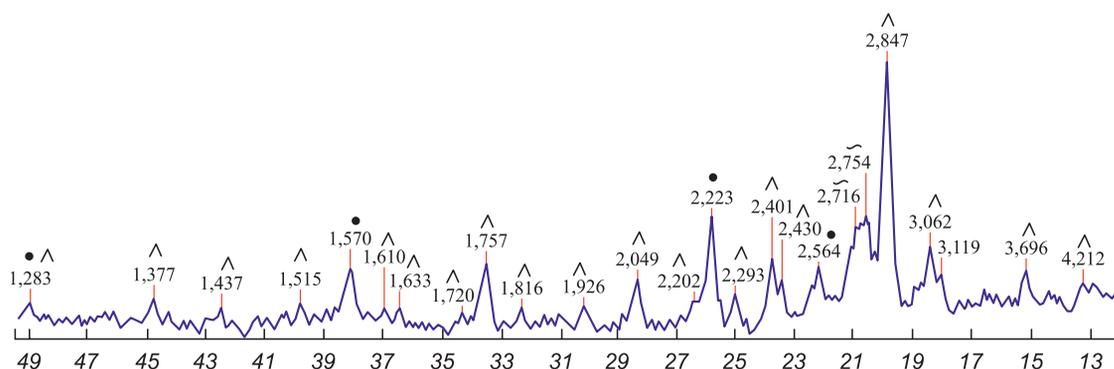
Продукт	Mn _{общ}	Mn _{руда}	Fe	Si	Al	Ca
Металл	75,0	60,0	91,0	20,7	5,5	–
Шлак	19,5	37,3	8,6	71,7	91,9	79,8
Улет	5,5	2,7	0,4	7,6	2,6	20,2

силиката α', так и внутри этих областей. Это дает основание предположить, что MnO выделяется в отдельную фазу одновременно с кристаллами Ca₂SiO₄ из жидкой фазы [13]. Также результаты рентгенофазовых исследований позволили установить, что в шлаке CaO, SiO₂ и Al₂O₃ образуют геленит (2CaO·Al₂O₃·SiO₂), который представляет собой твердый раствор, что предотвраща-

ет рассыпание шлака. Важно отметить, что MnO кристаллизуется также в виде изолированных включений манганозита [12, 14 – 19].

Полученные данные дают основание сделать вывод о технологической целесообразности организации производства рафинированного ферромарганца по разработанной технологии в масштабах мини-производства для обеспечения внутреннего рынка с последующей перспективой выхода на мировой рынок.

Себестоимость выплавки рафинированного ферромарганца по разработанной авторами технологической схеме можно определить после проведения опытно-промышленных испытаний. Далее, по результатам укрупненно-лабораторных плавов, провести ориентировочную оценку себестоимости среднеуглеродистого ферромарганца. Выполненный примерный расчет расходных коэффициентов рафинированного ферромарганца по традиционной и новой технологии представлен в табл. 4.



Рентгенограмма экспериментального шлака:
 ^ – геленит (Ca₂Al₂SiO₇); ~ – двухкальциевый силикат (Ca₂SiO₄); ● – манганозит (MnO)
 X-ray-gram of the experimental slag:
 ^ – helenite (Ca₂Al₂SiO₇); ~ – dicalcium silicate (Ca₂SiO₄); ● – manganosite (MnO)

Таблица 4

Расчет расходных коэффициентов на 1 т рафинированного ферромарганца по традиционной и новой технологии

Table 4. Calculation of consumption factors per 1 ton of refined ferromanganese according to traditional and new technologies

Статья	Традиционная			Разработанная		
	Нормы расхода	Цена, долл.	Сумма, долл.	Нормы расхода	Цена, долл.	Сумма, долл.
Марганцевый концентрат (48 % Mn), т	1,625	325	528	–	–	–
Марганцевая руда (30 % Mn), т	–	–	–	2,135	280	598
Силикомарганец MnC 17 (17/65), т	1,050	1150	1353	–	–	–
Алюмосиликомарганец, т	–	–	–	0,900	1147	1032
Известь 90 % CaO, т	0,530	265	140	0,506	265	134
Электроэнергия, кВт·ч	1575	0,08	126	1510	0,08	126
Электроды графитированные, т	0,02	1500	30	0,02	1500	30
Себестоимость сплава			2177			1920

Выводы

Доказана возможность выплавки среднеуглеродистого ферромарганца марок FeMn90C20 и FeMn90C20LP (ИСО 5446-80) с использованием комплексного восстановителя алюмосиликомарганца.

Введение АМС в качестве восстановителя позволяет эффективно проводить процесс металлургического восстановления (практически полное использование кремния 71,7 % и алюминия 91,9 % АМС), что повышает степень извлечения марганца из руды на 15,0 % по сравнению с силикотермическим процессом (55,0 %) [20] с последующим доведением до 75,0 %.

Вовлечение в металлургический передел при выплавке рафинированного ферромарганца сплава АМС позволяет полностью исключить традиционно используемый силикомарганец марки СМн 17 и СМн 26. При этом приближенная сравнительная экономическая оценка традиционной и разработанной технологии показывает, что себестоимость 1 т рафинированного ферромарганца по новой технологии будет на 257 долл. ниже, чем по традиционной.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Технология марганцевых ферросплавов. Ч. 2. Низкоуглеродистые сплавы / В.И. Жучков, Л.А. Смирнов, В.П. Зайко, Ю.И. Воронов. – Екатеринбург: УроРАН, 2008. – 442 с.
2. Рысс М.А. Производства ферросплавов. – М.: Металлургия, 1985. – 34 с.
3. Гасик М.И., Лякишев Н.П., Емлин Б.И. Теория и технология производства ферросплавов. – М.: Металлургия, 1988. – 784 с.
4. Садовский Н.Г., Гасик М.И. Об окислении кремния, растворенного в марганце // Известия АН СССР. 1976. № 6. С. 54 – 56.
5. Бобкова О.С. Силикотермическое восстановление металлов. 2-ое изд., перераб. и доп. – М: Металлургия, 1990. – 187 с.
6. Schurman E. Das Gleichgewicht zwischen Schlacke und Metall bei der Erzeugung von Ferromangan mit neidrigen kohlen gehalten // Stahl und Eisen. 1978. Bd. 98. No. 25. S. 1359 – 1360.
7. Гасик М.И., Лякишев Н.П. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов. – М.: Интермет Инжиниринг, 1999. – 764 с.
8. Еремин Н.И., Дергачев А.Л. Экономика минерального сырья. – М.: МГУ, 2007. – 504 с.
9. Леонтьев Л.И., Жучков В.И., Смирнов Л.А. и др. Производство ферросплавов в мире и России // Сталь. 2007. № 3. С. 43 – 47.
10. Байсанов С.О. Закономерности фазовых равновесий в металлургических системах и разработка на их основе эффективных технологий выплавки ферросплавов: Дис. ... док. техн. наук. – Караганда: ХМИ, 2002. – 295 с.
11. Пат. 26606 РК. Способ получения рафинированного ферромарганца // М.Ж. Толымбеков, С.О. Байсанов, А.С. Байсанов и др. Опул. 25.12.2012.
12. Габдуллин Т.Г., Такенов Т.Д., Байсанов С.О., Букетов Е.А. Физико-химические свойства марганцевых шлаков. – Алма-Ата: Наука, 1984. – 92 с.
13. Есенгалиев Д.А., Байсанов А.С., Султангазиев Р.Б. и др. Фазовый состав шлаков производства рафинированного ферромарганца // Фундаментальные и прикладные науки сегодня. Матер. II Междунар. науч.-практ. конф. 19 – 23 декабря 2013 г. – М., С. 161 – 163.
14. Гасик М.И. Особенности кристаллической структуры стабилизированного ортосиликата кальция как минеральной фазы – офлюсованного марганцевого агломерата. – В кн.: Физико-химические исследования малоотходных процессов в электротермии. – М.: Наука, 1985. С. 7 – 21.
15. Чепеленко Ю.В. Исследование процесса извлечения марганца из отвальных шлаков // Металлургия и коксохимия. 1966. № 3. С. 96 – 106.
16. Хитрик С.И., Ем А.П., Гасик М.И., Кравченко В.А. Комплексное использование марганцевых шлаков // Развитие ферросплавной промышленности в СССР. – Киев: НТО ЧМ УССР, 1961. С. 141 – 147.
17. Зайко В.П., Верушкин В.В., Воронов Ю.И. Извлечение марганца из шлаков отходов производства ферросиликомарганца // Электрометаллургия. 2003. № 12. С. 27 – 32.
18. Вагин В.В., Зубанов В.Т., Величко Б.Ф. и др. Изделия из огненно-жидких шлаков производства силикомарганца – эффективные заменители металла, цемента, огнеупорного материала // Сталь. 1993. № 11. С. 35 – 39.
19. Шульц Ю.А., Гасик М.И., Шрамко М.С. и др. Использование отвальных шлаков производства металлического марганца при выплавке стали // Сталь. 1984. № 9. С. 37 – 39.
20. Величко Б.Ф., Гаврилов В.А., Гасик М.И. и др. Металлургия марганца Украины / Под ред. М.И. Гасика. – Киев: Техника, 1996. – 472 с.

Поступила 5 февраля 2018 г.

IZVESTIYA VUZov. CHERNAYA METALLURGIYA = IZVESTIYA. FERROUS METALLURGY. 2018. Vol. 61. No. 9, pp. 689–694.

DEVELOPMENT OF SMELTING TECHNOLOGY OF REFINED FERROMANGANESE WITH SPECIAL COMPLEX REDUCING AGENTS

S.O. Baisanov¹, A.S. Baisanov¹, A.Z. Isagulov², D.A. Esengaliev², N.I. Ospanov²

¹Chemical-Metallurgical Institute named after Zh. Abishev, Karaganda, Republic of Kazakhstan

²Karaganda State Technical University, Karaganda, Republic of Kazakhstan

Abstract. The role of manganese in the production of steel is exceptionally high. A feature of the silicothermic process of obtaining refined ferromanganese is the large loss of manganese with waste slag. When waste slag is cooled, it crumbles to form a fine dust due to the polymorphic transformation of calcium orthosilicate $\beta\text{-Ca}_2\text{SiO}_4 \rightarrow \gamma\text{-Ca}_2\text{SiO}_4$ at temperature of 450 – 470 °C with an increase in volume by 12.3 %. As

the volume increases, considerable internal stresses appear inside the slag, which leads to dispersion of the slags into finely dispersed state during their cooling. This work is devoted to improving the technology of smelting refined ferromanganese grades, using special complex reducing agents. Experiments have been carried out to simulate the smelting process of refined ferromanganese in an ore-thermal refining furnace RCO-0.1 MVA using aluminosilicomanganese (ASM). The technological modes of the smelting process are established, i.e. optimal composition of charge. Charge went evenly without collapses and emissions. The stability of the current load was observed. Thus, the principal possibility of obtaining a refined ferromanganese with the use of a complex ASM alloy as a reducing agent was proved by the large-laboratory experimental melting. The use of ASM as a reducing agent, instead of ferrosilicomanganese, is due to the sufficient content of sili-

con and aluminum in it. The presence of chemical compounds and solid solutions of iron, silicon and aluminum in ASM should significantly reduce losses of silicon and aluminum for oxidation processes when interacting with air oxygen. And involving ASM alloy in the metallurgical redistribution, in refined ferromanganese smelting, instead of expensive ferrosilicomanganese will make it possible to obtain an alloy with high added value and with the best technological parameters, due to the presence of additional aluminum in it. The results of X-ray phase studies of slag samples show that the mineralogical components are gellenite, dicalcium silicate and manganosite. It is noted that gellenite in them is the dominant phase, which is a solid solution, preventing the dispersion of slag. As a result of the theoretical and experimental studies, the tasks have been solved - the smelting technology of refined ferromanganese was developed and tested using a special complex reducing agent – ASM.

Keywords: refined ferromanganese, aluminosilicomanganese, ferrosilicomanganese, refining furnace, metallothermy, slag, X-ray phase analysis.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-689-694

REFERENCES

- Zhuchkov V.I., Smirnov L.A., Zaiko V.P., Voronov Yu.I. *Tekhnologiya margantsevykh ferrosplavov. Ch. 2. Nizkouglerodistyie splavy* [Technology of manganese ferroalloys. Part 2. Low-carbon alloys]. Ekaterinburg: UroRAN, 2008, 442 p. (In Russ.).
- Ryss M.A. *Proizvodstva ferrosplavov* [Production of ferroalloys]. Moscow: Metallurgiya, 1985, 34 p. (In Russ.).
- Gasik M.I., Lyakishev N.P., Emlin B.I. *Teoriya i tekhnologiya proizvodstva ferrosplavov* [Theory and technology of ferroalloy production]. Moscow: Metallurgiya, 1988, 784 p. (In Russ.).
- Sadovskii N.G., Gasik M.I. On the oxidation of silicon dissolved in manganese. *Izvestiya AN SSSR*. 1976, no. 6, pp. 54-56. (In Russ.).
- Bobkova O.S. *Silikotermicheskoe vosstanovlenie metallov* [Silicothermic reduction of metals]. Moscow: Metallurgiya, 1990, 187 p. (In Russ.).
- Schurman E. Das Gleichgewicht zwischen Schlake und Metall bei der Erzengeng von Ferromangan mit neidrigen kohlen gehalten. *Stahl und Eisen*. 1978, Bd. 98, no. 25, S. 1359–1360. (In Germ.)
- Gasik M.I., Lyakishev N.P. *Teoriya i tekhnologiya elektrometallurgii ferrosplavov* [Theory and technology of ferroalloys electrometallurgy]. Moscow: Internet Inzhiniring, 1999, 764 p. (In Russ.).
- Eremin N.I., Dergachev A.L. *Ekonomika mineral'nogo syr'ya* [Economy of mineral raw materials]. Moscow: MGU, 2007, 504 p. (In Russ.).
- Leont'ev L.I., Zhuchkov V.I., Smirnov L.A., Dashevskii, V.Ya. Global and Russian ferroalloy production. *Steel in Translation*. 2007, vol. 37, no. 3, pp. 283–287.
- Baisanov S.O. *Zakonomernosti fazovykh ravnovesii v metallurgicheskikh sistemakh i razrabotke na ikh osnove effektivnykh tekhnologii vyplavki ferrosplavov: dis. ... doktora tekhn. nauk* [Regularities of phase equilibria in metallurgical systems and development of effective technologies for the smelting of ferroalloys on their basis: Dr. Tech. Sci. Diss.]. Karaganda: KhMI, 2002, 295 p. (In Russ.).
- Tolyzbekov M.Zh., Baisanov S.O., Baisanov A.S., Esengaliev D.A., Mukhambetgaliev E.K., Samuratov E.K., Salina V.A. *Sposob polucheniya rafinirovannogo ferromargantsa* [Method for refined ferromanganese production]. Pat. RK no. 26606. Published 25.12.2012. (In Russ.).
- Gabdullin T.G., Takenov T.D., Baisanov S.O., Buketov E.A. *Fiziko-khimicheskie svoystva margantsevykh shlakov* [Physical-chemical properties of manganese slags.]. Alma-Ata: Nauka, 1984, 92 p. (In Russ.).
- Esengaliev D.A., Baisanov A.S., Sultangaziev R.B., Zhumagaliev E.U., Kelamanov B.S. Phase composition of slags of refined ferromanganese production. In: *Fundamental'nye i prikladnye nauki segodnya. Materialy II mezhdunarodnoi nauchno-prakticheskoi konferentsii: 19-23 dekabrya 2013 g. Moskva* [Fundamental and applied sciences today. Materials of the 2nd Int.Sci. and Pract. Conf. December 19-23, 2013, Moscow]. Moscow, pp. 161–163. (In Russ.).
- Gasik M.I. Features of the crystalline structure of stabilized calcium orthosilicate as a mineral phase - fluxed manganese agglomerate. In: *Fiziko-khimicheskie issledovaniya malootkhodnykh protsessov v elektrotermii* [Physic-chemical studies of low-waste processes in electrothermy]. Moscow: Nauka, 1985, pp. 7–21. (In Russ.).
- Chepelenko Yu.V. Research of extraction process of manganese from waste slag. *Metallurgiya i koksokhimiya*. 1966, no. 3, pp. 96–106. (In Russ.).
- Khitrik S.I., Em A.P., Gasik M.I., Kravchenko V.A. Complex use of manganese slags. In: *Razvitie ferrosplavnoi promyshlennosti v SSSR* [Development of ferroalloy industry in the USSR]. Kiev: NTO ChM USSR, 1961, pp. 141–147. (In Russ.).
- Zaiko V.P., Verushkin V.V., Voronov Yu.I. Extraction of manganese from waste slags of ferrosilicomanganese production. *Elektrometallurgiya*. 2003, no. 12, pp. 27–32. (In Russ.).
- Vagin V.V., Zubanov V.T., Velichko B.F. etc. Products made from fiery-liquid slags of silicomanganese production as effective substitutes for metal, cement and refractory material. *Stal'*. 1993, no. 11, pp. 35–39. (In Russ.).
- Shul'ts Yu.A., Gasik M.I., Shramko M.S. etc. The use of waste slags for production of metallic manganese in steel smelting. *Stal'*. 1984, no. 9, pp. 37–39. (In Russ.).
- Velichko B.F., Gavrilov V.A., Gasik M.I. etc. *Metallurgiya margantsa Ukrainy* [Manganese metallurgy in Ukraine]. Gasik M.I. ed. Kiev: Tekhnika, 1996, 472 p. (In Russ.).

Information about the authors:

S.O. Baisanov, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Director
A.S. Baisanov, Cand. Sci. (Eng.), Head of the Laboratory of Pyrometallurgical Processes
A.Z. Isagulov, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Vice President
D.A. Esengaliev, Cand. Sci. (Eng.), Doctoral (dauralga@mail.ru)
N.I. Ospanov, Cand. Sci. (Eng.), Doctoral

Received February 5, 2018

УДК 669.15 – 198

ПОЛУЧЕНИЕ КОМПЛЕКСНОГО СПЛАВА ИЗ ВЫСОКОКРЕМНИСТОЙ МАРГАНЦЕВОЙ РУДЫ И ВЫСОКОЗОЛЬНЫХ УГЛЕЙ КАЗАХСТАНА

Мухамбетгалиев Е.К.¹, к.т.н., ведущий научный сотрудник лаборатории «Металлургические расплавы» (mg._west@inbox.ru)

Есенжулов А.Б.², к.т.н., президент

Роцин В.Е.³, д.т.н., профессор кафедры «Пирометаллургические и литейные технологии»

¹Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
(100009, Республика Казахстан, Караганда, ул. Ермакова, 63)

²АО «ТНК «Казхром»
(030008, Республика Казахстан, Актобе, ул. М. Маметовой, 4 «А»)

³Южно-Уральский Государственный университет
(454080, Россия, Челябинск, пр. Ленина, 76)

Аннотация. Приведены результаты разработки теоретических и технологических основ получения комплексного кремний-алюминий-марганцевого сплава из высококремнистой марганцевой руды, высокозольных углей Карагандинского и Тениз-Коржункольского угольных бассейнов (угольных месторождений Борлы и Сарыадыр), кварцита месторождения Тектурмас и длиннопламенного угля месторождения Шубарколь. Проведением термодинамически-диаграммного анализа четырехкомпонентной системы Fe–Si–Al–Mn, построенного на основе справочных данных и рассчитанных термодинамических данных (для соединений с неизвестными термодинамическими данными) создана математическая модель фазовой структуры. Составы алюмосиликомарганца, полученного из углей Карагандинского и Тениз-Коржункольского угольных бассейнов, в отличие от сплава АМС из экибастузских углей, сдвинуты в области тетраэдров с относительно большими объемами. Данный факт свидетельствует об их повышенной устойчивости и технологической предсказуемости. Результаты проведенных серий экспериментальных испытаний в руднотермической печи показали возможность получения сплава алюмосиликомарганец регулируемого химического состава с использованием высокозольных углей месторождений Борлы и Сарыадыр, некондиционной высококремнистой марганцевой руды месторождения Западный Камыс с добавкой в шихту длиннопламенного угля месторождения Шубарколь и кварцита месторождения Тектурмас непрерывным бесшлаковым способом. Химический состав сплава регулировали добавкой марганцевой руды в навеску шихтовых материалов. Получен комплексный сплав с химическим составом, % (по массе): 32 – 53 Si; 15,5 – 25,0 Al; 12 – 32 Mn; 8 – 20 Fe; 0,02 – 0,05 P; 0,2 – 0,5 C. Полученный металл не рассыпается в порошок при хранении. Это обеспечивается низким содержанием фосфора и высоким содержанием алюминия (более 10 %). Определены фазовые составляющие опытного сплава. Использование отвальных высокозольных углей, некондиционных марганцевых руд и полное исключение кокса обеспечивают низкую себестоимость сплава. Комплексный сплав предлагается применять для раскисления и легирования стали, а также в качестве восстановителя при получении рафинированных сортов ферромарганца.

Ключевые слова: высокозольный уголь, высококремнистая марганцевая руда, термодинамически-диаграммный анализ, металлическая система, петрографический анализ, плавка, алюмосиликомарганец, фазовый состав сплава.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-695-701

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время основная масса выплавляемой стали раскисляется и легируется ферросилицием, ферросиликомарганцем, чушковым алюминием и их механической смесью. Сокращение запасов богатых минеральных руд и ухудшение их качества приводит к увеличению себестоимости выплавляемых традиционных ферросплавов.

Казахстанскими учеными Химико-металлургического института им. Ж. Абишева (ХМИ) разрабатываются новые виды комплексных ферросплавов, которые производятся из высокозольных углей (углистых пород) и некондиционной руды. В этом направлении до 2000 г. были осуществлены работы по созданию технологии получения комплексных сплавов.

В настоящее время ХМИ им. Ж. Абишева является единственным научным учреждением, усиленно продвигающим идею вовлечения энергетических углей в черную металлургию. Одним из результатов является одностадийная технология электротермического производства сплава – ферросиликоалюминий (ФСА) из отходов угледобычи [1 – 6], выплавляемого в промышленном масштабе такими предприятиями, как «Павлодарский тракторный завод» ПФ ТОО «KSP-Steel» (Павлодар) и ТОО «Экибастузский мини-завод ТОО «АиК» (Экибастуз). Опытные испытания по обработке низколегированной стали с использованием ФСА были проведены в условиях металлургического завода Çolakoğlu Metallurgy Inc. (Измит, Турция) в электросталеплавильной печи объемом 250 т. Полученные результаты показали улучшение качественных характеристик

стали в отличие от традиционного метода раскисления (ФС75 и вторичный алюминий АВ87).

ТЕОРЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ

Технология получения комплексного кремний-алюминий-марганцевого сплава – алюмосиликомарганец основана на использовании высокозольного угля, который не используется в промышленности из-за высокого содержания золы и некондиционных высококремнистых марганцевых руд, непригодных для получения стандартных марок марганцевых ферросплавов.

При применении высокозольных углей в качестве восстановителя для выплавки комплексного сплава повышенная зольность перестает быть отрицательным фактором в виду присутствия в них оксидов кремния (55–60 % SiO_2) и алюминия (30–35 % Al_2O_3). Содержание в высокозольном угле 25–37 % твердого углерода, а также низкое содержание серы и фосфора характеризует угли как ценное сырье. Переработка некондиционных марганцевых руд одностадийным бесшлаковым методом на комплексные сплавы является более универсальной, чем переработка на марганцевые сплавы через обогащение. Запасы некондиционного марганцевого сырья в Казахстане огромны [7, 8].

Ранее проводились опыты по выплавке сплава алюминий-марганец-кремний (АМС) бесшлаковым способом [9, 10]. Сплав АМС, полученный электротермической плавкой джездинской марганцевой руды и экибастузского угля, имел следующий химический состав, %: 25–40 Mn; 30–40 Si; 6–12 Al; 0,8–1,25 P; остальное Fe. Применение сплава АМС, полученного электротермическим способом, для раскисления спокойных марок стали взамен обычно применяемых раскислителей показало его эффективность за счет более высокой раскислительной способности.

Однако, несмотря на указанные преимущества, сплав АМС [9] при остывании рассыпался до порошкообразного состояния из-за выделения фосфина, т. е. требовались дополнительные затраты на последующее брикетирование. Из-за непостоянства состава сплава и несоответствия содержания хотя бы одного из ведущих элементов (марганца или кремния) содержанию в стандартных (традиционных) ферросплавах (силикомарганец или ферросилиций) сплав АМС не получил широкого внедрения в сталеплавильной промышленности. Более приемлемым может быть повышение содержания кремния в сплаве до уровня 40–50 %. При этом марганец и алюминий могут исполнять роль легирующих компонентов и их содержание можно варьировать в различных марках сплава с шагом в 5 или 10 %.

При разработке технологии получения алюмосиликомарганца были использованы теоретические исследования с использованием термодинамически-диаграммного анализа (ТДА) многокомпонентных систем,

усовершенствованного учеными ХМИ им. Ж. Абишева. Для определения площади желаемого состава металла методом ТДА проведены теоретические исследования по установлению фазового строения системы Fe–Si–Al–Mn на основе следующих тройных подсистем: Fe–Si–Al; Fe–Si–Mn; Fe–Al–Mn и Si–Al–Mn [11–20]. Практическое применение результатов ТДА к составам различных марок алюмосиликомарганца сводится к нахождению элементарных тетраэдров, внутри которых ограничиваются их составы. Согласно результатам ТДА, металлическая система Fe–Si–Al–Mn, моделирующая составы различных марок алюмосиликомарганца, состоит из 22 элементарных тетраэдров. Разбивка общей системы проведена с учетом конгруэнтно плавящихся соединений и объединением метастабильных коннод инконгруэнтных компонентов в стабильные тетраэдры. Сумма относительных объемов элементарных тетраэдров равна единице (1,000000), что подтверждает верность осуществленной тетраэдрации.

Установлено, что богатый по содержанию алюминия алюмосиликомарганец, полученный из высокозольных углей и высококремнистых марганцевых руд, расположен в области соединений $\text{FeAl}_3\text{–Al–Si–Mn}_{11}\text{Si}_{19}$, а составы бедного по содержанию алюминия алюмосиликомарганца в области соединений $\text{Fe}_2\text{Al}_5\text{–FeSi}_2\text{–Si–Mn}_{11}\text{Si}_{19}$. Составы алюмосиликомарганца из углей Карагандинского и Тениз-Коржункольского угольных бассейнов, в отличие от сплава АМС из экибастузских углей, сдвинуты в области тетраэдров с относительно большими объемами. Данный факт свидетельствует об их повышенной устойчивости и технологической предсказуемости.

Результаты изучения минералогического состава углистого сырья различных угольных месторождений, имеющих соответствующий химический состав золы, показали, что для выплавки алюмосиликомарганца наиболее технологичными являются высокозольные угли месторождений Борлы и Сарыадыр Карагандинского и Тениз-Коржункольского угольных бассейнов. Угли этих месторождений обладают высокой температурой плавления золы, благоприятным петрографическим составом, пониженной склонностью к спеканию и сравнительно низким значением электропроводности [21].

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

На основе вышеприведенных теоретических разработок были проведены шесть крупномасштабных лабораторных испытаний по выплавке сплава алюмосиликомарганец в зависимости от используемого шихтового материала и их соотношения. В каждой кампании были опробованы по 3–4 варианта состава шихты.

В качестве восстановителя и основного источника кремния и алюминия использовали высокозольные угли угольных бассейнов Экибастузского, Карагандинского

(Борлы) и Тениз-Коржункольского (Сарыадыр). Также была исследована возможность применения длиннопламенного угля месторождения Шубарколь. Источником марганца служила высококремнистая марганцевая руда месторождения Западный Камыс. Для регулирования технологического процесса плавки использовался кварцит месторождения Тектурмас.

Пробы для экспериментальных плавок были отобраны путем применения трехразового квартования и перемешивания. Химический состав и технический анализ шихтовых материалов был следующим:

- уголь экибастузский фракций +20 – 40 мм с техническим составом: A^a – 47,17 %; V^a – 18,25 %; W^a – 3,2 % и с химическим составом золы угля: SiO_2 – 58,68 %; Al_2O_3 – 28,94 %; CaO – 3,0 %; MgO – 1,0 %; $P_{общ}$ – 0,13 %;

- высокозольный уголь месторождения Борлы фракций +20 – 40 мм с техническим составом: A^a – 48,90 – 53,43 %; V^a – 17,0 – 18,50 %; W^a – 0,44 – 1,50 %, с химическим составом золы угля: SiO_2 – 50,75 – 62,10 %; Al_2O_3 – 34,50 – 39,50 %; CaO – 1,50 %; MgO – 0,54 %; $P_{общ}$ – 0,01 – 0,03 %; $Fe_{общ}$ – 1,17 – 1,70 %;

- высокозольный уголь месторождения Сарыадыр фракций +20 – 40 мм с техническим составом: A^a – 44,20 %; V^a – 20,70 %; W^a – 1,80 %, с химическим составом золы угля: SiO_2 – 61,30 %; Al_2O_3 – 28,70 %; CaO – 1,40 %; MgO – 1,0 %; $P_{общ}$ – 0,02 %; $Fe_{общ}$ – 4,60 %;

- длиннопламенный уголь месторождения Шубарколь фракций +10 – 40 мм с техническим составом: A^a – 2,77 %; V^a – 36,44 %; W^a – 1,70 %, с химическим составом золы угля: SiO_2 – 57,04 %; Al_2O_3 – 21,10 %; CaO – 2,80 %; MgO – 1,90 %; $P_{общ}$ – 0,02 %; $Fe_{общ}$ – 6,3 %;

- марганцевая руда месторождения Западный Камыс фракций +10 – 25 мм, с химическим составом: SiO_2 – 30,44 – 39,52 %; Al_2O_3 – 2,08 – 3,20 %; CaO – 0,74 %; MgO – 0,39 %; $Mn_{общ}$ – 26,23 %; $P_{общ}$ – 0,03 %; $Fe_{общ}$ – 1,88 – 7,37 %; W^a – 2,80 %;

- кварцит месторождения Тектурмас фракций +10 – 25 мм, с химическим составом: SiO_2 – 97,0 %; Al_2O_3 – 0,70 %; CaO – 0,80 %; MgO – 0,02 %; $P_{общ}$ – 0,03 %; $Fe_{общ}$ – 0,40 %; W^a – 0,10 %.

Технологические исследования процесса получения алюмосиликомарганца проводили в крупно-лабораторной руднотермической однофазной электропечи с трансформатором мощностью 200 кВ·А. Электропечь двухэлектродная, причем один электрод закоксован в подине подовой массой, т. е. электропечь имеет строение, подобное электропечи типа «Миге». Температура дугового разряда 2500 – 4500 °С обеспечивалась графитовым электродом диаметром 150 мм. Электропечь футерована шамотным кирпичом. Подина печи выполнена из набивной подовой массы, подвергшейся коксованию в течение 8 ч под током с периодическим отключением печи. Трансформатор электропечи имеет четыре ступени напряжения: 18,4; 24,5; 36,8 и 49,0 В. Разогрев электропечи производили для каждой кампании в течение 12 ч на коксовой подушке в качестве про-

водника электрического тока и сохранения подины. По завершении периода разогрева электропечь полностью очищали от остатков коксовой подушки.

В период проведения экспериментов работали на ступенях напряжения 24,4, 36,6 и 49,0 В. Плавку проводили непрерывным способом с загрузкой шихты небольшими порциями по мере усадки колошника с периодическим выпуском металла через каждые 2 ч в чугунные изложницы. Открытие летки производили железным прутом, либо электропрожигом. Металл каждого выпуска взвешивали, после чего отбирали пробы для определения химического состава.

Целью работы было выявление возможности получения алюмосиликомарганца из новых видов неиспользуемых высокозольных углей и некондиционных высококремнистых марганцевых руд, а также отработка стабильного и легко регулируемого бесшлакового процесса. Плавку алюмосиликомарганца проводили по разработанной технологии коллективом ученых ХМИ им. Ж. Абишева.

РЕЗУЛЬТАТЫ И ОБСУЖДЕНИЕ

Процесс плавки комплексного сплава с использованием в качестве восстановителя экибастузского угля и марганцевой руды месторождения Западный Камыс характеризовался относительной стабильностью и спеканием колошника. Последнее связано с микрокомпонентным составом и температурой плавления золы угля. Для корректировки процесса плавки необходимо было переходить с 36,8 В на более низкую ступень напряжения 24,5 В. Полученный комплексный сплав с химическим составом, %: 29,5 – 33,43 Si; 1,62 – 6,88 Al; 34,30 – 52,23 Mn; 0,62 C; 0,5 – 0,8 P, остальное Fe после остывания рассыпался до порошкообразного состояния из-за выделения фосфина.

С целью апробации новых видов восстановителей были проведены испытания по выплавке алюмосиликомарганца с использованием в шихте высокозольных углей месторождений Борлы и Сарыадыр, длиннопламенного угля месторождения Шубарколь, высококремнистой марганцевой руды месторождения Западный Камыс. Для корректировки состава сплава по содержанию кремния в отдельных случаях использовали кварцит месторождения Тектурмас. Работа печи в целом характеризовалась равномерной газопроницаемостью шихты на колошнике по всей поверхности, глубокой посадкой электрода и устойчивым электрическим режимом. Шихта сходилась самосходом. Разделка леточного отверстия не вызывала затруднений, металл выходил активно. Определено, что спекаемость борлинского высокозольного угля, в отличие от экибастузских углей, незначительна. Это является следствием тугоплавкости золы высокозольного угля и его низкой электропроводности. Выплавка алюмосиликомарганца с использованием высокозольных углей месторождения Сарыадыр

отличается полным отсутствием спекания колошника. Поплавочный химический состав сплава, полученного с использованием высокозольных углей месторождения Борлы разной зольности и марганцевой руды месторождения Западный Камыс без добавок в шихту кварцита, приведен в табл. 1.

Процесс плавки алюмосиликомарганца бесшлаковый, однако при неправильной дозировке шихты (при недостатке углерода) незначительное количество шлака (до 5 % массы металла) появляется в виде налета на слитке сплава. При избытке восстановителя в навеске шихты происходит ухудшение технологии плавки, выражающееся в неглубокой посадке электрода и накоплении карбидов в ванне печи с последующим зарастанием тигля.

В результате проведенных испытаний с использованием новых видов восстановителей получено 780 кг комплексного сплава с химическим составом, % (по массе): 32 – 53 Si; 15,5 – 25 Al; 12 – 32 Mn; 8 – 20 Fe; 0,02 – 0,05 P; 0,2 – 0,5 C (рис. 1). Состав сплава регулируемый. Химический состав регулировали добавкой марганцевой руды в колошу шихтовых материалов.

Полученный сплав алюмосиликомарганец не подвержен явлению саморассыпания вследствие низкого содержания фосфора. Степень извлечения основных элементов в состав сплава составила, %: 75,2 – 87,5 Si; 71,5 – 82,3 Al; 88,7 – 90,5 Mn. Удельный расход шихтовых материалов на 1 т сплава в зависимости от химического состава: высокозольного угля 2,5 – 3,2 т и высококремнистой марганцевой руды 0,8 – 1,8 т. При этом расход электроэнергии в зависимости от получаемого состава сплава варьировался в интервале 6,0 – 8,5 МВт·ч/т [22].

С целью изучения микроструктуры и фазового состава опытного сплава была проведена металлографическая и рентгенофазовая оценка. Исследование проведено на оптическом и сканирующем электронном микроскопе JEOL-7001F и на дифрактометре ДРОН-4-07. Полученные результаты показали, что основными фазами являются чистый кремний (структурно-свободный кремний) и фазы, в которых присутствуют алюминий, кремний и железо в соотношениях, соответствующих формулам $Al_2Fe_3Si_4$, $Al_{2,7}FeSi_{2,3}$, Fe_2Si , $MnSi$ и $FeSi$ (алюмосилициды и силициды марганца и желе-

Таблица 1

Поплавочный химический состав сплава алюмосиликомарганец

Table 1. Chemical composition of AMS alloy for every melting

Номер выпуска	Содержание компонентов, % (по массе)						Выход металла, кг
	Si	Al	Mn	Fe	P	C	
11	40,07	17,62	25,91	9,50	0,051	0,34	4,4
12	41,93	16,24	26,16	8,13	0,068	0,36	3,7
14	47,22	16,90	22,59	10,13	0,059	0,34	4,5
15	51,10	17,86	23,17	6,25	0,054	0,30	3,9
16	45,84	22,13	20,16	7,75	0,051	0,27	7,0
17	53,08	22,81	17,05	5,50	0,041	0,29	5,2
18	47,71	20,85	22,81	8,13	0,044	0,32	4,2
20	45,84	21,70	19,71	8,63	0,038	0,33	2,5
21	45,96	23,84	19,81	8,75	0,037	0,26	7,1
22	50,24	23,54	18,83	6,13	0,036	0,22	4,5
23	44,92	21,43	17,28	12,13	0,036	0,90	8,5
24	44,68	20,85	20,49	7,63	0,031	0,61	5,7
25	42,96	20,66	19,72	9,63	0,034	0,54	3,2
27	43,82	20,74	14,18	12,38	0,044	0,53	9,5
28	44,66	21,61	14,62	11,38	0,054	0,39	10,0
29	42,23	19,24	18,91	15,10	0,050	0,36	8,0
30	47,21	19,46	14,83	10,13	0,039	0,41	7,9
31	50,90	20,88	14,83	10,60	0,005	0,80	8,1
32	55,53	22,39	12,25	8,40	0,004	0,98	4,5
33	51,82	15,32	12,14	16,70	0,004	0,91	4,0
34	48,21	20,54	11,68	16,95	0,004	0,88	5,7
35	44,06	26,72	10,39	16,70	0,043	0,23	5,7



Рис. 1. Сплав алюмосиликомарганец

Fig. 1. AMS alloy

за) (рис. 2, табл. 2) [23]. Из данных табл. 2 следует, что в общей площади микрошлифа в значительных количествах содержатся кремний, алюминий, углерод, присутствуют также марганец, железо и в незначительном количестве кальций (точки анализа 1, 2, 3). В спектре 3 наблюдается высокое содержание кремния, алюминия, марганца и железа, что объясняется скоплением алюмосиликатов и силицидов марганца и железа. В спектре 5 наблюдается явно выраженное присутствие карбидов кремния, объясняемое легкой закарбиженностью сплава, что в свою очередь показывает возможность получения данного сплава при некотором избытке восстановителя в навеске шихтовых материалов. Необходимо отметить, что из-за специфики проведения экспериментов, в полученных результатах на сканирующем электронном микроскопе содержание углерода во всех пробах было немного завышенным.

Таблица 2

Химический состав фаз (ат. %) в точках анализа (рис. 2)

Table 1. Chemical composition of phases (in atomic %) at the analysis points (Fig. 2)

Номер спектра	C	Al	Si	Ca	Mn	Fe
1	29,5	17,3	44,5	0,6	5,9	2,2
2	38,4	15,1	45,8	0,2	0,2	0,2
3	28,6	10,7	35,8	0	18,7	6,2
4	21,5	29	35,6	0	9,7	4,2
5	33,3	0,2	66,4	0	0	0,1



Рис. 2. Микроструктура сплава

Fig. 2. Microstructure of the alloy

Результаты проведенных серий экспериментальных испытаний показали принципиальную возможность получения алюмосиликомарганца регулируемого химического состава с высоким содержанием алюминия из новых видов низкофосфористых высокозольных углей и некондиционной высококремнистой марганцевой руды.

Выводы

Эксперименты, проведенные в руднотермической печи, показали возможность получения сплава алюмосиликомарганец с использованием высокозольных углей месторождений Борлы и Сарыадыр, некондиционной высококремнистой марганцевой руды месторождения Западный Камыс с добавкой в шихту длиннопламенного угля месторождения Шубарколь и кварцита непрерывным бесшлаковым способом.

Полученный металл не рассыпается в порошок при хранении. Это обеспечивается низким содержанием фосфора и высоким содержанием алюминия (более 10 %).

Использование отвальных высокозольных углей, некондиционных марганцевых руд и полное исключение использования кокса обеспечивают низкую себестоимость сплава. Определены фазовые составляющие опытного сплава. Этот сплав может найти применение при производстве стали, а также для получения рафинированных сортов ферромарганца.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Толымбеков М.Ж., Ахметов А.Б. Применение комплексных ферросплавов в металлургии // Сталь. 2007. № 8. С. 51 – 52.
2. Толымбеков М.Ж., Ахметов А.Б., Байсанов С.О. и др. Некоторые аспекты производства и применения комплексных ферросплавов в металлургии // Сталь. 2009. № 5. С. 34 – 37.

3. Бородаенко Л.Н., Такенов Т.Д., Габдуллин Т.Г. Электротермия комплексных сплавов с активными элементами. – Алма-Ата: 1990. – 120 с.
4. Szudio A., Jastrzebski R. Wybrane aspektu teoretyczne i praktyczne zastosowania ztoru FeSiAl w procesie obtleniania stali // Hutnik (PRL). 1981. Vol. 48. No. 8 – 9, P. 371 – 375.
5. Емлин Б.И., Манько В.А., Друинский М.И. и др. Выплавка ферросиликоалюминия из агломерированного боксита // Сталь. 1973. № 10. С. 903 – 904.
6. Манько В.А., Емлин Б.И., Гасик М.И. и др. Исследование и разработка технологии выплавки ферросиликоалюминия // Теория и практика получения и применения комплексных ферросплавов. – Тбилиси, 1974. С. 98 – 99.
7. Есенов Ш., Кунаев Д., Мухамеджанов С. Недра Казахстана. – Алма-Ата: Казахстан, 1968. – 468 с.
8. Друинский М.И., Жучков В.И. Получение комплексных ферросплавов из минерального сырья Казахстана. – Алма-Ата: Наука, 1988. – 208 с.
9. Медведев Г.В., Такенов Т.Д. Сплав АМС. – Алма-Ата: Наука, 1979. – 140 с.
10. Медведев Г.В., Волков С.С., Лаппо С.И. и др. Возможность производства сплава АМС из низкосортного сырья и использование его в металлургии // Сталь. 1970. № 7. С. 616 – 618.
11. Бережной А.С. Многокомпонентные системы окислов. – Киев: Наукова думка, 1970. – 544 с.
12. Процюк А.П., Карапетьянц М.Х. О термодинамическом исследовании процессов в многокомпонентных системах // Журнал прикладной химии. 1977. Т. 1. С. 169 – 171.
13. Свойства элементов: Справ. изд. – В 2-х книгах. Кн. 1 / Под ред. М.Е. Дрица. 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд. Дом «Руда и Металлы», 2003. – 448 с.
14. Морачевский А.Г., Сладков И.Б. Руководство к выполнению термодинамических расчетов. – Л.: ЛПИ им. М.И. Калинина, 1975. – 66 с.
15. Морачевский А.Г., Сладков И.Б. Термодинамические расчеты в металлургии: Справочник. – М: Металлургия, 1985. – 137 с.
16. Касенов Б.К., Алдабергенов М.К., Пашинкин А.С. и др. Методы прикладной термодинамики в химии и металлургии. – Караганда: Гласир, 2008. – 332 с.
17. Heath D.L. Mathematical treatment of multicomponent systems // Jour. Amer. Ceram. Soc. 1957. Vol. 40. No. 2. P. 50 – 53.
18. Денисов В.М., Пингин В.В., Антонова Л.Т. и др. Алюминий и его сплавы в жидком состоянии. – Екатеринбург: УрО РАН, 2005. – 267 с.
19. Моисеев Г.К., Ватолин Н.А., Трусов Б.Г. Термодинамическое моделирование в высокотемпературных неорганических системах. – М.: Металлургия, 1994. – 353 с.
20. Мухамбетгалиев Е.К., Байсанов С.О., Байсанов А.С. Термодинамически-диаграммный анализ системы Fe-Si-Al-Mn применительно к описанию составов комплексного сплава – алюмосиликомарганца // Электротермия. 2014. № 4. С. 30 – 35.
21. Мухамбетгалиев Е.К., Байсанов С.О., Байсанов А.С., Жиембаева Д.М. Петрографическая оценка высокозольных углей Центрального Казахстана на предмет пригодности для выплавки алюмосиликомарганца // Materials of the IX Int. Sci.-Prsct. Conf. «Unlimited Education and Science – 2013» – Przemysl: Naukaistudia, 2013. Vol. 45. С. 21 – 25.
22. Пат. 25108 РК. Шихта для выплавки алюмосиликомарганца в руднотермической печи / С.О. Байсанов, М.Ж. Толымбеков, Е.К. Мухамбетгалиев и др; заявка № 2010/1180.1, 24.09.2010.
23. Мухамбетгалиев Е.К., Байсанов С.О., Байсанов А.С., Рошин В.Е. Металлографическая и рентгенофазовая оценка сплава алюмосиликомарганца // Сб. тр. XVI Междунар. науч. конф. «Современные проблемы электротермии стали». – Челябинск-Магнитогорск, 05 – 09 октября 2015. Ч. 2. Изд. центр ЮУрГУ. С. 196 – 201.

Поступила 4 июня 2018 г.

IZVESTIYA VUZOV. CHERNAYA METALLURGIYA = IZVESTIYA. FERROUS METALLURGY. 2018. VOL. 61. NO. 9, PP. 695–701.

PRODUCTION OF COMPLEX ALLOY FROM HIGH-SILICON MANGANESE ORE AND HIGH-ASH COALS OF KAZAKHSTAN

E.K. Mukhambetgaliev¹, A.B. Esenzhulov², V.E. Roshchin³

¹Chemical-Metallurgical Institute named after Zh. Abishev, Karaganda, Republic of Kazakhstan

²JSC TNC Kazchrome, Aktobe, Republic of Kazakhstan

³South Ural State University, Chelyabinsk, Russia

Abstract. The article presents theoretical and technological foundations for the production of complex aluminosilicomanganese alloy (ASM) from high-silicon manganese ore, Karaganda high-ash coals and Teniz-Korzunkol coal basins (Borly and Saryadyr coal deposits), Tekturmas deposit quartzite and long-flame coal of Shubarkol field. Based on the reference data and calculated thermodynamic data (for compounds with unknown thermodynamic data), a mathematical model of the phase structure was constructed by conducting a thermodynamic-diagram analysis of four-component Fe–Si–Al–Mn system. The compositions of aluminosilicomanganese obtained from the coals of Karaganda and Teniz-Korzunkol coal basins, in contrast to ASM alloy from Eki-bastuz coals, are shifted in the region of tetrahedra with relatively large volumes. This fact indicates their increased stability and technological predictability. The results of the series of experimental tests carried out in an ore-thermal furnace has shown the possibility of obtaining an ASM alloy with controlled chemical composition using high-ash coals of Borly and Saryadyr fields, the substandard high-silica manganese ore of Zapadny Kamys field, addition of long-flame coal from Shubarkol deposit and quartzite of Tekturmas deposit to the mix by continuous slag-free process. Chemical composition of the alloy was

regulated by addition of manganese ore to the sample of charge materials. A complex alloy was obtained with the following chemical composition (% by mass): 32 – 53 % of Si; 15.5 – 25.0 % of Al; 12 – 32 % of Mn; 8 – 20 % of Fe; 0.02 – 0.05 % of P; 0.2 – 0.5 % of C. The resulting metal does not crumble into powder when stored. This is ensured by low phosphorus content and high aluminum content of more than 10 %. Phase components of the experimental alloy were determined. The use of dumping high-ash coals, substandard manganese ores and the complete elimination of coke use ensure a low cost of the alloy. It is proposed to use this alloy for deoxidation and alloying of steel, and also as a reducing agent in the production of refined ferromanganese grades.

Keywords: high-ash coal, high-silica manganese ore, thermodynamic-diagram analysis, metallic system, petrographic analysis, melting, aluminosilicomanganese (AlSiMn), phase composition of the alloy.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-695-701

REFERENCES

1. Tolymbekov M.Zh., Akhmetov A.B. Application of complex ferroalloys in metallurgy. *Stal'*. 2007, no. 8, pp. 51–52. (In Russ.).
2. Tolymbekov M.Zh., Akhmetov A.B., Baisanov S.O., Ogurtsov E.A., Zhiembaeva D.M. Production and use of complex ferroalloys in metallurgy. *Steel in Translation*. 2009, vol. 39, no. 5, pp. 416–419.
3. Borodaenko L.N., Takenov T.D., Gabdullin T.G. *Elektrotermiya kompleksnykh splavov s aktivnymi elementami* [Electrothermics of

- complex alloys with active elements]. Alma-Ata: 1990, 120 p. (In Russ.).
4. Szudio A., Jastrzebski R. Wybrane aspektu teoretyczne i praktyczne zastosowania ztoru FeSiAl w procesie obtleniania stali. *Hutnik (PRL)*. 1981, vol. 48, no. 8-9, pp. 371–375.
 5. Emlin B.I., Man'ko V.A., Druinskii M.I., Semenov V.E., Melikaev N.P. Ferrosilicoaluminum smelting of sintered bauxite. *Stal'*. 1973, no. 10, pp. 903–904. (In Russ.).
 6. Man'ko V.A., Emlin B.I., Gasik M.I. etc. Research and development of technology for the smelting of ferrosilicoaluminum. In: *Teoriya i praktika polucheniya i primeneniya kompleksnykh ferrosplavov* [Theory and practice of complex alloys production]. Tbilisi, 1974, pp. 98–99. (In Russ.).
 7. Esenov Sh., Kunaev D., Mukhamedzhanov S. *Nedra Kazakhstana* [Bowels of Kazakhstan]. Alma-Ata: Kazakhstan, 1968, 468 p. (In Russ.).
 8. Druinskii M.I., Zhuchkov V.I. *Poluchenie kompleksnykh ferrosplavov iz mineral'nogo syr'ya Kazakhstana* [Production of complex ferroalloys from mineral raw materials of Kazakhstan]. Alma-Ata: Nauka, 1988, 208 p. (In Russ.).
 9. Medvedev G.V., Takenov T.D. *Splav AMS* [ASM alloy]. Alma-Ata: Nauka, 1979, 140 p. (In Russ.).
 10. Medvedev G.V., Volkov S.S., Lappo S.I., Takenov T.D., Bukev E.A. etc. The possibility of producing ASM alloy from low-grade raw materials and its use in metallurgy. *Stal'*. 1970, no. 7, pp. 616–618. (In Russ.).
 11. Berezhnoi A.S. *Mnogokomponentnye sistemy okislov* [Multicomponent systems of oxides]. Kiev: Naukova dumka, 1970, 544 p. (In Russ.).
 12. Protsyuk A.P., Karapet'yants M.Kh. Thermodynamic study of processes in multicomponent systems. *Zhurnal prikladnoi khimii*. 1977, vol. 1, pp. 169–171. (In Russ.).
 13. *Svoystva elementov: Sprav. izd. V 2-kh kn. Kn. 1* [Properties of elements: Reference book. In 2 book. Book 1]. Drits M.E. ed. Moscow: ID Ruda i Metally, 2003, 448 p. (In Russ.).
 14. Morachevskii A.G., Sladkov I.B. *Rukovodstvo k vypolneniyu termodinamicheskikh raschetov* [Guide to the implementation of thermodynamic calculations]. Leningrad: LPI im. M.I. Kalinina, 1975, 66 p. (In Russ.).
 15. Morachevskii A.G., Sladkov I.B. *Termodinamicheskie raschety v metallurgii. Spravochnik* [Thermodynamic calculations in metallurgy. Directory]. Moscow: Metallurgiya, 1985, 137 p. (In Russ.).
 16. Kasenov B.K., Aldabergenov M.K., Pashinkin A.S. etc. *Metody prikladnoi termodinamiki v khimii i metallurgii* [Methods of applied thermodynamics in chemistry and metallurgy]. Karaganda: Glasir, 2008, 332 p. (In Russ.).
 17. Heath D.L. Mathematical treatment of multicomponent systems. *Jour. Amer. Ceram. Soc.* 1957, vol. 40, no. 2, pp. 50–53.
 18. Denisov V.M., Pingin V.V., Antonova L.T., Istomin S.A., Pastukhov E.A., Ivanov V.V. *Alyuminii i ego splavy v zhidkom sostoyanii* [Aluminum and its alloys in liquid state.] Ekaterinburg: UrO RAN, 2005, 267 p. (In Russ.).
 19. Moiseev G.K., Vatolin N.A., Trusov B.G. *Termodinamicheskoe modelirovanie v vysokotemperaturnykh neorganicheskikh sistemakh* [Thermodynamic modeling in high-temperature inorganic systems]. Moscow: Metallurgiya, 1994, 353 p. (In Russ.).
 20. Mukhambetgaliev E.K., Baisanov S.O., Baisanov A.S. Thermodynamic-diagram analysis of Fe-Si-Al-Mn system as applied to the description of compositions of ASM complex alloy. *Elektrometallurgiya*. 2014, no. 4, pp. 30–35. (In Russ.).
 21. Mukhambetgaliev E.K., Baisanov S.O., Baisanov A.S., Zhiembayeva D.M. Petrographic evaluation of high-ash coals of Central Kazakhstan for their suitability for aluminosilicomanganese smelting. In: *Materialy IX Miedzynarodowej Naukowi - praktycznej konferencji "Wyksztalcenie i nauka bez granic – 2013"* [Materials of the 9th Int. Sci.-Prsct. Conf. "Unlimited Education and Science – 2013"]. Przemysl: Nauka i studia, 2013, vol. 45, pp. 21–25.
 22. Baisanov S.O., Tolymbekov M.Zh., Mukhambetgaliev E.K., Baisanov A.S., Chekimbaev A.F., Esenzhulov A.B. *Shikhta dlya vylavki alyumosilikomargantsa v rudnotermicheskoi pechi* [Charge for smelting of aluminosilicomanganese in ore-thermal furnace]. Innovative patent of the Republic of Kazakhstan no. 25108. Application no. 2010 / 1180.1, 24.09.2010.
 23. Mukhambetgaliev E.K., Baisanov S.O., Baisanov A.S., Roshchin V.E. Metallographic and X-ray phase estimation of the aluminosilicomanganese alloy. In: *Sbornik trudov XVI mezhdunarodnoi nauchnoi konferentsii "Sovremennye problemy elektrometallurgii stali"* [Proc. of the 16th Int. Sci. Conf. "Modern Problems of Steel Electrometallurgy", Chelyabinsk-Magnitogorsk, October 05-09, 2015]. Vol. 2. Chelyabinsk-Magnitogorsk: Izdatel'skii tsentr YuUrGU, pp. 196–201.

Information about the authors:

E.K. Mukhambetgaliev, Cand. Sci. (Eng.), Leading Researcher of the Laboratory "Metallurgical Alloys" (mr._west@inbox.ru)

A.B. Esenzhulov, Cand. Sci. (Eng.), President

V.E. Roshchin, Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Chair "Pyrometallurgical and Foundry Technology"

Received June 4, 2018

УДК 669.162

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОГО ФЕРРОХРОМА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МОНОШИХТОВЫХ БРИКЕТОВ**Шабанов Е.Ж.**¹, Ph.D, заведующий лабораторией ферросплавов и процессов восстановления (ye.shabanov@gmail.com)**Избембетов Д.Д.**², к.т.н., профессор, зам. директора по науке**Байсанов С.О.**¹, д.т.н., профессор, заведующий лабораторией «Металлургические расплавы»**Шадиев М.Ф.**², директор¹Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева

(100009, Республика Казахстан, Караганда, ул. Ермакова, 63)

²ТОО «НТП «Инновационные технологии»

(030005, Республика Казахстан, Актобе, пр. Абылхаир хана 2, офис 44)

Аннотация. Представлены результаты крупнотоннажно-лабораторных исследований на базе Химико-металлургического института им. Ж. Абишева по установлению возможности применения моношихты для выплавки стандартного углеродистого феррохрома. Крупнотоннажно-лабораторные исследования проводились в руднотермической печи с мощностью трансформатора 200 КВА. Продолжительность опытной кампании составила девять суток. Были проведены испытания трех вариантов брикетов, содержащих в своем составе различные восстановители, в том числе: традиционная шихта (кокс Китайской Народной Республики (КНР) + спецкокс + борлинский уголь); брикеты с шубаркольским углем; брикеты с борлинским углем; брикеты с коксом КНР. В качестве сравнительного варианта использована традиционная технология с шихтовыми материалами без брикетирования. В общей сложности проведена 41 плавка. Испытания были начаты со сравнительного варианта, в качестве которого была выбрана технология, максимально приближенная к технологии на Актюбинском заводе ферросплавов. На традиционной шихте колошник работал без свистей с равномерным газовыделением по всей поверхности колошника. Извлечение хрома в славе составило 79,3 %. Переход на брикеты с шубаркольским углем в целом привел к интенсификации процесса с более устойчивой токовой нагрузкой. Увеличилась производительность печи до 165,9 кг Ст/сут за счет увеличения поверхности контакта реагирующих фаз в брикетах. При использовании брикетов с борлинском углем также были получены удовлетворительные технологические параметры процесса выплавки высокоуглеродистого феррохрома, извлечение хрома в металл составило 84,91 %. При использовании в шихте брикетов из руды фракции 0 – 10 мм и кокса КНР работа печи и состояние колошника не отличались от предыдущих периодов. Шихта сходила равномерно, без обвалов, разрушения брикетов на колошнике не наблюдалось, токовая нагрузка отличалась высокой устойчивостью. В работе также представлены сравнительные технико-экономические показатели по всем технологиям применения моношихтовых брикетов.

Ключевые слова: моношихта, брикет, высокоуглеродистый феррохром, хромовая руда, кокс, восстановитель, уголь.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-702-707

Окускование измельченной рудно-углеродистой шихты осуществляется путем брикетирования или гранулирования. Способы получения брикетов и гранул можно разделить на две основные группы:

– в состав шихты вводят только часть оксидов, необходимых для плавки, а другую часть подают непосредственно в ферросплавную печь;

– в состав шихты вводят все компоненты, необходимые для получения ферросплавов для улучшения условий восстановления оксидов и изменения механизма реакций (получение моношихты) [1 – 6].

В начале прошлого века на основе технологии брикетирования шихты с органическими связующими веществами разработаны способы получения брикетов и коксбрикетов с использованием хромовой руды, кремнеземсодержащих материалов, извести, железной руды и др. Получаемые брикеты имели высокую восстановимость и их применение привело к сокращению расхода кокса, а также повышению производительности печей [7 – 20].

Например, по результатам нескольких работ установлено, что при получении брикетов с хромовой рудой ее содержание в шихте может составлять 80 – 85 %. Опытные плавки на таких брикетах показали, что расход электроэнергии снижается на 2,4 %, а производительность печи увеличивается на 3,7 %.

Однако с появлением и развитием агломерации этот метод не смог конкурировать с данной технологией из-за низкой производительности применяемого оборудования. В настоящее время окускование природных металлосодержащих материалов методом брикетирования с получением безобжиговых брикетов на минеральной или органической связке вновь находит все более широкое применение, в том числе и в ферросплавном производстве. Применяются три технологии брикетирования: прессование в валках; вибропрессование и жесткая вакуумная экструзия. Применение жесткой вакуумной экструзии для окускования мелкой руды и дисперсных металлургических отходов в начале XXI в.

освоила компания J.C.Steele & Sons, Inc. (США), основанная в 1889 г. В настоящее время экструзионные брикеты на цементной связке, имеющие оптимальные и регулируемые размеры и управляемый химический состав, являются шихтовым материалом нового поколения. Этот материал получил официальное название БРЭКС (BREX), зарегистрированное в ФИПС [5].

На базе Химико-металлургического института им. Ж. Абишева (ХМИ) были проведены укрупненно-лабораторные испытания, направленные на установление возможности применения моношихты для выплавки стандартного углеродистого феррохрома. Укрупненно-лабораторные исследования проводились в руднотермической печи с мощностью трансформатора 200 КВА. Для производства брикетов моношихты в качестве углеродистых восстановителей были выбраны отсеvy (менее 10 мм) материалов, составы которых приведены в табл. 1.

В качестве рудного сырья использовалась богатая хромовая руда фракции 0 – 10 мм. Брикеты изготавливались с использованием вакуумно-экструзионного промышленного пресса [1 – 8]. В качестве связующих применялись цемент и бентонит при суммарном расходе до 5 % от массы руды.

Химический состав руды представлен в табл. 2.

С учетом приведенных в табл. 1 химических составов восстановителей были произведены по методике ХМИ расчеты составов брикетов трех вариантов. Результаты этих расчетов приведены в табл. 3.

Продолжительность опытной кампании с учетом разогрева печи составила четверо суток. Были прове-

дены испытания трех вариантов брикетов, содержащих в своем составе различные восстановители. В качестве сравнительного варианта использована традиционная технология с шихтовыми материалами без брикетирования. В общей сложности проведена 41 плавка.

Печь футерована магнезитовым кирпичом. Подина печи выполнена из набивной подовой массы, подвергшейся коксованию в течение 11 ч под током с периодическим отключением печи. Трансформатор печи имеет четыре ступени напряжения. В печи располагается графитовый электрод диаметром 150 мм. В период экспериментов работа проводилась при напряжении 36,6 и 48,8 В. Разогрев печи был начат на традиционной шихте.

После проведения разогрева печи в течение 0,92 сут на традиционной шихте перешли на шихту с использованием брикетов.

Ниже приводится следующее последовательное описание технологий:

- 1 – традиционная шихта (кокс КНР + спецкокс + борлинский уголь);
- 2 – брикеты с шубаркольским углем;
- 3 – брикеты с борлинским углем;
- 4 – брикеты с коксом КНР.

Результаты химического анализа, масса металла и шлака приведены в нижеследующем описании каждого варианта технологии.

Этап № 1 (традиционная шихта). Испытания были начаты со сравнительного варианта, в качестве которого была выбрана технология, максимально приближенная к технологии на Актюбинском заводе фер-

Таблица 1

Химический состав углеродистых восстановителей, применяемых для брикетирования

Table 1. Chemical composition of carbonaceous reductants which are used for briquetting

Материал	Технический состав, %					Химический состав золы, %				
	A	V	S	P	W	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO
Кокс Китайской Народной Республики (КНР) фракции 0 – 10 мм	16,62	5,68	0,46	0,039	3,94	43,0	14,7	19,77	9,4	4,25
Уголь борлинский фракции 0 – 10 мм	30,2	18,1	0,40	0,010	9,66	59,1	32,9	8,26	0,55	0,39
Уголь шубаркольский фракции 0 – 10 мм	5,8	41,5	0,46	0,009	15,1	–	–	–	–	–
Спецкокс шубаркольский фракции 0 – 10 мм (использован в составе традиционной шихты без брикетирования)	9,5	10,4	0,25	0,012	8,53	47,7	17,8	19,22	4,66	3,15

Таблица 2

Химический состав руды, %

Table 2. Chemical composition of the ore, %

Материал	Cr ₂ O ₃	SiO ₂	FeO	P	S
Богатая хромовая руда 0 – 10 ДХ-2	50,0	7,70	12,2	0,002	0,020

Составы опытных вариантов брикетов из хромовой руды и углеродистых восстановителей

Table 3. Compositions of experimental variants of briquettes from chrome ore and carbonaceous reductants

Номер варианта	Вид технологии	Материал	Соотношение, %
1	Традиционная без брикетирования	Хромовая руда (0 – 10)	77,24
		Кокс КНР	18,03
		Спецкокс шубаркольский	5,15
		Уголь борлинский	8,58
2	Брикеты с шубаркольским углем	Хромовая руда	71,94
		Уголь шубаркольский	28,06
3	Брикеты с борлинским углем	Хромовая руда	72,63
		Уголь борлинский	27,37
4	Брикеты с коксом КНР	Хромовая руда	82,00
		Кокс КНР	18,00

росплавов. По этому варианту работа продолжалась в течение 0,92 сут, проведено 11 плавов. Средний химический анализ продуктов плавки в этот период составил:

металл – 67,05 % Cr; 1,23 % Si; 9,30 % C; 0,024 % S; 0,012 % P;

шлак – 5,48 % Cr₂O₃; 31,05 % SiO₂; 0,74 % CaO; 44,20 % MgO; 17,01 % Al₂O₃; 1,12 % FeO; 0,215 % S; 0,010 % P.

Колошник работал без свищей, с равномерным газовыделением по всей поверхности колошника. Шихта сходилась самосходом. Производительность печи составила 155,0 кг Cr/сут, извлечение хрома – 79,3 %.

Этап № 2 (брикеты с шубаркольским углем). На данном этапе плавка осуществлялась с использованием в шихте брикетов с шубаркольским углем в количестве 42,4 кг на колошу. По этому варианту работа продолжалась в течение 0,75 сут, проведено 9 плавов. Средний химический анализ продуктов плавки в этот период составил:

металл – 69,12 % Cr; 0,85 % Si; 9,71 % C; 0,020 % S; 0,011 % P;

шлак – 5,33 % Cr₂O₃; 32,16 % SiO₂; 1,09 % CaO; 42,36 % MgO; 17,29 % Al₂O₃; 1,28 % FeO; 0,206 % S; 0,011 % P.

Переход на брикеты с шубаркольским углем в целом привел к интенсификации процесса с более устойчивой токовой нагрузкой. Колошник работал без свищей, с равномерным газовыделением по всей поверхности колошника. Производительность печи составила 165,9 кг Cr/сут, извлечение хрома – 88,17 %. Налицо повышение производительности за счет увеличения поверхности контакта реагирующих фаз в брикетах.

Этап № 3 (брикеты с борлинским углем). На данном этапе испытаний плавка осуществлялась с исполь-

зованием в шихте брикетов с борлинским углем в количестве 42,0 кг на колошу. По этому варианту работа продолжалась в течение 0,5 сут, проведено 6 плавов. Средний химический анализ продуктов плавки в этот период составил:

металл – 70,28 % Cr; 1,21 % Si; 9,22 % C; 0,027 % S; 0,015 % P;

шлак – 4,63 % Cr₂O₃; 34,03 % SiO₂; 1,10 % CaO; 36,08 % MgO; 20,57 % Al₂O₃; 0,35 % FeO; 0,210 % S; 0,011 % P.

Колошник работал без свищей, с равномерным газовыделением по всей поверхности колошника. Шихта сходилась самосходом. Производительность печи составила 158,6 кг Cr/сут, извлечение хрома – 84,91 %.

Этап № 4 (брикеты с коксом КНР). На данном этапе испытаний плавка осуществлялась с использованием в шихте брикетов из руды фракции 0 – 10 мм и кокса КНР в количестве 30 кг на колошу. По этому варианту работа продолжалась в течение 1,25 сут, проведено 15 плавов. Средний химический анализ продуктов плавки в этот период составил:

металл – 69,4 % Cr; 0,85 % Si; 5,83 % C; 0,018 % S; 0,042 % P;

шлак – 8,29 % Cr₂O₃; 27,77 % SiO₂; 3,03 % CaO; 36,25 % MgO; 8,41 % Al₂O₃; 1,64 % FeO; 0,011 % P.

Работа печи и состояние колошника в этот период не отличались от предыдущего периода. Шихта также сходилась равномерно, без обвалов, разрушения брикетов на колошнике не наблюдалось (рис. 1). Токовая нагрузка отличалась высокой устойчивостью, процесс шел интенсивно. Производительность составила 170,36 кг Cr/сут. Извлечение хрома – 90,0 %.

Прочность брикетов на сжатие по всем вариантам колебалась в пределах 154 – 238 кг на брикет. Такая высокая прочность обеспечила сохранность их в процессе транспортировки на расстояние около 1000 км (рис. 2).



Рис. 1. Внешний вид брикетов из руды и кокса КНР на колошнике печи

Fig. 1. Appearance of briquettes from the PRC ore and coke on the furnace top



Рис. 2 Начальный внешний вид брикетов из руды и кокса КНР

Fig. 2. Initial appearance of briquettes from the PRC ore and coke

Ниже представлены основные технико-экономические показатели моношихтовых технологий, которые, на взгляд авторов, могут быть рекомендованы для промышленного опробования, так как обладают существенными преимуществами по сравнению с традиционной технологией (табл. 4).

Выводы. Показана принципиальная возможность выплавки углеродистого феррохрома с использованием моношихтовых брикетов с углеродистыми восстановителями в своем составе.

Установлено, что сравнительные технико-экономические показатели по всем технологиям применения моношихтовых брикетов значительно выше традиционной технологии.

Разработанная технология позволяет вовлечь в производство мелочь хромистых руд и мелкодисперсных отсеков углеродистых восстановителей путем брикетирования в виде моношихты.

В процессе разработки технологии стандартизована шихтовка, снижено влияние человеческого фактора на конечные результаты выплавки сплава в печи и достиг-

Таблица 4

Технико-экономические показатели выплавки углеродистого феррохрома с применением брикетированной моношихты

Table 4. Technical and economic parameters of smelting of carbon ferrochrome with the use of a briquetted mono-charge

Показатель	Период			
	традиционная без брикетирования	брикеты с коксом КНР	брикеты с шубаркольским углем	брикеты с борлинским углем
Производительность, кг Cr/сут	155,0	170,36	165,9	158,6
Средний вес плавки, кг Cr	12,92	14,19	13,82	12,72
Извлечение хрома, %	79,30	90,0	88,17	84,91
Удельный расход материалов, кг/ т Cr:				
хромовая руда 50% Cr ₂ O ₃	3685,9	3224,73	3315,2	3442,7
восстановитель	1031,2	806,18	1306,9	1311,1
кокс КНР	397,0	806,18	–	–
спецкокс	239,3	–	–	–
уголь шубаркольский	–	–	1306,9	–
уголь борлинский	394,9	–	–	1311,1
кварцит	–	–	112,5	–
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т Cr	11 824	11 470,69	11 317	11 635

нута высокая степень готовности к автоматизации процесса в целом.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- Pietsch W. *Agglomeration in Industry. Occurrence and Applications*. – Wiley-VCN, 2004. – 834 p.
- Бижанов А.М., Курунов И.Ф., Подгородецкий Г.С. и др. Брикеты экструзии (брэскы) для производства ферросплавов // *Металлург*. 2012. № 12. С. 52.
- Бижанов А.М., Курунов И.Ф., Дашевский В.Я. О механической прочности брикетов экструзии: I. Зависимость прочностных свойств брикетов экструзии от связующего // *Металлы*. 2015. № 2. С. 19 – 25.
- Курунов И.Ф., Бижанов А.М., Тихонов Д.Н., Мансурова Н.Р. *Металлургические свойства брэсков* // *Металлург*. 2012. № 6. С. 44 – 48.
- Steele R.B., Bizhanov A.M. Stiff extrusion agglomeration of arc furnace dust and ore fines for recovery at a ferroalloy smelter // Proc. 32nd Biennial Conf. (New Orleans, Louisiana. September, 2011). Institute for Briquetting and Agglomeration. Vol. 32. P. 41 – 53.
- Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. *Общая металлургия*. – М.: Металлургия, 2000. – 768 с.
- Абдулабеков Е.Э., Каскин К.К., Нурумгалиев А.Х. *Теория и технология производства хромистых сплавов*. – Актобе, 2010. – 280 с.
- Гриненко В.И., Петлюх П.С., Такенов Т.Д. и др. Освоение технологии выплавки высокоуглеродистого феррохрома с использованием брикетированной мелочи хромитовой руды // *Сталь*. 2001. № 12. С. 28 – 30.
- Magdziarz A., Kuźnia M., Bembek M. etc. Briquetting of EAF dust for its utilisation in metallurgical processes // *Chemical and Process Engineering*. 2015. Vol. 36. No. 2. P. 263 – 271(9).
- Рывкин И.Ю., Еремин А.Я., Литвин Е.М., Бабанин В.И. Брикетирование мелкозернистых и тонкодисперсных материалов со связующим // *Кокс и химия*. 2000. № 10. С. 36 – 43.
- Еремин А.Я., Бабанин В.И. Изменение физико-механических свойств смесей мелкозернистых материалов со связующими на стадиях подготовки и прессования в процессе брикетирования // *Кокс и химия*. 2003. № 4. С. 17 – 26.
- Хорошавин Л. *Металлургические брикеты нового поколения сокращают продолжительность плавки металлов* // *Уральский рынок металлов*. 2006. № 7. С. 39 – 42.
- Ожогин В.В., Томаш А.А., Ковалевский И.А. Брикетирование как полноправный метод окускования металлургического сырья // *Металлургические процессы и оборудование*. 2005. № 2. С. 54 – 58.
- Котенев В.И., Барсукова Е.Ю. *Технология и экономика производства брикетов из мелкодисперсных отходов металлургических и коксохимических производств для экономически выгодной замены ими традиционной шихты сталеплавильного, доменного и ферросплавного переделов и способ его производства* // VII Междунар. конгресс сталеплавильщиков. – М., 2002.
- Бабанин В.И., Еремин А.Я., Бездежский Г.Н. Разработка и внедрение новой технологии брикетирования мелкофракционных материалов с жидким стеклом. Часть I // *Металлург*. 2007. № 1. С. 68 – 71.
- Бездежский Г.Н., Смоляков В.П., Бабанин В.И. и др. Освоение брикетирования хромитового концентрата на Донском горно-обогатительном комбинате // *Цветная металлургия*. 2002. № 8 – 9. С. 7 – 10.
- Озеров С.С., Портов А.Б., Цемехман Л.Ш. Брикетирование мелкозернистых материалов // *Цветные металлы*. 2014. № 7. С. 26 – 31.
- Ожогин В.В. *Основы теории и технологии брикетирования измельченного металлургического сырья*. – Мариуполь: ПГТУ, 2010. – 442 с.
- Ray C.R., Sahoo P.K., Rao S.S. Strength of chromite briquettes and its effect on smelting of charge chrome / ferro chrome // *Innovations in Ferro Alloys industry. INFACON XI*. 2007. P. 63 – 66.
- Tolybekov M.Zh., Baisanov S.O., Izbembetov D.D. etc. Smelting high-carbon ferrochrome with uniform briquetted batch // *Steel in Translation*. 2010. Vol. 40. No.6. P. 556 – 557.

Поступила 1 июня 2018 г.

IZVESTIYA VUZOV. CHERNAYA METALLURGIYA = IZVESTIYA. FERROUS METALLURGY. 2018. VOL. 61. NO. 9, pp. 702–707.

TECHNOLOGY FOR THE PRODUCTION OF HIGH-CARBON FERROCHROMIUM USING MONO-BRIQUETTES

E.Zh. Shabanov¹, D.D. Izbembetov², S.O. Baisanov¹, M.F. Shadiev²

¹ *Chemical-Metallurgical Institute, Karaganda, Republic of Kazakhstan*

² *LLP “NTP “Innovative Technologies”, Aktobe, Republic of Kazakhstan*

Abstract. The article presents results of large-scale laboratory studies on the basis of Chemical-Metallurgical Institute named after Zh. Abishev on establishing the possibility of using a mono-charge for smelting standard carbon ferrochromium. Enlarged-laboratory studies were carried out in an ore-thermal furnace with transformer capacity of 200 kVA. Duration of the pilot campaign was 4 days. Three variants of briquettes containing various reducing agents were tested, including: traditional charge (coke PRC + special coke + Borolinsky coal); briquettes with coal from Shubarkol; briquettes with Borlinsky coal; briquettes with coke of China. As a comparative variant, traditional technology with charge materials without briquetting was used. In total, when conducted large-scale laboratory studies it was 41 smeltings. The tests began with a comparative version, which was chosen as technology closest to the technology at Aktobe ferroalloy plant. On the traditional charge, top worked without

the uniformly gassing over entire surface of the top. Recovery rate of chromium in the alloy was 79.3 %. Change to briquettes with Shubarkol coal in general has led to the process intensification with more stable current load. The furnace productivity increased to 165.9 kg Cr/day due to increase in the contact surface of reacting phases in briquettes. When using briquettes with Borlinsky coal, satisfactory technological parameters of the smelting process for high-carbon ferrochrome were also obtained, extraction rate of chromium into the metal was 84.91 %. When using briquettes from 0 – 10 mm ore fraction ore and CPR coke in the charge, furnace operation and state of the top were not different from previous periods. The charge also went off evenly, without collapses, the briquettes on the top were not destroyed and current load was highly stable. The work also presents comparative technical and economic indicators for all technologies using mono-charge briquettes.

Keywords: mono-charge, briquette, high-carbon ferrochromium, chrome ore, coke, reducing agent, coal.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-702-707

REFERENCES

- Pietsch W. *Agglomeration in Industry. Occurrence and Applications*. Wiley-VCN, 2004, 834 p.

2. Bizhanov A.M., Kurunov I.F., Podgorodetskii G.S., Dashevskii V.Ya., Farnasov G.A. Experience with the use of extrusion briquettes (brex) to make ferrosilicomanganese. *Metallurgist*. 2013, vol. 57, no. 1-2, p. 105–112.
3. Bizhanov A.M., Kurunov I.F., Dashevskii V.Ya. Mechanical strength of extrusion briquettes (brex) for blast-furnace and ferroalloy production: I. Dependence of the strength properties of extrusion briquettes on the binder. *Russian Metallurgy (Metally)*. 2015, no. 3, p.185–190.
4. Kurunov I.F., Bizhanov A.M., Tikhonov D.N., Mansurova N.R. Metallurgical properties of brex. *Metallurgist*. 2012, vol. 56, no. 5-6, pp. 430–437.
5. Steele R.B., Bizhanov A.M. Stiff extrusion agglomeration of arc furnace dust and ore fines for recovery at a ferroalloy smelter. In: *Proc. 32nd Biennial Conf. (New Orleans, Louisiana, September, 2011)*. Institute for Briquetting and Agglomeration. Vol. 32, pp. 41–53.
6. Voskoboinikov V.G., Kudrin V.A., Yakushev A.M. *Obshchaya metallurgiya* [General metallurgy]. Moscow: Metallurgiya, 2000, 768 p. (In Russ.).
7. Abdulabekov E.E., Kaskin K.K., Nurumgaliev A.Kh. *Teoriya i tekhnologiya proizvodstva khromistykh splavov* [Theory and technology of production of chromium alloys]. Aktobe, 2010, 280 p. (In Russ.).
8. Grinenko V.I., Petlyukh P.S., Takenov T.D., Zhakibekov T.B., Tolymbekov M.Zh.. Mastering the technology of smelting high-carbon ferrochromium using briquetted chrome ore trifle. *Stal'*. 2001, no. 12, pp. 28–30. (In Russ.).
9. Magdziarz A., Kuźnia M., Bembenek M., Gara P., Hryniewicz M. Briquetting of EAF dust for its utilization in metallurgical processes. *Chemical and Process Engineering*. 2015, vol. 36, no. 2, pp. 263–271(9).
10. Ryvkin I.Yu., Eremin A.Ya., Litvin E.M., Babanin V.I. Briquetting of fine-grained and finely dispersed materials with a binder. *Koks i khimiya*. 2000, no. 10, pp. 36–43. (In Russ.).
11. Eremin A.Ya., Babanin V.I. Physical-mechanical properties of dispersed materials during briquetting. *Koks i khimiya*. 2003, no. 4, pp. 17–26. (In Russ.).
12. Khoroshavin L. Metallurgical briquettes of the new generation reduce the duration of metals smelting. *Ural'skii rynek metallov*. 2006, no. 7, pp. 39–42. (In Russ.).
13. Ozhogin V.V., Tomash A.A., Kovalevskii I.A. Briquetting as a full-fledged method of agglomeration of metallurgical raw materials. *Metallurgicheskie protsessy i oborudovanie*. 2005, no. 2, pp. 54–58. (In Russ.).
14. Kotenev V.I., Barsukova E.Yu. Technology and economics of production of briquettes from fine-dispersed wastes of metallurgical and coke-chemical industries for economically advantageous replacement of the traditional burden of steelmaking, blast-furnace and ferroalloy processing and the method of its production. In: *7-i Mezhdunarodnyi Kongress staleplavil'shchikov. 14 noyabrya 2002. Moskva* [7th International Congress of Steel Makers. November 14, 2002, Moscow]. (In Russ.).
15. Babanin V.I., Eremin A.Ya., Bezdezhskii G.N. Development and introduction of a new technology for briquetting finely divided materials with sodium silicate. *Metallurgist*. 2007, vol. 51, no. 1-2, pp. 131–135.
16. Bezdezhskii G.N., Smolyakov V.P., Babanin V.I., Eremin A.Ya., Til' V.V., Shashkin V.N. Mastering the briquetting of chromite concentrate at the Don Mining and Processing Combine. *Tsvetnaya metallurgiya*. 2002, no. 8-9, pp. 7–10. (In Russ.).
17. Ozerov S.S., Portov A.B., Tsemekhman L.Sh. Briquetting of fine-grained materials. *Tsvetnye metally*. 2014, no. 7, pp. 26–31. (In Russ.).
18. Ozhogin V.V. *Osnovy teorii i tekhnologii briketirovaniya izmel'chennogo metallurgicheskogo syr'ya: monografiya* [The fundamentals of the theory and technology of briquetting of crushed metallurgical raw materials: monograph]. Mariupol: PGU, 2010, 442 p. (In Russ.).
19. Ray C.R., Sahoo P.K., Rao S.S. Strength of chromite briquettes and its effect on smelting of charge chrome / ferro chrome. *Innovations in Ferro Alloys industry. INFACON XI*. 2007, pp. 63–66.
20. Tolymbekov M.Zh., Baisanov S.O., Izbembetov D.D., Abdulabekov E.E., Akuov A.M. Smelting high-carbon ferrochrome with uniform briquetted batch. *Steel in Translation*. 2010, vol. 40, no. 6, pp. 556–557.

Information about the authors:

E.Zh. Shabanov, Ph.D, Head of the Laboratory of Ferroalloys and Reduction Processes (ye.shabanov@gmail.com)

D.D. Izbembetov, Cand. Sci. (Eng.), Professor, Deputy Director for Research

S.O. Baisanov, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Head of the Laboratory "Metallurgical Melts"

M.F. Shadiev, Director

Received June 1, 2018

ТЕРМОМАГНИТНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ И ДЕФОСФОРАЦИЯ БУРОЖЕЛЕЗНЯКОВЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

Мухтар А.А.¹, к.т.н., доцент, заведующий лабораторией «Обогащение руд» (bkosimova@mail.ru)

Мухымбекова М.К.¹, к.т.н., ведущий научный сотрудник

Макашев А.С.¹, старший научный сотрудник

Савин В.Н.², главный обогатитель (vladimir.savin@arcelormittal.com)

¹Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
(100009, Республика Казахстан, Караганда, ул. Ермакова, 63)

²АО «АрселорМиттал Темиртау»
(101400, Республика Казахстан, Темиртау, пр. Республики, 1)

Аннотация. Оолитовые бурожелезняковые руды имеют важное экономическое значение за счет колоссальных запасов в мире. Однако использование их в металлургическом производстве в настоящее время весьма ограничено из-за высокого содержания фосфора. Процесс удаления фосфора из этих руд практически невозможен известными методами обогащения, поскольку он присутствует в оолитах в эмульсионно-вкрапленном состоянии, не образуя при этом самостоятельные минералы. Следовательно, использование руд данного типа весьма ограничено. Рост мирового производства стали в настоящее время увеличил спрос на железную руду, в связи с чем в последние десятилетия в мире были предприняты значительные усилия по созданию новых технологических схем дефосфорации бурожелезняковых руд с получением кондиционных железорудных концентратов. Сокращение богатых и легкообогащаемых железных руд в Казахстане приводит к необходимости привлечения в металлургическое производство огромных ресурсов легкодобываемых оолитовых бурожелезняковых руд месторождений Лисаковское, Аятское, Приаральское и других с содержанием железа от 35 до 40 % и фосфора до 1 %. Технология термомагнитного обогащения представляет собой наиболее жизнеспособной и приемлемый способ дефосфорации бурых железняков. Сущность технологии заключается в предварительной обработке руды или концентрата жидкоуглеводородным восстановителем, магнетизирующем обжиге, магнитном обогащении полученного огарка с последующей дефосфорацией магнитного концентрата методом кислотного выщелачивания. Технология испытана в пилотных условиях на представительных пробах Лисаковского концентрата и рудах Аятского и Кокбулакского месторождений.

Ключевые слова: бурожелезняковые руды, концентраты, оолиты, дефосфорация, термомагнитное обогащение, выщелачивание.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-708-713

Бурожелезняковые руды в Казахстане являются наиболее распространенным сырьем для черной металлургии, основные запасы которых сосредоточены на месторождениях Лисаковское, Аятское, Кокбулак, Кутанбулак и Талдыеспе и др. [1 – 8]. В настоящее время эксплуатируется Лисаковское месторождение, являющееся одной из сырьевых баз АО «АрселорМиттал Темиртау».

По технологии гравитационно-магнитного обогащения в Лисаковске получают концентрат с содержанием железа ~49 % и фосфора более 0,7 %, что значительно снижает его металлургическую ценность. Как известно, данная железная руда относится оолит-гидрогетитовому типу, где фосфор в оолитах присутствует в тонковкрапленном виде, не образуя самостоятельно минерала, что исключает возможность удаления его известными физическими методами обогащения (флотация и гравитация) [9 – 16]. Поэтому разработка технологии, позволяющая получить дефосфорированный концентрат с высоким содержанием железа из Лисаковского концентрата, является актуальной задачей в настоящее время.

В Химико-металлургическом институте им. Ж. Абишева разработана технология [17], суть которой заключается в предварительной обработке Лисаковского гравитационно-магнитного концентрата (ЛГМК) жидкоуглеводородным восстановителем (ЖУВ), магнетизирующем обжиге концентрата, магнитном обогащении обожженного сырья с получением концентрата и последующей дефосфорацией его методом кислотного выщелачивания.

В экспериментах применены Лисаковский гравитационно-магнитный концентрат (рис. 1) и суспензия измельченного угля Шубаркольского месторождения, химический состав которых представлен в табл. 1.

Бурожелезняковый концентрат представлен в основном гидрогетитом, двуокисью кремния, оксидом алюминия, а также сложными алюмосиликатными минералами (хлориты). Фосфор связан главным образом с гидрогетитом, о формах его нахождения в оолитах Лисаковского концентрата не существует единого мнения. Фосфор не образует отдельные фазы, в концентрате находится в составе гидрогетита и равномерно распределен в объеме оолита.



Рис. 1. Исходный Лисаковский гравитационно-магнитный концентрат

Fig. 1. Initial Lissakovsk gravitational and magnetic concentrate

Перед магнетизирующим обжигом ЛГМК обрабатывался 40 %-ной водной суспензией угля Шубаркольского месторождения с целью равномерного распределения восстановителя по всему объему концентрата. После сушки шихта обжигалась в лабораторной вращающейся печи ($d = 0,15$ м, $L = 2$ м) с внешним обогревом. Температура обжига концентрата 800 – 850 °С, производительность 8 кг/ч, угол наклона печи 40°. Обожженный продукт (магнетизированный ЛГМК) в количестве 12 кг охлаждался до комнатной температуры, затем в лабораторной шаровой мельнице измельчался до класса крупности $-0,071$ мм (не менее 85 %), далее пульпа измельченного продукта обогащалась мокрой магнитной сепарацией при 0,1 Тл на сепараторе ПБМ-П-25/10. Магнитная фракция после сгущения была помещена в реактор выщелачивания барабанного типа емкостью 5 л, где ее смешивали с 5 %-ным водным раствором серной кислоты с соблюдением соотношения жидкого к твердому Ж:Т = 3:1. Дефосфорация продукта осуществлялась в течение 60 мин при комнат-

ной температуре. По завершению процесса материал разгружался, производился процесс разделения твердого от жидкого, кек выщелачивания трехкратно промывался, сушился, фильтрат и промывы после отбора проб нейтрализовались.

Мессбауэровские спектры экспериментальных проб снимались на спектрометре MS-1104Em с источником Co^{57} в матрице родия. Изомерный сдвиг определялся относительно α -Fe. Для анализа использовались порошковые пробы навеской 100 мг. Обработка мессбауэровских спектров осуществлялась по программе Univem MS.

Измерения магнитных свойств магнетизированного продукта проведены на вибрационном магнитометре VSM 250 в максимальном магнитном поле до 20 кЭ.

Электронно-микроскопическое исследование магнитной фракции огарка проведено на растровом электронном микроскопе MIRA 3 фирмы TESCAN.

Химический состав продуктов обжига ЛГМК и магнитного концентрата, а также дефосфорированного продукта представлен в табл. 2, из которой следует, что в процессе магнетизирующего обжига гидрогетиты в оолитах ЛГМК дегидратируются и восстанавливаются до магнетита. Об этом свидетельствуют мессбауэровские исследования исходного ЛГМК и продукта его магнетизирующего обжига (рис. 2, а, б), показывающие значительное увеличение содержания железа в магнетизированном продукте [18].

Обожженный продукт, результаты магнитометрического исследования которого представлены на рис. 2, в, обладает сильномагнитным свойством. Измерены следующие величины: σ_s – удельная намагниченность насыщения; σ_r – остаточная удельная намагниченность; $f_j H_c$ – коэрцитивная сила по намагниченности. Значения

Таблица 1

Химический состав исходных материалов, %

Table 1. Chemical composition of the initial materials, %

Материал	Fe	P	SiO ₂	Al ₂ O ₃	C _{тв}	A ^c	W ^p	V ^{daf}
ЛГМК	49,09	0,76	9,52	5,43	–	–	–	–
Шубаркольский уголь	–	–	–	–	49,99	2,03	10,00	37,98

Примечание. C_{тв} – содержание углерода, A^c – зольность, W^p – влага, V^{daf} – выход летучих.

Таблица 2

Химический состав продуктов обжига, магнитного обогащения и дефосфорации, %

Table 2. Chemical composition of the products of roasting, magnetic concentration and dephosphorizing, %

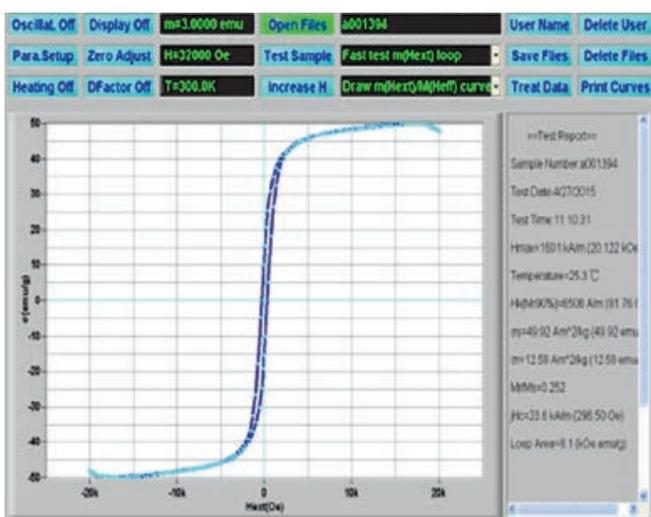
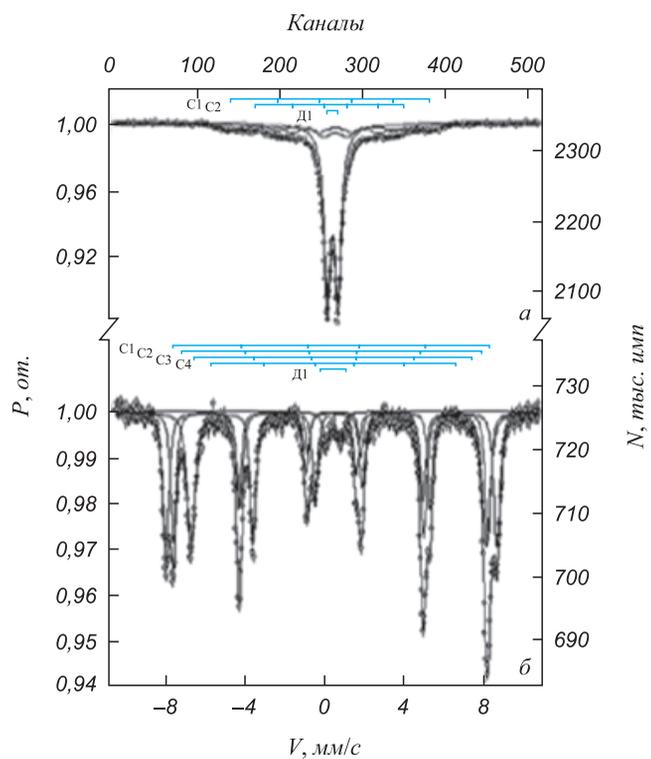
Материал	Fe	P	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Магнетизированный ЛГМК	58,12	0,79	12,62	5,57
Магнитный концентрат	60,41	0,82	6,31	6,09
Дефосфорированный концентрат	64,50	0,12	3,70	4,50

полученных величин приведены в системе СИ (СГС), ($A \cdot m^2/kg$ ($G \cdot cm^3/g$), кА/м (кЭ)).

Анализ микрофотографии (рис. 3) показал, что поверхность оолитов стала более рыхлой по сравнению с исходным концентратом (см. рис. 1) вследствие структурно-фазовых превращений гидрогетит – магнетит. В них наблюдаются множество микротрещин и пор, которые способствуют беспрепятственному проникновению сернокислотного раствора в оолиты и активному выщелачиванию из них фосфора. Это позволило на

практике получить дефосфорированный концентрат из Лисаковского гравитационно-магнитного концентрата (63,90 % Fe и 0,20 % P).

Технология терромагнитного обогащения дефосфорации испытана в пилотных условиях на представительных пробах руд Аятского и Кокбулакского месторождений [19, 20]. При магнитном обогащении огарка получен концентрат с содержанием железа 55,30 % (табл. 3).



6

Рис. 2. Мессбауэровские спектры исходного ЛГМК (а), магнитного концентрата (б) и петля магнитного гистерезиса продукта (в)

Fig. 2. Mossbauer spectra of initial Lissakovsk gravitational and magnetic concentrate (a), magnetic concentrate (b) and magnetic hysteresis loop of a product (в)

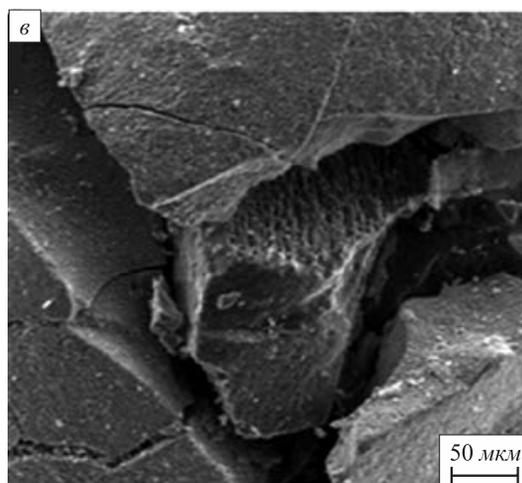
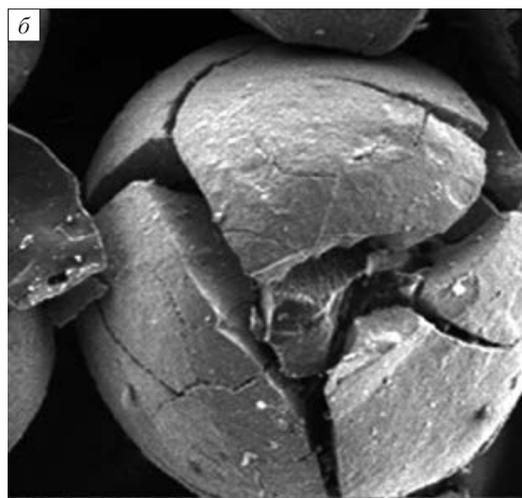
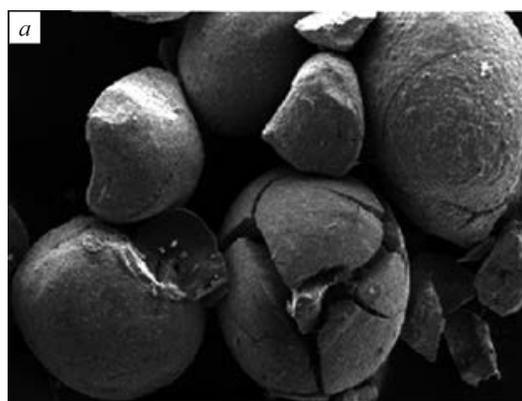


Рис. 3. Микрофотографии обожженного магнитного концентрата

Fig. 3. Microphotos of the roasted magnetic concentrate

Химический состав исходной руды Аятского месторождения, огарка и магнитной фракции, %

Table 3. Chemical composition of the initial ore of Ayat deposit, of roasted product and of magnetic fraction, %

Продукт	Fe	P	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Руда	38,60	0,38	18,27	7,38
Огарок	53,09	0,46	13,62	7,69
Магнитная фракция	55,30	0,49	10,12	6,70

Химический состав магнитного и обесфосфоренного концентрата Аятского месторождения

Table 4. Chemical composition of the magnetic and dephosphorized concentrates of the Ayat deposit

Продукт	Содержание компонентов, %				Извлечение компонентов, %			
	Fe	P	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	P	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Магнитный концентрат	55,30	0,49	10,12	6,70	96,87	99,06	69,09	81,01
Обесфосфоренный концентрат	56,90	0,29	7,45	6,15	96,71	55,63	69,19	86,27

Химический состав магнитного и обесфосфоренного концентрата Аятского месторождения представлен в табл. 4.

Химический состав исходных руд Кокбулакского месторождения, полученных огарков и продуктов магнитного обогащения представлен в табл. 5.

При магнитном обогащении огарка первого типа руды получен концентрат с содержанием железа 57,68 %. Магнитный концентрат, полученный из второго типа руды, содержит 54,53 % железа.

Химический состав магнитных (а) и дефосфорированных (б) концентратов месторождения Кокбулак приведен в табл. 6.

В результате проведенных пилотных испытаний по обогащению руды Кокбулакского месторождения получен концентрат с 0,30 % фосфора при содержании

и извлечении железа 61,04 и 99,21 % соответственно (I тип руды) и с 0,29 % фосфора при содержании и извлечении железа 58,40 и 98,84 % соответственно (II тип руды).

Выводы. В результате лабораторных исследований установлены условия обжига, магнитного обогащения и обесфосфоривания Лисаковского гравитационно-магнитного концентрата, что позволило разработать технологическую основу получения кондиционного по железу и фосфору концентрата. Технология также была испытана в пилотных условиях на представительных пробах руд Аятского и Кокбулакского месторождений,

Химический состав магнитных (а) и дефосфорированных (б) концентратов месторождения Кокбулак

Table 6. Chemical composition of magnetic (a) and dephosphorized (b) concentrates of Kokbulak deposit

Показатель		Материал			
		I тип		II тип	
		а	б	а	б
Химический состав, %	Fe	57,68	61,04	54,34	58,48
	P	1,14	0,30	0,97	0,29
	SiO ₂	5,71	4,48	4,14	3,71
	Al ₂ O ₃	5,79	4,00	5,09	4,35
Извлечение, %	Fe	94,37	99,21	94,35	98,84
	P	94,41	24,67	94,89	27,46
	SiO ₂	51,29	73,55	61,08	82,31
	Al ₂ O ₃	95,90	64,76	95,43	78,49

Химический состав исходных руд (двух типов), огарков и продуктов магнитного обогащения месторождения Кокбулак, %

Table 5. Chemical composition of the initial ores (of 2 types), of roasted products and their products of magnetic concentration of Kokbulak deposit, %

Состав	Руда		Огарки		Магнитный концентрат	
	I тип	II тип	I тип	II тип	I тип	II тип
Fe	48,16	40,98	55,68	51,83	57,68	54,34
P	0,92	0,72	1,10	0,92	1,14	0,97
SiO ₂	9,29	7,27	10,14	6,10	5,71	4,14
Al ₂ O ₃	4,62	4,09	5,5	4,8	5,79	5,09

в результате которого определены условия получения концентратов из руд указных месторождений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- Смирнов Л.А., Бабенко А.А. Вовлечение в производство Лисаковского концентрата – одно из направлений расширения железорудной базы Урала и Сибири // Матер. Междунар. конгр. «300 лет Уральской металлургии». – Екатеринбург, 2001. С. 48 – 49.
- Рыбаков В.Н., Цылев Л.М., Громов М.И. Интенсификация процесса восстановления при магнетизирующем обжиге окисленных руд. – В кн.: Обжигмагнитное обогащение окисленных руд. – Киев, 1996. С.10 – 16.
- Мирко В.А., Кабанов Ю., Найденов В. Современное состояние развития месторождений бурых железняков Казахстана // Промышленность Казахстана. 2002. № 1. С. 79 – 82.
- Громов М.И., Рыбаков В.Н. Подготовка железорудного сырья к металлургическому переделу. – М.: Наука, 1973. С. 151 – 161.
- Тишков Н.П. Обогащение железных руд Лисаковского месторождения // Обогащение руд. 1987. № 3. С. 9 – 20.
- Кишин В.И. Влияние магнитной обработки на магнитные свойства сильномагнитных железных руд // Обогащение руд. 2010. № 6. С. 23 – 26.
- Сергов Е.Е., Лукьянчиков Н.Н., Остапенко П.Е. Эффективность обогащения железных руд. – М.: Недра, 1983. – 243 с.
- Левинтов Б.Л., Мирко В.А., Кантемиров М.Д. и др. Особенности строения бурожелезняковых оолитов и их влияние на эффективность термохимического обогащения лисаковских концентратов // Сталь. 2007. № 8. С. 8 – 11.
- Тациенко П.А. Обжиг руд и концентратов. – М.: Недра, 1985. – 232 с.
- Пчелинцева-Паничкина О.А., Левинтов Б.Л., Бобир А.В. Особенности структурных и фазово-химических превращений в оолитовых минералах при обжиге и выщелачивании лисаковских концентратов // Комплексное использование минерального сырья. 2005. № 4. С. 46 – 53.
- Пчелинцева-Паничкина О.А., Левинтов Б.Л., Коржумбаев Т.В., Черноглазова Т.В. Особенности разделения рудных и нерудных оолитовых минералов в магнитных полях различной напряженности // Комплексное использование минерального сырья. 2004. № 5. С. 45 – 49.
- Тельбаев С., Еденбаев С. Результаты технологических исследований очистки лисаковского железорудного концентрата от фосфора // Промышленность Казахстана. 2008. № 2. С. 92 – 94.
- Максимов Е.В., Бектурганов Н.С., Каткеева Г.Л. и др. Выщелачивание примесей из оолитовой руды и железорудных концентратов // Обогащение руд. 2003. № 2. С. 6 – 8.
- Тациенко П.А., Батишева Т.А., Тарасова Н.В., Найденов В.А. Использование твердого восстановителя на опытно-промышленной установке обжигмагнитного обогащения Лисаковского ГОКа // Обогащение руд. 1977. № 3. С. 20 – 23.
- Гугля В.Г., Подолин С.А. Поведение фосфора в процессе жидкофазного восстановления // Изв. вуз. Черная металлургия. 2001. № 3. С. 5 – 9.
- Каваками М., Баба М., Ямада К. и др. Жидкофазное восстановление процессом DIOS // Новости черной металлургии за рубежом. 1996. № 1. С. 35 – 37.
- Мухтар А.А., Рау А.П., Макашев А.С., Момынбеков А.Д. Исследование процесса термомангнитного обогащения бурожелезняковых руд Лисаковского месторождения // Промышленность Казахстана. 2016. № 4(97). С. 58 – 61.
- Мухтар А.А., Бектурганов Н.С., Коровушкин В.В., Вернер И.А. Исследование продуктов обжига бурожелезняковых концентратов методами ЯГРС и термомангнитного анализа // Обогащение руд. 2011. № 3. С. 28 – 30.
- Mukhtar A.A., Mulymbekova M.K., Nurumgaliev A.H. etc. Investigation of magnetic roasting process of Ayatsk limonite ore with water-oil emulsion // XVI Balkan Mineral Processing Congress. – Belgrade, Serbia. 2015. P. 269 – 2717.
- Мухтар А.А., Мухымбекова М.К., Макашев А.С. и др. Обжигмагнитное обогащение лимонитизированной руды месторождения Кок-Булак // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. № 9. С. 88 – 94.

Поступила 11 июня 2018 г.

IZVESTIYA VUZOV. CHERNAYA METALLURGIYA = IZVESTIYA. FERROUS METALLURGY. 2018. VOL. 61. No. 9, pp. 708–713.

THERMOMAGNETIC CONCENTRATION AND DEPHOSPHORIZING OF BROWN CLAY IRON ORE AND CONCENTRATES

A.A. Mukhtar¹, M.K. Mulymbekova¹, A.S. Makashev¹, V.N. Savin²

¹Chemical-Metallurgical Institute named after Zh. Abishev, Karaganda, Republic of Kazakhstan

²JSC “ArcelorMittal Timertau”, Timertau, Republic of Kazakhstan

Abstract. Oolitic brown clay iron ores are of prime economic importance because of their enormous stocks in the world. However, their use in metallurgical production is very severely limited at the present time because of the high content of phosphorus in them. The process of phosphorus extracting from these ores almost cannot be realized by the known enrichment methods, since phosphorus presents in oolites in the emulsionated and impregnated state, without forming the independent minerals in this case. Therefore, using of ores of the given type is very limited. Growth of the world steel production at this time has considerably increased demand for iron ore, for that reason in the last decades in the world there were made considerable efforts on creation of new manufacturing schemes of brown clay iron ores obtaining standard iron ore concentrates. Considerable reduction of rich and easily beneficiated iron ores in Kazakhstan results in necessity to attract in metallurgical production the huge resources of the easily extracted

oolitic brown clay iron ores of Lissakovsk, Ayat, Priaral, and other fields with the iron content from 35 to 40 % and phosphorus up to 1 %. The technology of thermomagnetic beneficiation is represented as the most self-sustainable and acceptable dephosphorizing technology of brown limonites. The essence of the technology consists in the reproduction by liquid hydrocarbon reducer (LHR), mesmerizing roasting of the concentrate, magnetic concentration of the roasted raw material receiving the magnetic concentrate with the subsequent dephosphorizing of the obtained concentrate by the acid leaching method. The technology was tested in pilot conditions by representative samplings of the Lissakovsk concentrate and the ores of Ayat and Kokbulak fields.

Keywords: brown clay iron ore, concentrate, oolite, dephosphorizing, thermomagnetic concentration, leaching.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-708-713

REFERENCES

- Smirnov L.A., Babenko A.A. Involvement of Lisakovsk concentrate in production as one of the directions of expansion of the iron ore base of the Urals and Siberia. In: *Materialy Mezhdunarodnogo kongressa “300 let Ural’skoi metallurgii”* [Materials of the Int.

- Congress. "300 Years of the Ural Metallurgy]. Ekaterinburg, 2001, pp. 48–49. (In Russ.).
2. Rybakov V.N., Tsylev L.M., Gromov M.I. Intensification of the reduction process during magnetizing roasting of oxidized ores. In: *Obzhigmagnitnoe obogashchenie oksislennykh rud* [Roasting magnetic concentration of oxidized ores]. Kiev, 1996, pp. 10–16. (In Russ.).
 3. Mirko V.A., Kabanov Yu., Naidenov V. Current state of brown iron ore deposits in Kazakhstan. *Promyshlennost' Kazakhstana*. 2002, no. 1, pp. 79–82. (In Russ.).
 4. Gromov M.I., Rybakov V.N. *Podgotovka zhelezorudnogo syr'ya k metallurgicheskomu peredelu* [Preparation of iron ore raw materials for metallurgical processing]. Moscow: Nauka, 1973, pp. 151–161. (In Russ.).
 5. Tishkov N.P. Concentration of Lisakovsk iron ores. *Obogashchenie rud*. 1987, no. 3, pp. 9–20. (In Russ.).
 6. Kilin V.I. Effect of magnetic treatment on magnetic properties of strong magnetic iron ores. *Obogashchenie rud*. 2010, no. 6, pp. 23–26. (In Russ.).
 7. Sergov E.E., Luk'yanchikov N.N., Ostapenko P.E. *Effektivnost' obogashcheniya zheleznykh rud* [Efficiency of iron ore concentration]. Moscow: Nedra, 1983, 243 p. (In Russ.).
 8. Levintov B.L., Mirko V.A., Kantemirov M.D., Klimushkin A.N., Naidenov V.A., Bobir A.V. Structure of oolitic brown iron ores and their influence on the thermochemical enrichment of Lisakovsk concentrates. *Steel in Translation*. 2007, vol. 37, no. 8, pp. 681–685.
 9. Tatsienko P.A. *Obzhig rud i konsentratov* [Roasting of ores and concentrates]. Moscow: Nedra, 1985, 232 p. [in Russ].
 10. Pchelintseva-Panichkina O.A., Levintov B.L., Bobir A.V. Features of structural and phase-chemical transformations in oolitic minerals during roasting and leaching of Lisakovsk concentrates. *Kompleksnoe ispol'zovanie mineral'nogo syr'ya*. 2005, no. 4, pp. 46–53. (In Russ.).
 11. Pchelintseva-Panichkina O.A., Levintov B.L., Korzhumbaev T.V., Chernoglazova T.V. Features of separation of ore and non-ore oolitic minerals in magnetic fields of various intensity. *Kompleksnoe ispol'zovanie mineral'nogo syr'ya*. 2004, no. 5, pp. 45–49. [in Russ].
 12. Tel'baev S., Edenbaev S. Results of technological studies of dephosphorizing of Lisakovsk iron ore concentrate. *Promyshlennost' Kazakhstana*. 2008, no. 2, pp. 92–94. (In Russ.).
 13. Maksimov E.V., Bekturganov N.S., Katkeeva G.L. etc. Leaching of impurities from oolite ore and iron ore concentrates. *Obogashchenie rud*. 2003, no. 2, pp. 6–8. (In Russ.).
 14. Tatsienko P.A., Batisheva T.A., Tarasova N.V., Naidenov V.A. Using a solid reductant in the pilot industrial unit of roasting magnetic concentration at Lisakovsk MPP. *Obogashchenie rud*. 1977, no. 3, pp. 20–23. (In Russ.).
 15. Guglya V.G., Podolin S.A. Behavior of phosphorus during liquid-phase reduction. *Izvestiya VUZov. Chernaya metallurgiya = Izvestiya. Ferrous Metallurgy*. 2001, no. 3, pp. 5–9. (In Russ.).
 16. Kavakami M., Baba M., Yamada K., Saito K., Isidzaka X. Liquid phase reduction by DIOS process. *Novosti chernoi metallurgii za rubezhom*. 1996, no. 1, pp. 35–37. (In Russ.).
 17. Mukhtar A.A., Rau A.P., Makashev A.S., Momynbekov A.D. Investigation of thermomagnetic concentration process of brown clay iron ores of the Lisakovsk deposit. *Promyshlennost' Kazakhstana*. 2016, no. 4(97), pp. 58–61. (In Russ.).
 18. Mukhtar A.A., Bekturganov N.S., Korovushkin V.V., Verner I.A. Investigation of roasting products of brown clay iron concentrates by nuclear – gamma resonance spectrometry methods and thermomagnetic analysis. *Obogashchenie rud*. 2011, no. 3, pp. 28–30. (In Russ.).
 19. Mukhtar A.A., Mulymbekova M.K., Nurumgaliev A.H., Momynbekov A.D., Nuskabekov J.S. *Investigation of magnetic roasting process of Ayatsk limonite ore with water-oil emulsion* [XVI Balkan Mineral Processing Congress]. Belgrade: Serbia, 2015, pp. 269–271.
 20. Mukhtar A.A., Mulymbekova M.K., Makashev A.S., Momynbekov A.D., Nuskabekov Zh.S., Kasymova B.K. Roasting magnetic concentration of limonitized ore of Kok-Bulak deposit. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*. 2015, no. 9, pp. 88–94. (In Russ.).

Information about the authors:

A.A. Mukhtar, *Cand. Sci. (Eng.), Assist. Professor, Head of the Laboratory "Concentration of Ores"* (bkosimova@mail.ru)
M.K. Mulymbekova, *Cand. Sci. (Eng.), Leading Researcher*
A.S. Makashev, *Senior Researcher*
V.N. Savin, *Chief Preparator*
 (vladimir.savin@arcelormittal.com)

Received June 11, 2018

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ КОМПЛЕКСНОГО АЛЮМИНИЙ-ХРОМ-КРЕМНИЙСОДЕРЖАЩЕГО СПЛАВА АХС ИЗ НЕКОНДИЦИОННОГО СЫРЬЯ

Орлов А.С.^{1,3}, докторант (wolftailer@mail.ru)

Исагулов А.З.¹, д.т.н., профессор, проректор

Сариев О.Р.², к.т.н., декан технического факультета

Толымбеков М.Ж.³, *член-корр. НАН РК, д.т.н., профессор*

¹ **Карагандинский государственный технический университет**
(100027, Республика Казахстан, Караганда, Бульвар Мира, 56)

² **Актюбенский региональный государственный университет им. К. Жубанова**
(030000, Республика Казахстан, Актюбе, ул. Бр. Жубановых, 263)

³ **Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева**
(100009, Республика Казахстан, Караганда, ул. Ермекова, 63)

Аннотация. Учеными Химико-металлургического института им. Ж. Абишева разрабатываются новые виды высокоэффективных сплавов на основе ресурсосберегающих технологий, которые позволяют комплексно перерабатывать природное и техногенное сырье, такое, как углестые отходы, мелочь хромовых руд и т.п. Тем самым создается одностадийная, бесшлаковая и безотходная технология при максимальном использовании всех полезных компонентов шихты. С исчезновением запасов богатых руд, а также с расширением потребности в сырье и развитием техники на смену богатым рудам выступают более бедные и некондиционные, для использования которых необходимы новые способы переработки. Максимальное использование сырья и отходов производства, если это экономически оправдано, является одним из основных требований к технологии. Эта задача тесно переплетается, а во многих случаях совпадает с другой задачей – разработкой комплексных способов переработки сырья, позволяющих в общем производственном цикле использовать, по возможности, все полезные элементы сырья. Основной задачей исследования является изыскание путей повышения эффективности использования некондиционных хромовых руд. В качестве восстановителя при электротермической выплавке сплава АХС (алюминий-хром-кремний) вместо дорогого кокса, без которого не обходится ни один процесс карботермической плавки, был использован дешевый высокозольный борлинский уголь. Зола угля, которая в основном состоит из кремнезема и глинозема, является дополнительным источником кремния и алюминия в сплаве. Данная технология будет отличаться простотой и позволит расценивать некондиционные хромовые руды как комплексное металлургическое сырье, так как используется не только хром, но и компоненты пустой породы – кремний и алюминий. В результате полного восстановления всех оксидов шихты данная технология позволит получить комплексный сплав АХС с приблизительным химическим составом: 39 – 43 % Cr; 23 – 27 % Si; 7 – 10 % Al. Переход основных компонентов шихты в сплав будет составлять: 82 – 85 % Cr; 68 – 70 % Si; 59 – 60 % Al. В данной работе приведены результаты экспериментальных исследований по получению комплексного сплава АХС (алюминий-хром-кремний) из высокозольных углей месторождения Борлы и мелочи хромовой руды Донского ГОКа. Описан ход работы печи при недостатке, избытке, а также расчетном количестве восстановителя. Показаны способы устранения расстройств хода печи.

Ключевые слова: комплексный сплав АХС (алюминий-хром-кремний), мелочь хромовой руды, окатыши хромовой руды, высокозольный уголь, карботермический процесс, одностадийная технология, бесшлаковый процесс.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-714-720

ВВЕДЕНИЕ

В современной металлургической промышленности большое внимание уделяется производству качественных сталей. Одним из наиболее распространенных легирующих металлов для повышения механических и физических свойств является хром. Обычно производство хромосодержащих сталей основано на введении уже в готовую сталь хромистых ферросплавов, сортамент которых насчитывает 17 марок. Перед введением хромистых ферросплавов, с целью снижения содержания кислорода, сталь обрабатывается марганцем, кремнием и алюминием – широко распространенными раскислителями, производимыми в больших количествах в виде различных ферросплавов. Хром так же может

быть введен в сталь совместно с раскислителями в виде комплексных сплавов [1, 2]. Применение комплексных сплавов для раскисления и легирования стали должно обеспечить сокращение длительности плавки, снижение себестоимости стали, а также уменьшение расхода дефицитных ферросплавов за счет повышенного усвоения жидким металлом компонентов сплава [3, 4].

Бедные хромовые руды Донского месторождения предполагается обогащать. Используют несколько способов обогащения.

В результате гравитационного метода будут получаться три сорта концентрата: концентрат, полученный обогащением в тяжелых суспензиях крупностью 50 – 3 мм для ферросплавной промышленности; концентрат отсадки 3 – 0,2 мм для огнеупоров и концент-

рат столов. Последний подвергается окомкованию на грануляторе с добавкой в качестве связующего раствора силиката натрия. Потери оксида хрома по данной схеме составляют 14 – 16 % [5, 6].

Кроме гравитационного, предполагается магнитный метод обогащения бедных хромовых руд. Однако последний без соответствующей подготовки хромовой руды неприемлем из-за низкой и практически одинаковой магнитной восприимчивости пустой породы руды и хромшпинелида. При обжиге хромовой руды с добавкой оксидов железа значительно увеличивается магнитная восприимчивость серпентина (основного минерала пустой породы) без существенного изменения магнитных свойств хромшпинелида (рудный минерал). Этот метод позволяет использовать для обогащения сухую магнитную сепарацию с применением высокопроизводительных и эффективных магнитных сепараторов с низкой и средней напряженностью магнитного поля. Обжиг руды должен проводиться при температуре 1270 – 1300 °С не менее одного часа. На показатели обогащения большое влияние оказывает равномерность обжига [7]. Из руды с содержанием 44 % Cr_2O_3 получают концентрат с содержанием 50 % и извлечением 80 % оксида хрома. При обжигмагнитном обогащении достигается снижение капитальных затрат на 35 % по сравнению с гравитационным методом. Однако обжигмагнитный метод связан со значительным пылевыделением, что ухудшает условия труда обслуживающего персонала [8].

Таким образом, дополнительные переделы – обогащение руд и окускование полученных концентратов неизбежно приведут к потере оксида хрома и увеличению себестоимости стандартных хромистых ферросплавов.

Одним из путей переработки бедных хромовых руд может быть полное восстановление оксидной части шихты с получением комплексного сплава. Из литературных данных известно несколько способов производства комплексных хромосодержащих сплавов [5, 9, 10].

Первый основан на использовании в качестве шихтовых материалов высокозольных углей Карагандинского бассейна, относящихся к техногенным отходам и малопригодных в качестве топлива в народном хозяйстве, кварцита месторождения Тектурмас, а также добавления в шихту некондиционных отсевов от дробления высокоуглеродистого феррохрома (ВФХ). Выплавка сплава идет в бесшлаковом режиме.

Второй способ выплавки сплава АХС (алюминий-хром-кремний) основан на использовании бедных хромовых руд и в качестве восстановителя высокозольного экибастузского угля. Выплавка сплава идет одностадийным бесшлаковым и бесфлюсовым способом [9, 10].

Средние химические составы сплавов № 1 (с использованием ВФХ) и № 2 (с использованием бедных хромовых руд и экибастузского угля) приведены в табл. 1.

Второй способ выплавки сплава АХС не получил распространения, так как имело место явление рассы-

Средний химический состав сплавов АХС, %

Table 1. Average chemical composition of ACS alloys, %

Номер сплава	Элемент					
	Al	Si	Cr	Fe	C	P
1	13,6	47,4	23,2	12,7	0,7	0,04
2	4,5	31,0	41,2	20,0	1,3	0,16

паемости сплава после остывания из-за наличия высокого содержания фосфора в используемых высокозольных углях.

Это обстоятельство подтолкнуло авторов к идее получения комплексного сплава АХС с использованием двух некондиционных материалов: бедных хромовых руд Донского месторождения и низкофосфористых высокозольных углей месторождения Борлы, которые применялись с целью предотвращения рассыпания сплава после процесса кристаллизации. Получаемый сплав АХС по своему химическому составу похож на стандартный силикохром и отличается лишь наличием до 12 % Al.

Как отмечалось выше, при получении комплексного сплава АХС используются высокозольные угли, которые вследствие повышенной зольности не применяются в народном хозяйстве как энергетический уголь. Высокое извлечение компонентов шихты в металл достигается с помощью полного восстановления основных элементов из оксидов золы угля, а использование некондиционных материалов позволяет получать сплав АХС с низкой себестоимостью в сравнении с традиционными хромовыми ферросплавом [11].

Сплав АХС предназначен для раскисления и частичного легирования нержавеющей марок сталей. Применение комплексного сплава позволит заменить частично или полностью феррохром, ферросилиций, а также алюминий [12].

Целью данной работы является разработка рациональной технологии использования некондиционных хромовых руд для получения комплексного сплава АХС. В качестве восстановителя оксидов руды использован высокозольный борлинский уголь. Способ получения сплава АХС заключается в полном восстановлении оксидов руды и золы угля. Такой метод ведения плавки способствует высокому использованию компонентов шихты, а применение некондиционных руд и низкосортных углей позволит получить сплав АХС с низкой себестоимостью.

МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДИКА ЭКСПЕРИМЕНТА

На основании теоретических разработок в условиях Химико-металлургического института были проведены крупно-лабораторные испытания по выплавке сплава

АХС в руднотермической печи из окатышей некондиционной хромовой руды и высокозольного борлинского угля. При проведении плавки необходимо было доказать возможность получения комплексного сплава АХС из окатышей некондиционной хромовой руды и борлинского угля, а также выбрать оптимальные соотношения оксидов и углерода в шихте и электрические параметры процесса для данной электропечи.

В связи с тем, что руднотермические ферросплавные печи в большинстве случаев открытые, углерод с поверхности колошника частично выгорает за счет кислорода воздуха. Количество выгораемого углерода зависит от реакционной способности восстановителя, гранулометрического состава шихты, состояния колошника, мощности печи. Трудность расчета оптимального количества углерода заключается также в неопределенности и непостоянстве величин улета элементов в виде низших оксидов, в частности субоксидов SiO и Al_2O . Поэтому существенное значение имеет установление оптимального избытка восстановителя [13].

Из литературных данных установлено, что шихта, используемая для выплавки силикокальция, должна иметь в своем составе до 30 % избытка восстановителя. При производстве ферросилиция на колошнике сгорает 10 – 12 % С [14]. Из практики выплавки силумина известно, что шихта рассчитывается с недостатком восстановителя 7 % по отношению к стехиометрически необходимому [15].

Практика выплавки сплава АХС невелика. Установлено, что избыток восстановителя в шихте должен быть 2 – 3 %. Борлинский уголь содержит 16 – 18 % летучих, которые при электроплавке затрудняют доступ кислорода воздуха к колошнику и тем самым, в основном, препятствуют сгоранию углерода [16, 17].

Правильно выбранные электрические параметры печи не только обеспечивают выплавку сплава с более высокими технико-экономическими показателя-

ми, но и дают возможность ведения технологического процесса. Под электрическими параметрами в данном случае следует принимать удельную электрическую мощность, отнесенную к площади пода печи, площади круга распада электродов, напряжение и ток на низкой стороне трансформатора, а также определенные отношения напряжения к току на электродах печи.

Для проведения испытаний была выполнена подготовка шихтовых материалов в соответствии с технологическими требованиями. Опытная партия шихтовых материалов была подвергнута техническим операциям по отбору проб для химического анализа путем применения трехразового квартования и перемешивания.

Химический и технический составы шихтовых материалов были следующими:

- высокозольный уголь Борлинского месторождения фракции 10 – 60 мм с техническим составом: A^a – 49,28 %; V^a – 17,02 %; W – 0,6 %; С – 33,1 % и минералогические составляющие золы: SiO_2 – 58,22 %; $\text{Fe}_{\text{общ}}$ – 1,2 %; Al_2O_3 – 29,98 %; CaO – 5,87 %; MgO – 3,12 %;

- окатыши хромовой руды фракции 8 – 15 мм следующего химического состава: Fe – 8,06 %; Cr_2O_3 – 40,07 %; Al_2O_3 – 8,06 %; P_2O_5 – 0,009 %; С – 3,38 %.

Эксперименты проводили в руднотермической электропечи с мощностью трансформатора 200 кВА. Разогрев электропечи производили в течение 12 ч на коксовой подушке, выполняющей роль проводника электрического тока и сохраняющей подину. По завершении периода разогрева электропечь была полностью очищена от остатков коксовой подушки. Электрический режим периода разогрева: вторичное напряжение 24,6 В, сила тока 150 – 200 А с высокой стороны. Температура в реакционной зоне печи обеспечивается за счет разряда дуги графитовым электродом диаметром 150 мм.

Шихтовые материалы для выплавки АХС представлены на рис. 1.



Рис. 1. Шихтовые материалы для выплавки АХС: высокозольный борлинский уголь (а); окатыши хромовой руды (б)

Fig. 1. Charge materials for ACS smelting: high-ash Borlinsky coal (a); chromium ore pellets (b)

Плавку вели непрерывным способом с загрузкой шихты небольшими порциями по мере усадки колошника и с периодическим выпуском металла через каждые 2 ч в чугунные изложницы. Открытие летки производили железным прутом. Металл каждого выпуска взвешивали, после чего отбирали пробы на химический анализ.

Основной задачей исследования было полное восстановление всех основных элементов из оксидов высокозольного каменного угля при непрерывном, устойчивом и легко регулируемом бесшлаковом процессе.

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ

Шихта рассчитывалась с учетом полного восстановления оксидов руды и золы угля. Поскольку борлинский уголь в своем составе содержит почти половину оксидов, которые составляют золу, корректировку шихты осуществляли изменением навески руды, так как изменение навески угля привело бы к одновременному изменению количества оксидов в шихте.

Расчет состава шихтовых материалов был принят с условием получения сплава, в котором сумма процентных содержания Si и Al должна соответствовать 30 – 35 %, а содержание хрома в пределах 40 – 45 %. Коэффициенты распределения элементов между продуктами плавки приведены в табл. 2.

При работе на оптимальном составе шихты наблюдался хороший ход печи: в ванне не образовывались карбиды металла и не накапливались невосстановленные оксиды. При открытии летки металл выходил горячим и бурно. Внешними признаками хорошего хода печи было равномерное газовыделение по всему сечению колошника и отсутствие обвалов шихты вокруг электрода. При недостаточном обслуживании колошника можно было наблюдать образование свищей в местах, где уже оставался тонкий слой непрореагировавшей шихты и, как крайний случай, самопроизвольный обвал.

При работе на шихте, имеющей недостаток восстановителя, колошник терял свойство хорошей газопроницаемости из-за размягчения и сплавления непрореагировавшей шихты. Колошник представлял собой вязкую массу, трудно пронизываемую газами. Недо-

восстановленная часть оксидов накапливалась в ванне печи и затрудняла выпуск металла, так как перекрывала летку. Чтобы привести печь в нормальное состояние, под электрод заваливали небольшое количество кокса – 0,2 кг, а иногда и продавливали его электродом. Работа печи в этом случае несколько улучшалась.

При работе на шихте с избытком восстановителя происходило интенсивное образование и накопление карбидов под электродом в виде столба, что приводило к большим потерям тепла и ухудшало процессы восстановления. Сверху вглубь ванны под электродом чувствовался твердый столб, а в других местах сухая пересыпающаяся шихта. Образовавшийся карбидный столб разрушался последующей работой на шихте, имеющей в избытке оксиды. Общий вид однофазной рудно-термической печи представлен на рис. 2.

Таким образом, имеющие место расстройства хода печи устранялись вышеописанными технологическими приемами, которые достаточно полно отработаны в процессе проведения плавки получения сплава АХС.

Продолжительность плавки составила 60 ч, не считая времени на разогрев футеровки печи. Проведенные испытания показали, что особенностью данного процесса является отсутствие активного самосхода шихты, что обуславливает образование тиглей вокруг электродов, прикрытых сверху шихтой. Диаметр тигля был равен 300 – 350 мм. О величине тиглей судили по ширине зоны обвалов шихты во время выпуска металла. Такая работа ванны печи имеет свои положительные и отрицательные стороны. Положительным является то, что при отсутствии интенсивного самосхода имеет место перегрев реакционной зоны, гарантирующий более полное протекание восстановительных реакций. С другой стороны, перегрев тиглей увеличивает тепловые потери и неравномерность токовой нагрузки. Химический состав полученного сплава АХС представлен в табл. 3.

За период опытных испытаний было израсходовано: хромовых окатышей – 351,56 кг; борлинского угля – 410,2 кг. Получено 148,55 кг комплексного сплава АХС, расход электроэнергии на 1 т сплава составил 2200 кВт·ч. Расход электроэнергии получился особенно низким за счет активности комплекса кремния с алюминием в составе сплава. Температура плавления окатышей из мелочи хромовой руды в зависимости от содержания хрома варьировалась в интервале температур 1600 – 1650 °С.

Поскольку выплавка проводилась при температуре свыше 1650 °С, то восстановленный металлический хром, наряду с восстановленным металлическим железом, проявил свойства растворителя для восстанавливаемых кремния и алюминия с образованием ряда силицидов хрома: Cr₃Si, Cr₅Si₃, CrSi, CrSi₂, которые, в свою очередь, растворяют образующийся карбид алюминия с образованием сложного комплексного сплава [18, 19].

Таблица 2

Коэффициенты распределения элементов между продуктами плавки

Table 2. Coefficients of elements distribution between smelting products

Продукт	Элемент						
	Si	Al	Fe	Ca	Mg	P	Cr
Сплав	70	60	97	2	0,3	60	90
Улет	30	40	3	98	99,7	40	10

**Химический состав сплава АХС, полученный
однотайным бесшлаковым способом**

*Table 3. Chemical composition of the
aluminum-chromium-silicon alloy obtained by
a single-step slag-free process*

Номер выпуска	Содержание компонентов, % (по массе)						Вес метал- ла, кг
	Al	Si	Fe	Cr	C	P	
1	7,09	21,97	20,14	42,17	0,54	0,037	2,6
2	8,01	21,48	19,27	47,20	0,61	0,034	8,4
3	9,32	24,09	17,00	44,73	0,42	0,039	9,0
4	9,70	26,69	16,03	46,06	0,85	0,032	6,2
5	9,98	26,53	16,68	40,86	0,81	0,029	2,5
6	8,89	27,26	17,32	45,45	0,82	0,022	7,1
7	11,61	30,24	10,39	40,77	0,54	0,037	13,3
8	9,81	28,06	23,83	31,41	1,04	0,031	9,6
9	9,32	28,70	18,70	33,77	0,63	0,022	3,7
10	9,10	26,88	16,88	39,20	0,72	0,030	6,1
11	9,54	31,96	17,77	37,75	0,35	0,026	13,3
12	9,98	27,90	15,60	41,49	0,72	0,032	2,9
13	6,49	31,96	18,52	43,82	0,65	0,025	4,55
14	5,94	28,53	17,53	45,6	0,59	0,031	7,3
15	8,07	30,96	22,76	39,26	0,75	0,028	7,6
16	6,38	15,22	19,23	37,37	0,65	0,039	4,4
17	4,96	27,68	22,97	37,41	0,60	0,043	9,6
18	4,23	24,89	25,68	39,71	0,43	0,045	10,1
19	5,62	27,23	24,81	39,52	0,40	0,046	6,1
20	6,74	26,32	36,34	30,52	0,52	0,049	1,5
21	6,87	24,77	23,03	39,71	0,56	0,050	3,5
22	6,06	22,63	18,86	44,32	0,71	0,069	9,2

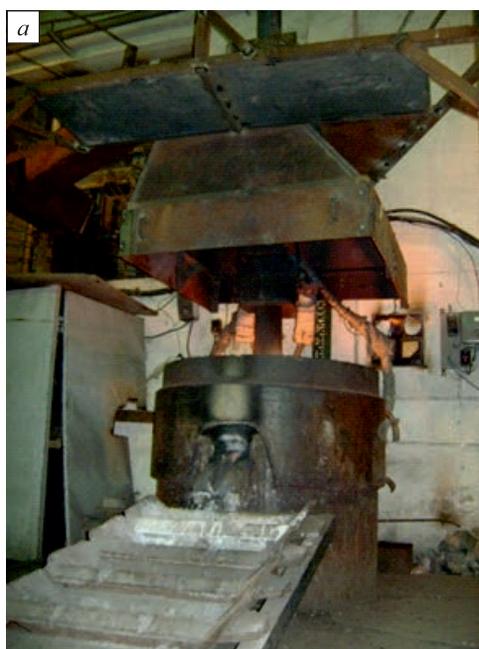


Рис. 2. Общий вид однофазной руднотермической печи (а), состояния колошника (б) и слитка сплава АХС, полученного бесшлаковым способом (в)

Fig. 2. General view of the single-phase ore-thermal furnace (a), state of the furnace mouth (b) and ingot of ACS alloy obtained by the slag-free method (c)

Данный механизм процесса восстановления кремния и алюминия в присутствии железо-хром-углеродистого металлического расплава существенно увеличил производительность электропечного агрегата за счет повышения степени извлечения кремния и алюминия и снижения их потерь в газовую фазу [20]. Полученный сплав АХС не рассыпался в порошок после его остыва-

ния. Выдержка в течение длительного времени сплава, содержащего 30 – 35 % Si + Al, 40 – 45 % Cr, 0,03 % P показала полную стабильность от рассыпания.

Вышеизложенные результаты технологических испытаний указывают на возможность получения комплексного сплава алюминий-хром-кремний однотайным способом и полной стабилизацией от рассыпания.

Выводы

Опыты, проведенные в руднотермической электропечи, показали принципиальную возможность получения сплава АХС непрерывным бесшлаковым способом из высокозольных борлинских углей и окатышей мелочи некондиционной хромовой руды. Переход основных компонентов шихты в сплав составил: хрома 82 – 85 %; кремния 68 – 70 %, алюминия 59 – 60 %. В зависимости

от зольности угля получен сплав АХС, содержащий: 39 – 43 % Cr; 23 – 27 % Si; 7 – 10 % Al.

Применение в качестве шихтового материала некондиционных высокозольных углей обеспечивает низкую себестоимость сплава АХС и позволяет исключить применение кокса.

Полученный металл не рассыпается в порошок при хранении. Этому способствует низкое содержание фосфора в сплаве, а также повышенное содержание алюминия в пределах 8 – 12 %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Leont'ev L.I., Grigorovich K.V., Kostina M.V. The development of new metallurgical materials and technologies. Part 1 // Steel in Translation. 2016. Vol. 46. No. 1. P. 6 – 15.
2. Дюдкин Д.А., Кисленко В.В. Современная технология производства стали. – М.: Теплотехник, 2007. – 528 с.
3. Рябчиков И.В., Панов А.Г., Корниенко А.Э. Модификаторы для обработки стали // Сб. док. Литейного консилиума № 2 «Теория и практика металлургических процессов при производстве отливок из черных сплавов». – Челябинск: Челябинский дом, 2007. С. 84.
4. Гудим Ю.А., Шумаков А.М., Пчелкин М.С., Чернышев Е.Я. Экономия рафинированного феррохрома при выплавке нержавеющей стали // Хромистые ферросплавы: Науч. тр. НИИМ. – М.: Металлургия, 1986. С. 102 – 106.
5. Медведев Г.В. Полупромышленные опытные плавки сплава АХС (алюминий-хром-кремний) из бедной хромовой руды и экибастузского угля. – Алма-Ата, 1969. – 143 с.
6. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения. – М.: Недра, 1993. – 293 с.
7. Рузинов Л.П., Гуляницкий Б.С. Равновесные превращения металлургических реакций. – М.: Металлургия, 1975. – 416 с.
8. Жалимбетов М.К., Жарылкасын Ж., Сраубаев Е.Н., Исмаилова А.А. Гигиеническая оценка трудовой деятельности работников, занятых открытой добычей и обогащением хромовой руды // Медицина труда и промышленная экология. 2008. № 2. С. 11 – 13.
9. Шабанов Е.Ж., Байсанов С.О., Исагулов А.З. и др. Получение комплексного сплава алюмосиликохрома бесшлаковым способом // Металлы. 2014. № 3. С. 11 – 14.
10. Толымбеков М.Ж., Байсанов С.О., Мусина И.Б. и др. Разработка технологии выплавки комплексного сплава АХС (алюминий-хром-кремний) // Теория и практика ферросплавного производства: Сб. науч. тр. Междунар. конф., посвященной 50-летию ОАО «Серовский завод ферросплавов». – Нижний Тагил, 2008. С. 122 – 129.
11. Лякишев Н.П., Гасик М.И., Дашевский В.Я. Металлургия ферросплавов. Часть 1. – М.: Изд-во «Учеба», 2006. – 117 с.
12. Ахметов А.Б., Юдакова В.А. О физико-химических основах процессов раскисления и модифицирования стали комплексными сплавами // Тр. университета. КапГТУ. 2015. № 1(58). С. 53 – 56.
13. Akimov E.N., Senin A.V., Roshchin V.E. Activity of components in the Al_2O_3 -CaO system // Steel in Translation. 2013. Vol. 43. No. 2. P. 39 – 41.
14. Лякишев Н.П., Гасик М.И. Металлургия хрома. – М.: ЭЛИЗ, 1999. – 582 с.
15. Акуов А.М., Толымбеков М.Ж., Избембетов Д.Д., Алмагамбетов М.С. Исследование возможности применения алюмосиликохрома в процессе металлургии рафинированного феррохрома // Электрометаллургия. 2012. № 2.С. 14 – 18.
16. Baisanov S., Shabanov Ye., Baisanov A. etc. Diagram of phase structure of metallic system in liquid state // Proceedings of the Fourteenth Ferroalloys Congress INFACON XIV. 2015. P. 540 – 547.
17. Mekhtiev A., Shabanov Ye., Issagulov A. etc. Development of technology of complex aluminum-silicon-chrome alloy with utilization of offgrade raw materials // Journal for Theory and practice in Metallurgy – «Metallurgija». 2014. No. 5. P. 110 – 114.
18. Dawson N.F., Edwards R.I. Factors affecting the reduction of chromite // Proc. of the 4th International Ferro-alloys Congress. 1986. P. 105 – 113.
19. Duong H.V., Johnston R.F. Kinetics of solid state silica fluxed reduction of chromite with coal // Ironmaking & Steelmaking. 2000. No. 27. P. 202 – 206.
20. Chakraborty D., Ranganathan S., Sinha S.N. Investigations on the carbothermic reduction of chromite ores // Metallurgy and materials processing science. 2005. No. 27. P. 437 – 444.

Поступила 18 мая 2018 г.

IZVESTIYA VUZOV. CHERNAYA METALLURGIYA = IZVESTIYA. FERROUS METALLURGY. 2018. VOL. 61. NO. 9, pp. 714–720.

DEVELOPMENT OF THE SMELTING TECHNOLOGY OF COMPLEX ALUMINUM-CHROME-SILICON-CONTAINING ASC ALLOY FROM SUBSTANDARD RAW MATERIALS

A.S. Orlov^{1,3}, A.Z. Isagulov¹, O.R. Sariev², M.Zh. Tolymbekov³

¹ Karaganda State Technical University, Karaganda, Republic of Kazakhstan

² Zhubanov Actobe Regional State University, Aktobe, Republic of Kazakhstan

³ Chemical-Metallurgical Institute named after Zh. Abishev, Karaganda, Republic of Kazakhstan

Abstract. Scientists of the Chemical-Metallurgical Institute named after Zh. Abishev develop new types of highly effective alloys based on resource-saving technologies that allow the complex processing of natural and technogenic raw materials, such as carbonaceous waste, chrome ore fines, etc. Therefore, it has led to the creation of a one-stage, slag-free and non-waste technology with the maximum use of all useful charge components. With disappearance of rich ore reserves,

as well as the expansion of demand for raw materials and the development of technology, the rich ores are replaced by poorer and substandard ones that require new methods of processing. The maximum use of raw materials and industrial waste, if this is economically justified, is one of the basic requirements for the technology. This task is closely intertwined, and in many cases coincides with another task – the development of integrated methods of raw materials processing, which, in the general production cycle, allows using, if possible, all useful elements of raw materials. The main objective of the study is to find ways to improve the use of sub-standard chrome ore. As a reducing agent in the electrothermal smelting of the ACS alloy, instead of expensive coke, without which no process of carbothermic smelting is required, a cheap high-ash Borly coal was used. The coal ash, which mainly consists of silica and alumina, is an additional source of silicon and aluminum in the alloy. This technology will be simple and allows regarding substandard chromium ore as a complex metallurgical raw material, since not only chrome is used, but also the components of the waste rock – silicon and aluminum. As a result of the complete

reduction of all charge oxides, this technology will make it possible to obtain a complex alloy of ACS with an approximate chemical composition: 39 – 43 % of chromium, 23 – 27 % of silicon, 7 – 10 % of aluminum. The transition of the main components of the charge to the alloy will be: 82 – 85 % of chromium, 68 – 70 % of silicon, 59 – 60 % of aluminum. In this paper, the results of experimental studies on the production of a complex alloy of ACS (aluminum-chromium-silicon) from high-ash coals of the Borly deposit and chrome ore minerals of the Donskoi GOK are presented. The course of furnace operation is described with a lack, excess, and also the calculated amount of the reducing agent. The ways of eliminating the upset in furnace operation are shown.

Keywords: ACS complex alloy (aluminum-chromium-silicon), chrome ore fines, chrome ore pellets, high-ash coal, carbothermic process, one-stage technology, slag-free process.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-714-720

REFERENCES

1. Leont'ev L.I., Grigorovich K.V., Kostina M.V. The development of new metallurgical materials and technologies. Part. 1. *Steel in Translation*. 2016, vol. 46, no. 1, pp. 6–15.
2. Dyudkin D.A., Kisilenko V.V. *Sovremennaya tekhnologiya proizvodstva stali* [Modern technology of steel production]. Moscow: Teplotekhnika, 2007, 528 p. (In Russ.).
3. Ryabchikov I.V., Panov A.G., Kornienko A.E. Modifiers for steel processing. In: *Teoriya i praktika metallurgicheskikh protsessov pri proizvodstve otlivok iz chernykh splavov. Sb. dokladov Liteinogo konsiliuma № 2, 2007, Chelyabinsk* [Theory and practice of metallurgical processes in the production of castings from black alloys. Collection of reports of the Foundry Council no. 2, 2007, Chelyabinsk]. Chelyabinsk: Chelyabinskii dom, 2007, pp. 84. (In Russ.).
4. Gudim Yu.A., Shumakov A.M., Pchelkin M.S., Chernyshev E.Ya. Economy of refined ferrochrome in stainless steel smelting. In: *Khromistyie ferrosplavy. Nauchnye trudy NIIM* [Chrome ferroalloys. Scientific works of NIIM]. Moscow: Metallurgiya, 1986, pp. 102–106. (In Russ.).
5. Medvedev G.V. *Polupromyshlennyye opytne plavki splava AKhS (alyuminiy-khrom-kremnii) iz bednoi khromovoi rudy i ekibastuzskogo uglia* [Semi-industrial experimental melting of ACS alloy (aluminum-chromium-silicon) from poor chrome ore and Ekibastuz coal]. Alma-Ata, 1969, 143 p. (In Russ.).
6. Shokhin V.N., Lopatin A.G. *Gravitatsionnye metody obogashcheniya* [Gravitational enrichment methods]. Moscow: Nedra, 1993, 293 p. (In Russ.).
7. Ruzinov L.P., Gulyanitskii B.S. *Ravnovesnye prevrashcheniya metallurgicheskikh reaktsii* [Equilibrium transformations of metallurgical reactions]. Moscow: Metallurgiya, 1975, 416 p. (In Russ.).
8. Zhalimbetov M.K., Zharylkasyn Zh., Sraubaev E.N., Ismailova A.A. Hygienic assessment of labor activity of workers engaged in open-cast mining and enrichment of chrome ore. *Meditsina truda i promyshlennaya ekologiya*. 2008, no. 2, pp. 11–13. (In Russ.).
9. Shabanov E.Zh., Baisanov S.O., Isagulov A.Z., Baisanov A.S., Chekimbaev A.F. Fabrication of a complex aluminosilichrome alloy by a slag-free method. *Russian Metallurgy (Metally)*. 2014, no. 5, pp. 358–360.
10. Tolymbekov M.Zh., Baisanov S.O., Musina I.B., Izbembetov Zh.Zh., Akuov A.M., Osipova L.V. Development of the smelting technology of ACS complex alloy (aluminum-chromium-silicon). In: *Teoriya i praktika ferrosplavnogo proizvodstva. Sbornik nauchnykh trudov mezhdunarodnoi konferentsii posvyashchennoi 50-letiyu OAO "Serovskii zavod ferrosplavov"* [Theory and practice of ferroalloy production. Collection of sci. works of the Int. Conf. devoted to the 50th Anniversary of OJSC "Serov Ferroalloy Plant"]. Nizhnii Tagil, 2008, pp. 122–129. (In Russ.).
11. Lyakishev N. P., Gasik M. I., Dashevskii V. Ya. *Metallurgiya ferrosplavov* [Metallurgy of ferroalloys]. Moscow: Ucheba, 2006, 117 p. (In Russ.).
12. Akhmetov A.B., Yudakova V.A. On the physical-chemical basis of deoxidation and modification processes of steel by complex alloys. *Trudy universiteta. KarGTU*. 2015, no. 1(58), pp. 53–56. (In Russ.).
13. Akimov E.N., Senin A.V., Roshchin V.E. Activity of components in the Al₂O₃-CaO system. *Steel in Translation*. 2013, vol. 43, no. 2, pp. 39–41.
14. Lyakishev N.P., Gasik M.I. *Metallurgiya khroma* [Metallurgy of chromium]. Moscow: ELIZ, 1999, 582 p. (In Russ.).
15. Akuov A.M., Tolymbekov M.Zh., Izbembetov D.D., Almagambetov M.S. Investigation of the possibility of using aluminosilichrome in the process of metallothermy of refined ferrochromium. *Elektrometallurgiya*. 2012, no. 2, pp. 14–18. (In Russ.).
16. Baisanov S., Shabanov Ye., Baisanov A., Issagulov A., Laurent Ch. Diagram of phase structure of metallic system in liquid state. *Proceedings of the Fourteenth Ferroalloys Congress INFACON XIV*. 2015, pp. 540–547.
17. Mekhtiev A., Shabanov Ye., Issagulov A., Baissanov A., Issagulova D. Development of technology of complex aluminum-silicon-chrome alloy with utilization of offgrade raw materials. *Journal for Theory and practice in Metallurgy – "Metalurgija"*. 2014, no. 5, pp. 110–114.
18. Dawson N.F., Edwards R.I. Factors affecting the reduction of chromite. *Proc. of the 4th International Ferro-alloys Congress*. 1986, pp. 105–113.
19. Duong H.V., Johnston R.F. Kinetics of solid state silica fluxed reduction of chromite with coal. *Ironmaking & Steelmaking*. 2000, no. 27, pp. 202–206.
20. Chakraborty D., Ranganathan S., Sinha S.N. Investigations on the carbothermic reduction of chromite ores. *Metallurgy and materials processing science*. 2005, no. 27, pp. 437–444.

Information about the authors:

A.S. Orlov, Doctoral (wolftailer@mail.ru)
A.Z. Isagulov, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Vice President
O.R. Sariev, Cand. Sci. (Eng.), Dean of the Technical Faculty
M.Zh. Tolymbekov, Corresponding Member of Kazakhstan Academy of Sciences, Dr. Sci. (Eng.), Professor

Received May 18, 2018

УДК 669(091).013:504.604.36

АНАЛИЗ МЕТОДОЛОГИИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЫБРОСОВ CO₂ НА ТЕРРИТОРИИ РФ ПРИМЕНИТЕЛЬНО К ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Симомян Л.М., д.т.н., профессор кафедры металлургии стали, новых производственных технологий и защиты металлов (lmsimonyan@yandex.ru)

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(119049, Россия, Москва, Ленинский пр., 4)

Аннотация. Рассмотрены различные точки зрения о причине изменения глобального климата. Наблюдаемое в настоящее время потепление, по одной из версий, связано с парниковым эффектом, т. е. с ростом содержания парниковых газов (в основном диоксида углерода CO₂) в атмосфере. Считается, что неконтролируемый рост парниковых газов в атмосфере может привести к негативным последствиям. Показано, что Положение РКИК и предлагаемая МГЭИК методология учета парниковых газов носят рекомендательный характер. В частности, инвентаризацию парниковых газов можно производить с учетом особенностей национального развития. Основная цель инвентаризации парниковых газов – определение резервов их сокращения. Рассмотрены антропогенные источники формирования CO₂ в Российской Федерации. Приведены сравнительные показатели выбросов CO₂ в различных секторах производства. Проанализирована методология определения парниковых газов в Российской Федерации, в частности, применительно к черной металлургии. Анализ показал, что в официальных отчетах для оценки эмиссии CO₂ в атмосферу используются в основном Базовый и Секторный подходы и метод Уровня 2. Детальный подход и метод Уровня 3 используются для ограниченного числа металлургических переделов. Часть выбросов CO₂, образующихся в черной металлургии, в частности выбросы при производстве доменного кокса, учитывается в секторе «Энергетика». Согласно кадастровой оценке, суммарные антропогенные выбросы CO₂ на территории РФ снизились и составили в 2015 г. 75 % от уровня 1990 г. По сравнению с 1990 г. снизились также выбросы CO₂ в черной металлургии. Оценена доля черной металлургии в антропогенных выбросах CO₂, которая по сравнению с 1990 г. (4,0 %) возросла и составила 4,8 % в 2015 г. Анализ показал, что методология оценки эмиссии парниковых газов применительно к секторам промышленного производства, в частности к черной металлургии, должна быть прозрачной и способствовать поиску резервов для их сокращения. Государство могло бы стимулировать сокращение парниковых газов, предоставляя льготы тем предприятиям, которые успешно решают эти вопросы.

Ключевые слова: парниковые газы, эмиссия CO₂, черная металлургия, Киотский протокол, Положение РКИК, МГЭИК, инвентаризация парниковых газов.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-721-730

ВВЕДЕНИЕ

Диоксид углерода (CO₂) – естественный компонент атмосферы, содержащийся в небольшой концентрации (0,03 % (по массе)). Баланс углерода в природе регулируется естественным углеродным обменом между атмосферой, океаном и поверхностью континентов. В последнее столетие наблюдается увеличение концентрации CO₂ в атмосфере: темпы ежегодного прироста составляют 0,5 %. Поскольку источниками диоксида углерода являются как природные процессы, так и антропогенные (сжигание ископаемого топлива), возникает вопрос о роли каждого из них в увеличении содержания CO₂ в атмосфере.

В настоящее время концентрация CO₂ в атмосфере достигла 0,04 %, а к 2100 г., согласно демонстрационным сценариям, разработанным Межправительственной группой экспертов по изменению климата, она может достичь 540 – 970 млн⁻¹, т. е. концентрация будет на 90 – 250 % больше, чем в доиндустриальном периоде. Вопрос о том, каковы могут быть последствия увеличения концентрации CO₂ в атмосфере, широко дискутируется не только учеными, но и политиками,

экономистами и др. Многочисленные исследования выявили положительную связь между концентрацией CO₂ в атмосфере и глобальной температурой. И хотя нет достаточных оснований считать, что причиной потепления планеты является рост концентрации CO₂ и других газов, вызывающих парниковый эффект (или наоборот), наличие этой проблемы вызывает озабоченность мирового сообщества.

Главная проблема в понимании причин изменений климата связана с сохраняющейся до сих пор невозможностью достаточно надежного учета климатических обратных связей, инерционностью климатической системы, наличием многолетних естественных колебаний приземной температуры воздуха [1], неоднозначностью трактовки понятий «изменение климата», «глобальное потепление» и др.

Среди ученых нет единого мнения относительно вклада антропогенной составляющей в изменение климата. Одни считают, что антропогенные выбросы могут способствовать накоплению CO₂ в атмосфере [2 – 6], другие считают, что эти выбросы не могут играть роли в естественном ходе природных процессов [1, 7]. Ни одна из точек зрения на сегодняшний день не доказуе-

ма. Трудность выявления указанных связей состоит в том, что отсутствуют проверенные и достоверные методы количественной оценки естественной составляющей CO_2 и ее роли в изменении климата.

Следует отметить, что каковы бы ни были причинно-следственные связи между выбросами CO_2 и изменением глобального климата, этот вопрос требует пристального внимания и изучения.

Мировое сообщество на угрозу глобального изменения климата ответило подписанием в декабре 1997 г. в Киото (Япония) соглашения о сокращении эмиссии парниковых газов. Положение РКИК – Рамочная конвенция по изменению климата (ст. 4, п. 1а) гласит: «Все стороны, учитывая свою общую, но дифференцированную ответственность и свои конкретные национальные и региональные приоритеты, цели и условия развития... разрабатывают, периодически обновляют, публикуют и представляют национальные кадастры антропогенных выбросов всех парниковых газов, используя сопоставимые методологии...» [8]. Документ носит рекомендательный характер и предлагает, учитывая особенности национального развития, производить инвентаризацию парниковых газов с целью определения резервов их сокращения.

МЕТОДОЛОГИЯ РАСЧЕТА ПАРНИКОВЫХ ГАЗОВ

Главное требование к методологии расчетов парниковых газов – использование сопоставимой методологии. Межправительственная группа экспертов по изменению климата (МГЭИК) рекомендует использовать три подхода для инвентаризации парниковых газов:

1 – балансовый расчет по данным об общем производстве и ввозе/вывозе основных видов топлива в стране (области) – Базовый подход;

2 – расчет выбросов по категориям источников по данным о потреблении топлива в различных отраслях и секторах экономики (обязателен для России) – Секторный подход;

3 – оценка выбросов на основе конкретных данных по технологическим процессам и предприятиям (для ограниченного числа крупнейших объектов) – Детальный подход «снизу-вверх».

Согласно [9], в зависимости от наличия исходных данных, особенностей сжигаемых топлив и применяемых технологий, а так же вклада каждой из категорий источников в суммарный выброс парниковых газов в регионе, могут применяться три уровня расчетов:

– Уровень 1 основан на статистических данных о сжигании топливно-энергетических ресурсов по категориям источников и средних, рекомендуемых МГЭИК, коэффициентах выбросов;

– Уровень 2 основан на статистических данных о сжигании топливно-энергетических ресурсов, аналогичных используемым в подходе Уровня 1, но вместо рекомендуемых МГЭИК коэффициентов используются

региональные или национальные коэффициенты выбросов;

– Уровень 3 основан на использовании расчетных или измеренных данных по выбросам на уровне отдельных предприятий.

В Базовом подходе используется методология Уровня 1 для оценки региональных выбросов парниковых газов на основе потребляемых топливно-энергетических ресурсов. Таким образом, Базовый подход является подходом «сверху-вниз», и он сравнительно независим от Детального подхода «снизу-вверх».

Для ключевых категорий источников может применяться метод Уровня 2, если технологии производства, сжигания отличны по своим характеристикам от средних российских условий. Методы Уровня 3 используют подробные модели расчета выбросов или измерения и данные на уровне отдельных предприятий. При правильном применении эти модели и измерения должны обеспечивать более точные оценки выброса парниковых газов. При этом результаты, полученные разными методами, не должны сильно различаться (не более 5 %).

Рекомендуется выбросы от производства тепла и энергии для собственных нужд относить к той категории источников выбросов, к которой относится основной вид продукции, производимой на предприятии. Сложность технологических процессов ряда производств не всегда позволяет провести четкое разделение между сжиганием топлива в целях получения тепла и энергии для собственных нужд и потреблением топлива для основной производственной деятельности. Поэтому подчеркивается, что при инвентаризации упор делается на полноту учета сжигаемого топлива и, соответственно, полноту расчета выбросов, в то время как сами выбросы в кадастре парниковых газов могут быть отражены в наиболее подходящих для этого категориях источников.

Выбросы парниковых газов из всех источников горения могут быть рассчитаны на основе данных о количествах и видах сожженного топлива и соответствующих коэффициентов выбросов. Расчет выбросов парниковых газов выполняется по формуле

$$E_i = A_i E_{F_i}, \quad (1)$$

где: E_i – выброс в атмосферу i -го газа; A_i – данные о деятельности (количественная характеристика деятельности, приводящей к выбросу за определенный период, обычно за год); E_{F_i} – коэффициент выброса (удельный выброс i -го парникового газа на единицу деятельности).

МЕТОДИКА РАСЧЕТОВ ВЫБРОСОВ CO_2 В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

В национальном докладе о кадастре антропогенных выбросов [10], формируемом в соответствии с методи-

Производство ЖПВ, тыс. т и средний удельный расход природного газа, м³/т ЖПВ в РоссииTable 1. Direct reduced iron production (in thousand tons) and average specific consumption of natural gas (m³/t DRP) in Russia

Показатель	1990	1995	2000	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
ЖПВ	1683	1678	1919	3203	3251	3240	4571	4603	4703	5293	5502	5687	5630	5777
ПГ	365,9	341,4	325,2	319,5	319,3	315,4	315,1	317,5	315,7	314,5	314,1	313,2	309,9	304,6

кой МГЭИК (IPCC, 2006), за 1990 – 2015 гг. выбросы парниковых газов в черной и цветной металлургии выделены в субсектор «Металлургия». По этим данным, в 1998 г. общий выброс парниковых газов от металлургии составлял 60,2 % от уровня 1990 г., а в 2015 г. суммарный выброс составил 88,8 млн т CO₂-экв., что соответствует 70,7 % от уровня выбросов в металлургии в 1990 г.

Для того, чтобы оценить долю черной металлургии в общих выбросах CO₂ в атмосферу на территории РФ, рассмотрим рекомендуемые методики их оценки и полученные результаты [9, 10].

Рекомендации для оценки выбросов парниковых газов в черной металлургии приведены в пункте II.4.1 «Выбросы черной металлургии» [10]. Учитываются следующие источники выбросов в черной металлургии:

- предприятия по производству агломерата и окатышей;
- интегрированные предприятия по производству чугуна и стали;
- вторичные предприятия по производству стали из стального лома;
- предприятия по производству железа прямого восстановления (ЖПВ), в некоторых случаях интегрированные с предприятиями по производству стали;
- предприятия по производству доменного кокса;
- предприятия по производству ферросплавов.

Для расчета в Кадастре использовался метод Уровня 2, предусматривающий раздельную оценку выбросов CO₂ для доменного производства чугуна и для выплавки стали. Отдельно оценивались выбросы CO₂ при производстве железа прямого восстановления (по методу Уровня 3) и при производстве окатышей (по методу Уровня 1), а также выбросы CH₄ от производства агломерата и железа прямого восстановления.

Производство чугуна. При расчете эмиссии CO₂ от производства чугуна принимали, что содержание углерода в коксе составляет 83 %, в руде 0 %, в чугуне 4,3 %, средний удельный расход кокса 0,538 т/т чугуна.

Производство железа прямого восстановления. Конверсия природного газа (14,836 т С/ТДж) в восстановительный газ в этом процессе осуществляется диоксидом углерода (CO₂), содержащимся в отходящем из печи колошниковом газе по реакции CH₄ + CO₂ = 2CO + 2H₂. Среднее содержание углерода в ЖПВ со-

ставляет от 1,1 до 1,7 %. Данные о производстве ЖВП и среднем удельном потреблении природного газа (ПГ) приводятся в табл. 1.

Производство стали. Оценка выбросов CO₂ при производстве стали основана на изменении содержания углерода в продукции при производстве стали из чугуна, металлизированных окатышей и стального лома¹. Принято, что 97 % выплавляемого чугуна используется для производства стали: содержание углерода в чугуне и стали составляет 4,3 и 0,25 % соответственно, удельный расход электродов – 2,3 кг/т электростали. Данные по производству продукции приводятся в табл. 2. Учитываются также выбросы CO₂ при использовании горячебрикетированного железа для производства стали (по методу Уровня 2). Отдельно оценивались выбросы CO₂ при производстве электростали на ОЭМК (по методу Уровня 3).

Производство окатышей. Выбросы CO₂ от производства окатышей оценивались по методике Уровня 1. Принят коэффициент выбросов, равный 0,03 т CO₂/т произведенных в стране окатышей. Данные об объемах производства окатышей приведены в табл. 2.

Выбросы CH₄ от производства агломерата и ЖПВ. В расчетах использовались коэффициенты выбросов, равные 0,07 кг CH₄/т агломерата и 1 кг CH₄/ТДж природного газа. Данные об объемах производства агломерата представлены в табл. 2.

Производство ферросплавов. Оценка выполнена для производств доменного ферромарганца, ферросилиция, феррохрома, силикомарганца и металлического кремния. Объемы производства представлены в табл. 3. Для расчета выбросов использовались коэффициенты выбросов, т CO₂/т продукции: ФМн – 1,5; ФС 45 % – 2,5; ФХ – 1,6; СМн – 1,4; металлический кремний – 5,0.

Оценка выбросов CH₄ от производства ФС и металлического кремния выполнялась по методике Уровня 1. Использовались коэффициенты выбросов: 1,2 кг CH₄/т металлического кремния и 1,0 кг CH₄/т ферросилиция.

Оценка выбросов CO₂ и CH₄ выполнялась по формуле (1). Коэффициенты выбросов и перечень данных о деятельности, необходимых для оценки выбросов, представлены в табл. 4.

¹ По-видимому, вдувание углерода при выплавке электростали не учитывалось.

Таблица 2

Производство чугуна, в том числе передельного, стали, электростали, окатышей, агломерата и проката черных металлов в России, тыс. т

Table 2. Production of iron, including pig iron, steel, electrosteel, sinter, pellets and rolled ferrous metals in Russia, thous. ton

Показатель	1990	1995	2000	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
Производство чугуна, в т. ч. передельного	59 387	39 758	44 584	49 175	52 362	51 516	48 275	43 979	48 010	47 986	50 459	49 945	51 460	52 411
Экспорт передельного чугуна	2549	2889	3691	5132	6101	5805	5449	4630	4039	4409	4105	4100	4359	5340
Импорт передельного чугуна	–	174	2,2	2,5	1,3	6,7	7,7	0,0	0,1	0,8	0,5	0,5	0,3	0,2
Производство стали, в т. ч. электростали	89 622	51 589	59 150	66 262	70 816	72 370	68 711	59 803	66 844	68 114	70 392	68 862	70 547	69 422
Производство проката черных металлов	13 361	6619	8711	13604	16 269	19 543	20 020	16 158	19 122	20 488	19 964	19 510	21 167	19 920
Производство окатышей	63 737	39 035	46 712	54 661	58215	59 612	56 664	51 857	57 708	59 510	60 036	59 169	61 219	60 435
Производство агломерата	28 000	26 467	30 761	35 708	38 418	38 536	34 636	33 456	37 376	38 428	39 005	39 416	39 684	40 932
	42 264	42 264	49 593	56 717	61 142	59 395	56 937	52 923	57 108	57 855	58 759	58 750	59 275	60 519

Таблица 3

Производство ферросплавов в России, тыс. т

Table 3. Ferroalloys production in Russia, thous. ton

Показатель	1990	1995	2000	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
Si _{мет}	281	82,5	91,8	110,1	141,3	157,8	155,5	87,8	174,9	148,3	161,1	192,6	178,8	155,7
ФС45 ¹	633	372	672	742	892	896	846	765	899	1031	1048	1021	1061	1058
ФСХ40 ²	476	354	294	584	554	528	490	378	527	517	493	471	441	363
Фспл ³	–	–	–	–	40,8	72,2	83,4	114,7	156,1	149,5	164,2	167,5	176,4	188,9
ФХ60 ⁴	16,4	76,7	91,0	85,4	80,2	90,6	66,5	43,1	54,8	59,3	56,3	57,8	67,0	102,0
СМn92	48	41	63	58	56	57	57	24	50	58	58	55	55	60

¹ Ферросилиций в пересчете на 45 %-ное содержание кремния

² Ферросиликохром 40 % (товарный)

³ Ферросплавы доменные

⁴ С 2010 г. – феррохром

Коэффициенты выбросов и перечень данных о деятельности, необходимые для оценки выбросов

Table 4. Emission factors and activity data list required for emissions estimating

Категории источников	Коэффициент выбросов	
	CO ₂ , т/т продукции	CH ₄ , кг/т продукции
Производство кокса (выбросы учитываются в секторе «Энергетика»)	0,56	0,0001
2С1 Производство чугуна и стали		
производство агломерата	0,20	0,07
производство окатышей	0,03	–
производство чугуна	1,50	–
Производство железа прямого восстановления	0,53	0,011
Производство кислородно-конвертерной и мартеновской стали	0,13	–
Производство электростали	0,05	–
2С2 Производство ферросплавов		
ферросилиций 45 % Si	2,5	–
ферросилиций 65 % Si	3,6	1,0
ферросилиций 75 % Si	4,0	1,0
ферросилиций 90 % Si	4,8	1,1
ферромарганец (7 % С)	1,3	–
ферромарганец (1 % С)	1,5	–
феррохром 1,3	(1,6 с заводом агломерата)	–
Силикомарганец	1,4	–
Металлический кремний	5,0	1,2

ПРИМЕЧАНИЕ

1. При проведении инвентаризации выбросы CO₂ от производства доменного кокса рекомендуется относить к разделу «Энергетика». Все остальные выбросы должны учитываться в секторе «Промышленные процессы и использование продукции» (ППИП).

2. Выбросы CO₂ при производстве чугуна и агломерата связаны с использованием кокса, который имеет две функции в металлургическом процессе:

– восстановитель в реакции восстановления оксидов железа до железа;

– источник энергии, поскольку реакция углерода кокса и кислорода сопровождается выделением тепла.

3. В российской статистике использование кокса, природного газа и других видов топлива в качестве восстановителя в металлургии учитывается как топливное (не сырьевое) использование¹. Поэтому при оценке

¹ Термины «энергетика», «промышленные процессы» и другие, используемые в докладе, соответствуют определениям МГЭИК и не совпадают с традиционно употребляемыми в РФ определениями секторов (отраслей) экономики. В частности, к энергетическому сектору по классификации МГЭИК относятся, независимо от того, в каких отраслях экономики они происходят, сжигание всех видов топлива для получения энергии, а также потери газообразных топливных продуктов в атмосферу в виде технологические выбросов, утечек и сжигания в факелах.

выбросов от этой категории источников уже на стадии методических указаний отмечается, что существует опасность двойного учета или пропуска выбросов либо в секторе «ППИП», либо в секторе «Энергетика».

4. Хотя выбросы парниковых газов от производства доменного кокса относятся к сектору «Энергетика», сами выбросы от использования кокса в черной металлургии учитываются в секторе «ППИП» (черная металлургия).

5. В российской статистике потребление кокса в черной металлургии обычно относится к топливному использованию, поэтому для того, чтобы избежать двойного учета, рекомендуется исключить данные о неэнергетическом использовании кокса из сектора «Энергетика» и проводить перекрестную проверку данных с сектором «Промышленные процессы и использование продукции», избегая двойного учета.

6. Выбросы диоксида углерода (CO₂), относящиеся к использованию доменного газа, учитываются в секторе «ППИП» (черная металлургия), поэтому для того, чтобы избежать двойного учета, рекомендуется исключить доменный газ из расчетов в категории «Сжигание топлива».

7. Однако выбросы метана (CH₄) и закиси азота (N₂O) от сжигания доменного газа должны быть включены в сектор «Энергетика».

Ситуация, когда выбросы в пределах черной металлургии частично надо относить к сектору «Энергетика», а частично к сектору «Промышленные процессы и использование продукции» (черная металлургия), не позволяет видеть картину в отрасли целиком. Такой подход, т. е. двойственность оценки, затрудняет анализ тенденций по выбросам парниковых газов в отраслях промышленности, в том числе в черной металлургии.

Анализ официальных данных по выбросам CO₂ и оценка доли черной металлургии в общих выбросах

Согласно «Шестому национальному сообщению РФ», [11] в России антропогенные выбросы парниковых газов в 2011 г. составили более 2,3 млрд т CO₂-экв. Наибольший вклад в совокупный антропогенный выброс парниковых газов вносит энергетика: в 1990 г. вклад энергетика, выраженный в CO₂-экв., составлял 81,0 %, а в 2011 г. – 82,7 % [11]. Вклад промышленного сектора составлял 8,7 и 8,6 % соответственно. Наиболее значительным источником выбросов в промышленном секторе является металлургия – в 2011 г. они составили 52,9 % или 92 млн т¹. В этих выбросах не были учтены выбросы CO₂ в черной металлургии, поскольку они были отнесены к энергетическому сектору

Большая часть выбросов приходится на CO₂. Динамика изменения эмиссии CO₂ по годам приведена на рис. 1 [10 и 11].

Анализ показывает, что в сообщении [11] выбросы парниковых газов в черной металлургии отнесены к сектору «Энергетика», а в национальном докладе о кадастре антропогенных выбросов [10] они учтены совместно с выбросами цветной металлургии в субсекторе «Металлургия». Чтобы оценить долю ЧМ в общих выбросах CO₂ в атмосферу на территории РФ, рассмотрим обобщенные данные, приведенные в табл. 5².

Видно, что совокупные выбросы CO₂ в черной металлургии по сравнению с 1990 г. снизились, хотя в ферросплавном производстве наблюдается их увеличение.

Доля черной металлургии в выбросах CO₂ к 2011 г. возросла по сравнению с 1990 г. (4,1 %) и составила 5,2 %. Но это находится в пределах ошибки расчетов, поскольку методология из года в год совершенствуется.

Кроме того, не исключено, что в выбросах ЧМ мог наблюдаться двойной учет, поскольку порой не совсем понятно, какие выбросы надо относить к сектору «Энергетика», а какие – непосредственно к промышленным процессам.

На данном этапе, методические рекомендации [9], национальный доклад [10], Шестое национальное сообщение РФ [11] нацелены не столько на поиски резервов сокращения выбросов парниковых газов в конкретных отраслях промышленности или на предприятиях, сколько на полноту их инвентаризации, независимо от того, в каком секторе экономики они будут учтены. На это указывает также формат итоговой таблицы, в кото-

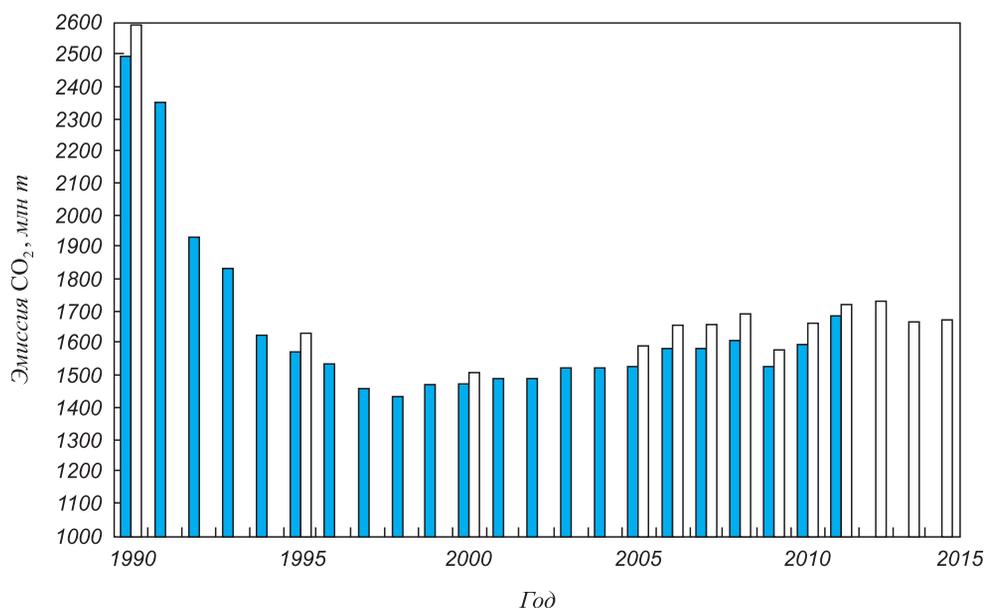


Рис. 1. Выбросы CO₂ в атмосферу на территории РФ за 1990 – 2015 гг., млн т, по данным:

■ – [11]; □ – [10]

Fig. 1. Emissions of CO₂ into the atmosphere on the territory of the Russian Federation for the period 1990 – 2015, mln. ton according to data:

■ – [11]; □ – [10]

¹ Без учета выбросов черной металлургии, поскольку они были отнесены к энергетическому сектору.

² Расчеты выбросов антропогенных газов и CO₂ проводились с использованием данных, приведенных в табл. 2 – 4 по описанной выше методологии.

Таблица 5

Выбросы CO₂ в атмосферу на территории РФ в черной металлургии, млн т
Table 5. Emissions of CO₂ into the atmosphere in ferrous metallurgy on the territory of Russian Federation, mln. ton

1990	1995	2000	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
Выбросы парниковых газов от сектора «Промышленные процессы и использование продуктов», Гг CO ₂ -экв.*													
298 475	181 458	197 356	210 555	219 463	222 308	213 026	186 883	203 968	207 039	214 271	214 691	214 068	209 981
Выбросы CO ₂ в атмосферу на территории РФ, млн т*													
2589,9	1629,6	1504,3	1594,1	1653,5	1653,4	1685,3	1577,0	1663,3	1718,1	1728,5	1667,9	1671,1	1670,8
Выбросы CO ₂ от производства окатышей, чугуна, стали и железа прямого восстановления*													
102,6	67,3	75,3	81,8	88,1	87,6	82,8	76,0	82,9	83,1	80,0	74,2	76,1	75,5
Выбросы CO ₂ от производства ферросплавов*													
0,28	1,7	2,4	3,1	3,4	3,5	3,3	2,7	3,6	3,9	3,9	3,8	3,9	3,8
Выбросы CO ₂ в атмосферу на территории РФ в черной металлургии**													
102,88	69,0	77,7	84,9	91,5	91,1	86,1	78,7	86,5	87,0	83,9	78,0	80,0	79,3
Доля черной металлургии в антропогенных выбросах CO ₂ на территории РФ, %**													
4,0	4,1	5,2	5,3	5,5	5,5	5,1	5,0	5,1	5,2	4,9	4,7	4,8	4,8

* Данные из работы [10].

** Расчет.

рой необходимо указывать лишь региональные суммарные выбросы по секторам экономики [10].

Для выявления резервов сокращения парниковых газов необходимо детализировать выбросы в технологических процессах, в которых тепловые и окислительно-восстановительные процессы протекают одновременно. Если ставить задачу сокращения потребления углерода и выбросов CO₂, то все процессы необходимо рассматривать и отдельно, и в совокупности с другими процессами, в том числе в смежных производствах.

В рекомендуемом МГЭИК Секторном подходе предлагается проводить расчет выбросов по категориям источников на основе данных о потреблении топлива в различных отраслях и секторах экономики и он обязателен для России. Это означает, что черная металлургия, которая является одной из крупных отраслей, на которую приходится более 10 % топливно-энергетических ресурсов, потребляемых промышленностью, должна в обязательном порядке проводить инвентаризацию выбросов парниковых газов с целью выявления резервов их сокращения.

В случае с черной металлургией для расчетов подходит Детальный подход, «снизу-вверх», т. е. все выбросы доменного производства следовало бы отнести к выбросам доменного производства, а не к энергетике. То же самое и по другим переделам металлургического производства. Тогда доля энергетики будет составлять около 50 % выбросов парниковых газов, а не 80 %, как приводится в работе [11].

Долгосрочная цель инвентаризации – поиск путей сокращения антропогенных выбросов CO₂, должна реализовываться на Детальном подходе методов, предло-

женных МГЭИК, с учетом региональных и национальных особенностей производства стали и ферросплавов предприятиями черной металлургии.

Такой подход с некоторыми вариациями предлагали в своих работах Юсфин Ю.С. с соавторами [3, 12], Шевелев Л.Н. [5, 13], Лисиенко В.Г. с соавторами [6, 14], Симонян Л.М., Потапочкин А.Н. с соавторами [15 – 18] и др. Несмотря на некоторые различия в методах оценки, они позволяют предприятиям более четко учитывать потребление углерода и выбросы CO₂, находить резервы сокращения и прогнозировать на отдаленные перспективы.

По ориентировочным оценкам, антропогенные выбросы составляют 1/10 часть естественных выбросов [15, 18] (рис. 2).

Из представленных на рис. 2 данных видно, что на мировую энергетику приходится 50 % всех антропогенных выбросов, на черную металлургию – 7,3 %, в том числе на доменное производство 51,2 %, кислородно-конвертерное – 4,0 %, электросталеплавильное – 2,2 %.

Аналогичные оценки антропогенных выбросов CO₂ для РФ показали, что доля энергетики в 2001 г. составляла 45 %, доля металлургии – 11 %, в т. ч. черной металлургии – 5,8 %. [15 – 18]. Подобная ситуация с небольшими вариациями характерна и для других годов (см. долю черной металлургии в табл. 5). В целом отечественная черная металлургия выбрасывает в атмосферу примерно 80 млн т CO₂/год (для сравнения, в мире – 1,62 млрд т), что составляет 5 % от мировых выбросов предприятиями черной металлургии.

В разных странах, используя методологию МГЭИК, разрабатывают свои методы для оценки эмиссии пар-

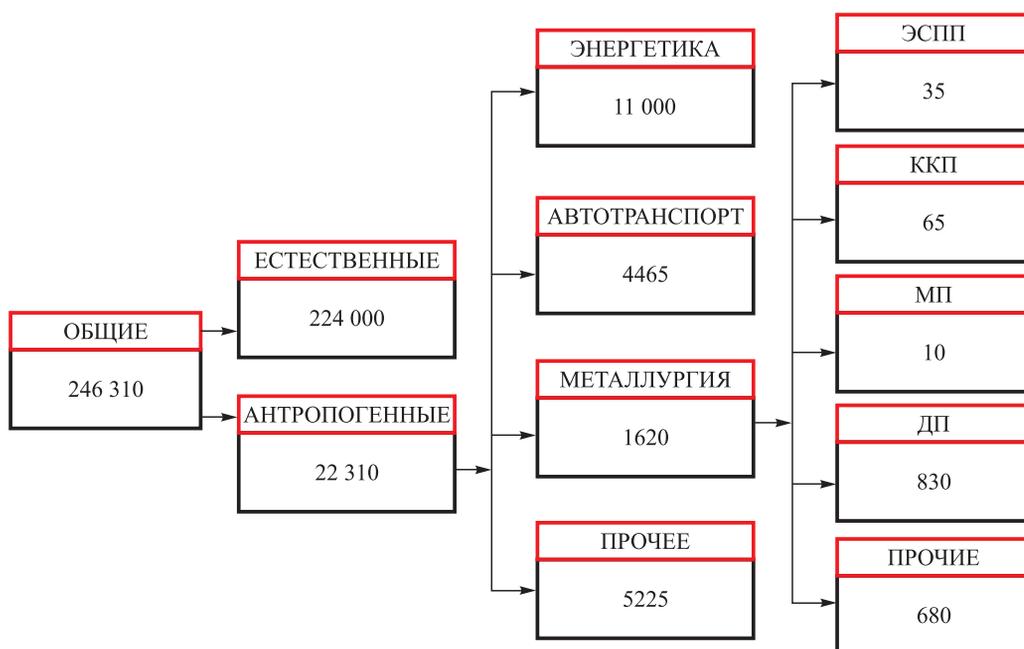


Рис. 2. Ориентировочная оценка выбросов CO₂ в атмосферу в мире (2001 г.)

Fig. 2. Approximate estimation of CO₂ emissions in the world (2001)

никовых газов [19, 20]. Основным критерием достоверности полученных результатов является согласие суммарных отраслевых и национальные выбросов, полученных разными способами оценки.

Выводы

Проведен анализ методологии расчета парниковых газов в черной металлургии (на примере CO_2). Показано, что доля отрасли в промышленных выбросах CO_2 на территории РФ составляет около 4,8 %. Использование различных подходов и уровней расчетов применительно к различным переделам черной металлургии не позволяет выявлять проблемы отрасли и резервы сокращения выбросов парникового газа. Сделан вывод, что независимо от того, в каких статьях кадастра парниковых газов будут учитываться выбросы предприятий и переделов черной металлургии, ее следовало выделить в отдельную группу и использовать унифицированный подход для инвентаризации парникового газа с детализацией процессов. Для этого необходимо использовать Детальный подход «снизу-вверх» и метод Уровня 3.

В целом отечественная черная металлургия выбрасывает в атмосферу примерно 80 млн т CO_2 /год (для сравнения, в мире – 1,62 млрд т), что составляет 5 % от мировых выбросов предприятиями ЧМ. Если государство заинтересовано в сокращении эмиссии парниковых газов, то предприятия, способствующие этому, должны получать поддержку в виде льгот.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кондратьев К. Я., Демирчан К.С. Глобальные изменения климата и круговорот углерода // Изв. РГО. 2000. Т. 132. Вып. 4. С. 1 – 20.
2. Бердин В.Х., Васильев С.В., Данилов-Данильян В.И. и др. Киотский протокол: вопросы и ответы. Режим доступа: https://wwf.ru/upload/iblock/3e3/kyoto_qa.pdf.
3. Юсфин Ю.С., Леонтьев Л.И., Черноусов П.И. Промышленность и окружающая среда. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. – 469 с.
4. Лякишев Н.П., Ревякин А.В. Проблема глобального потепления и черная металлургия // Сталь. 2000. № 10. С. 104 – 108.
5. Шевелев Л.Н. Методические основы инвентаризации парниковых газов в черной металлургии России // Металлург. № 3. 2007. С. 29 – 30.
6. Лисиенко В.Г., Лаптева А.В., Чесноков Ю.Н., Луговкин В.В. Сравнительная эмиссия парникового газа CO_2 в переделах черной металлургии // Изв. вуз. Черная металлургия. 2015. Т. 58. № 9. С. 625 – 629.
7. Сорохтин О.Г. Эволюция климатов Земли // Первое сентября. Физика. 2007. № 9. Электронный ресурс. Режим доступа: <http://fiz.1september.ru/article.php?ID=200700907>.
8. Рамочная конвенция Организации Объединенных Наций об изменении климата. Принята 9 мая 1992 г. Режим доступа: http://www.un.org/ru/documents/decl_conv/conventions/climate_framework_conv.shtml.
9. Методические рекомендации по проведению добровольной инвентаризации объема выбросов парниковых газов в субъектах Российской Федерации. – М., 2017. – 370 с. Режим доступа: <http://www.ncsf.ru/uploads/userfiles/files/metodRekomendatsii.pdf>.
10. Национальный доклад о кадастре антропогенных выбросов из источников и абсорбции поглотителями парниковых газов, не регулируемых Монреальским протоколом за 1990 – 2015 гг. Часть 1. – М., 2017. – 471 с.
11. Шестое национальное сообщение Российской Федерации, представленное в соответствии со статьями 4 и 12 Рамочной Конвенции Организации Объединенных Наций об изменении климата и статьей 7 Киотского протокола. – М., 2013. – 281 с.
12. Yusfin Yu.S., Chernousov P.I., Nedelin S.V. Evaluation of different steelmaking methods on the basis of environmental and conservation concerns // Metallurgist. 2001. Vol. 45. No. 5 – 6. P. 189 – 194.
13. Шевелев Л.Н. Оценка эмиссии парниковых газов на предприятиях металлургической промышленности. Международная конференция // Металлург. 2007. № 7. С. 9 – 15.
14. Lisenko V., Anufriev V., Berg D. etc. The greenhouse index of sustainable development for metallurgical processes of production in aspect of green power // E3S Web of Conferences. 2016. Vol. 6. 03010.
15. Симонян Л.М., Потапочкин А.Н., Мустафин Р.М. Методы оценки и анализ источников выбросов CO_2 с использованием автоматизированной базы данных // Электрометаллургия. № 7. 2004. С. 37 – 40.
16. Потапочкин А.Н., Симонян Л.М., Черноусов П.И., Косырев К.Л. Потребление углерода и выбросы CO_2 в черной металлургии: варианты оценки // Сталь. 2004. № 9. С. 69 – 72.
17. Potapochkin A.N., Simonyan L.M., Mustafin R.M., Chernousov P.I. Analysis of the source of CO_2 emissions in ferrous metallurgy and corresponding estimation methods // Steel in Translation. Vol. 35. Issue 1. 2005. P. 78 – 82.
18. Симонян Л.М., Потапочкин А.Н. Автоматизированная база данных «Информационная система CO_2 -мониторинга металлургического производства» // Записки горного института. Экология и рациональное природопользование. Т. 166. – СПб., 2005. С. 126 – 128.
19. Zhang Q., Jia G.-Y., Cai J.-J., Shen F.-M. Carbon flow analysis and CO_2 -emission reduction strategies of iron-making system in steel enterprise. Source of the Document Dongbei Daxue Xuebao // Journal of Northeastern University. 2013. Vol. 34 (3). P. 392 – 394+403.
20. Imris M., Swartling M., Heegaard B.M., Santén S. IRON ARC: A coke-less ironmaking process // AISTech – Iron and Steel Technology Conference Proceedings. 2014. Vol. 1. P. 539 – 546.

Поступила 24 декабря 2017 г.

ANALYSIS OF THE METHODOLOGY FOR DETERMINING CO₂ EMISSIONS ON THE TERRITORY OF THE RUSSIAN FEDERATION IN RESPECT TO THE FERROUS METALLURGY

L.M. Simonyan

**National University of Science and Technology “MISIS” (MISIS),
Moscow, Russia**

Abstract. Nowadays there are different points of view about the cause of global climate change. The current warming, according to one version, is related to the greenhouse effect, i.e. with increasing concentrations of greenhouse gases (mainly carbon dioxide, CO₂) in the atmosphere. It is believed that the uncontrolled growth of greenhouse gases in the atmosphere may lead to negative consequences. The position of UNFCCC and IPCC proposing accounting of greenhouse gases is of recommendatory nature. In particular, an inventory of greenhouse gases can be produced, taking into account the particularities of national development. The main objective of the greenhouse gas inventory is defining reserves to reduce them. Main anthropogenic sources of CO₂ formation in the Russian Federation are reviewed. Comparative indicators of CO₂ emissions in different sectors of production are provided. The methodology for greenhouse gases in Russia is considered, in particular with respect to the steel industry. The analysis has shown that official methods to assess CO₂ emissions into the atmosphere are mainly Base and Sectoral approaches and Level 2 method. Detailed approach and Level 3 method are used for a limited number of metallurgical processing. Part of the CO₂ emissions from ferrous metallurgy, in particular the emissions from the production of blast furnace coke, is accounted in the energy sector. According to the inventory estimation, total anthropogenic CO₂ emissions on the territory of RF have decreased and amounted in 2015 75 % from the level of 1990: compared to 1990, the CO₂ emissions of the steel industry also decreased. Estimated share of the ferrous metallurgy in anthropogenic emissions of CO₂ compared to 1990 (4.0 %) has increased and amounted to 4.8 % in 2015.

Keywords: greenhouse gases, CO₂ emission, ferrous metallurgy, Kyoto Protocol, UNFCCC, IPCC, inventory of greenhouse gases.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-721-730

REFERENCES

1. Kondrat'ev K.Ya., Demirchan K.S. Global climate change and the carbon cycle. *Izv. RGO*. 2000, vol. 132, Issue 4, pp. 1–20. (In Russ.).
2. Berdin V.Kh., Vasil'ev S.V., Danilov-Danil'yan V.I. etc. *Kiotskii protokol: voprosy i otvety* [Kyoto Protocol: questions and answers]. Available at URL: https://wwf.ru/upload/iblock/3c3/kyoto_qa.pdf (In Russ.).
3. Yusfin Yu.S., Leont'ev L.I., Chernousov P.I. *Promyshlennost' i okruzhayushchaya sreda* [Industry and environment]. Moscow: Akademkniga, 2002, 469 p. (In Russ.).
4. Lyakishev N.P., Revyakin A.V. Global warming and ferrous metallurgy. *Stal'*. 2000, no. 10, pp. 104–108. (In Russ.).
5. Shevelev L.N. Methodical bases of greenhouse gas inventory in Russian steel industry. *Metallurg*. 2007, no. 3, pp. 29–30. (In Russ.).
6. Lisienko V.G., Lapteva A.V., Chesnokov Yu.N., Lugovkin V.V. Comparative emission of greenhouse gas CO₂ in the processing of ferrous metallurgy. *Izvestiya VUZov. Chernaya metallurgiya = Izvestiya. Ferrous Metallurgy*. 2015, vol. 58, no. 9, pp. 625–629. (In Russ.).
7. Sorokhtin O.G. Evolution of the Earth climates. *Pervoe sentyabrya. Fizika*. 2007, no. 9. Electronic resource. Available at URL: <http://fiz.1september.ru/article.php?ID=200700907> (In Russ.).
8. *Ramochnaya konventsiya Organizatsii Ob"edinennykh Natsii ob izmenenii klimata. Prinyata 9 maya 1992 g.* [The United Nations Framework Convention on climate change. Adopted May 9, 1992]. Available at URL: http://www.un.org/ru/documents/decl_conv/conventions/climate_framework_conv.shtml (In Russ.).
9. *Metodicheskie rekomendatsii po provedeniyu dobrovol'noi inventarizatsii ob"ema vybrosov parnikovyykh gazov v sub"ektakh rossiiskoi federatsii* [Methodical recommendations for voluntary greenhouse gas inventory in the constituent entities of the Russian Federation]. Moscow: 2017, 370 p. Available at URL: <http://www.ncsf.ru/uploads/userfiles/files/metodRekomendatsii.pdf> (In Russ.).
10. *Natsional'nyi doklad o kadastre antropogennykh vybrosov iz istochnikov i absorptsii poglotitelyami parnikovyykh gazov ne reguliruemyykh Monreal'skim protokolom za 1990 – 2015gg. Chast' 1* [National report on inventory of anthropogenic emissions from sources and removals by sinks of greenhouse gases not controlled by the Montreal Protocol for the 1990–2015. Part 1]. Moscow: 2017, 471 p. (In Russ.).
11. *Shestoe natsional'noe soobshchenie rossiiskoi federatsii predstavlennoe v sootvetstvii so stat'yami 4 i 12 Ramochnoi Konventsii Organizatsii Ob"edinennykh Natsii ob izmenenii klimata i stat'ei 7 Kiotskogo protokola* [The 6th national communication of the Russian Federation submitted in accordance with articles 4 and 12 of the United Nations Framework Convention on climate change and article 7 of the Kyoto Protocol]. Moscow: 2013, 281 p. (In Russ.).
12. Yusfin Yu.S., Chernousov P.I., Nedelin S.V. Evaluation of different steelmaking methods on the basis of environmental and conservation concerns. *Metallurgist*. 2001, vol. 45, no. 5-6, pp. 189–194.
13. Shevelev L.N. Assessment of greenhouse gas emissions in the metallurgical industry. International Conference. *Metallurg*. 2007, no. 7, pp. 9–15. (In Russ.).
14. Lisienko V., Anufriev V., Berg D., Chesnokov Y., Lapteva A. The greenhouse index of sustainable development for metallurgical processes of production in aspect of green power. *E3S Web of Conferences*. 2016, vol. 6, 03010.
15. Simonyan L.M., Potapochkin A.N., Mustafin R.M. Methods of estimation and analysis of the sources of CO₂ emissions using an automated data base. *Elektrometallurgiya*. 2007, no. 7, pp. 37–40. (In Russ.).
16. Potapochkin A.N., Simonyan L.M., Chernousov P.I., Kosyrev K.L. Consumption of carbon and CO₂ emissions in ferrous metallurgy: evaluation options. *Stal'*. 2004, no. 9, pp. 69–72. (In Russ.).
17. Potapochkin A.N., Simonyan L.M., Mustafin R.M., Chernousov P.I. Analysis of the source of CO₂ emissions in ferrous metallurgy and corresponding estimation methods. *Steel in Translation*. 2005, vol. 35, no. 1, pp. 78–82.
18. Simonyan L.M., Potapochkin A.N. Automated database “Information System of the CO₂-monitoring of metallurgical production. In: *Zapiski gornogo instituta. Ekologiya i ratsional'noe prirodoopol'zovanie. T. 166* [Notes of the Mining Institute. Ecology and environmental management. Vol. 166]. St. Petersburg, 2005, pp. 126–128. (In Russ.).
19. Zhang Q., Jia G.-Y., Cai J.-J., Shen F.-M. Carbon flow analysis and CO₂-emission reduction strategies of iron-making system in steel enterprise. Source of the Document Dongbei Daxue Xuebao. *Journal of Northeastern University*. 2013, vol. 34 (3), pp. 392–394+403.
20. Imris M., Swartling M., Heegaard B.M., Santén S. IRON ARC: A coke-less ironmaking process. *AISTech – Iron and Steel Technology Conference Proceedings*. 2014, vol. 1, pp. 539–546.

Information about the author:

L.M. Simonyan, Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Chair of Metallurgy of Steel, New Production Technologies and Metal Protection (lmsimonyan@yandex.ru)

Received December 24, 2017

УДК 669.15-198

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВОССТАНОВЛЕНИЯ НИКЕЛЯ И ЖЕЛЕЗА ИЗ МНОГОКОМПОНЕНТНОГО СИЛИКАТНОГО РАСПЛАВА В ПРОЦЕССЕ БАРБОТАЖА. СООБЩЕНИЕ 1. ВОССТАНОВИТЕЛЬ – СМЕСЬ CO – CO₂^{*}

Вусихис А.С.¹, к.т.н., старший научный сотрудник (vas58@mail.ru)
Леонтьев Л.И.^{2,3,4}, д.т.н., академик, главный научный сотрудник (leo@imet.mplik.ru)
Кудинов Д.З.¹, к.т.н., старший научный сотрудник (d.kudinov@mail.ru)
Селиванов Е.Н.¹, д.т.н., заведующий лабораторией пирометаллургии
цветных металлов (pcmlab@mail.ru)

¹Институт металлургии УрО РАН
(620016, Россия, Екатеринбург, ул. Амундсена, 101)

²Президиум РАН
(119991, Россия, Москва, Ленинский пр., 32а)

³Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН
(119334, Россия, Москва, Ленинский пр., 49)

⁴Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(119049, Россия, Москва, Ленинский пр., 4)

Аннотация. Методика термодинамического моделирования, в основе которой лежит расчет равновесия в системе «оксидный расплав – металл – газ», предназначена для описания процесса барботажного восстановления металлов из многокомпонентного оксидного расплава газом-восстановителем. Оригинальность методики состоит в том, что равновесие определяется для каждой единичной порции газа, вводимой в рабочее тело, при содержаниях оксидов восстанавливаемых металлов в каждом последующем расчетном цикле, равных равновесным в предыдущем. Этот подход позволяет моделировать процессы и качественно оценить полноту протекания реакций в пирометаллургических агрегатах, использующих продувку расплава газом-восстановителем. Исходная оксидная система NiO (1,8 %) – FeO (17,4) – CaO (13,5) – MgO (1,9) – SiO₂ (58,0) – Al₂O₃ (7,4) по содержанию компонентов близко отвечала составу окисленной никелевой руды. Соотношение CO₂/CO в газовой смеси варьировалось в пределах 0 ÷ 0,33. В зависимости от количества и состава газа, введенного в рабочее тело, оценивали содержание оксидов никеля и железа в расплаве (1823 К), определяли количество и состав образующегося металла (ферроникеля), а также показатели (кратность шлака, степени восстановления металлов), важные при реализации процесса в промышленных условиях. Увеличение расхода чистого монооксида углерода монотонно снижает содержание оксида никеля в расплаве, в то время как содержание оксида железа первоначально возрастает, а затем снижается. При введении CO в количестве около 100 м³ на тонну расплава, содержание оксида никеля в нем снижается до 0,05 %, а оксида железа до 17 %. Образующийся ферроникель содержит 70 % Ni, кратность шлака составляет 41 единицу. Дальнейшее увеличение расхода CO ведет к предпочтительному восстановлению железа. Повышение соотношения CO₂/CO ухудшает показатели восстановления металлов из расплава: уменьшается степень восстановления никеля и железа, увеличивается содержание никеля в сплаве и кратность шлака. При CO₂/CO, равном 0,33, что соответствует 25% CO₂ в смеси газов, процесс восстановления прекращается. На основании полученных данных предложено перерабатывать окисленную никелевую руду в две стадии, на первой из которых вести барботаж расплава газом (предпочтительно чистым CO) до степени восстановления никеля 80 – 85 % и выделять ферроникель с 70 % Ni. Дальнейшее восстановление металлов из оксидного расплава (вторая стадия) можно вести известными карботермическими методами.

Ключевые слова: методика, термодинамическое моделирование, кинетика, восстановительный газ, барботаж, многокомпонентный оксидный расплав.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-731-736

Барботажные процессы широко распространены в металлургии и химической технологии [1 – 6]. Их изучению посвящено большое количество работ, в том числе исследованиям взаимодействия оксидного расплава с газом-восстановителем в барботируемом слое [7 – 14]. Анализ выполненных исследований показал, что в лабораторных условиях чаще всего используют методику, предусматривающую подачу газа в расплав через по-

груженную в шлак алундовую трубку. Известно [15], что состав отходящих газов определяется продолжительностью нахождения единичного газового пузыря в оксидном расплаве: чем она больше, тем ближе состав газа к равновесному состоянию. Продолжительность нахождения отдельных пузырей в оксидном расплаве определяется высотой барботируемого слоя, размерами пузыря, плотностью, поверхностным натяжением и вязкостью расплавов [16, 17]. Поскольку в большинстве экспериментов высота барботируемого слоя не велика,

^{*} Работа выполнена в рамках государственного задания ИМЕТ УрО РАН по теме №0396-2015-0082.

то состав отходящих газов далек от равновесия. Это приводит к тому, что определенные параметры процесса, такие как изменение во времени содержания в расплаве оксидов восстанавливаемых металлов, составы отходящих газов и другие сильно отличаются от параметров плавки в промышленных агрегатах.

Для прогнозирования параметров процессов восстановления металлов из оксидного расплава газом-восстановителем в барботируемом слое в промышленных агрегатах разработана методика теоретических расчетов, в основе которой лежит допущение о том, что при достаточно высокой ванне состав отходящих газов близок к равновесному [18]. Методика позволяет прогнозировать результаты барботажного восстановительного процесса, оценивать влияние температуры, состава газа, определять состав металла, его извлечение и прочие показатели. Предполагается, что данные термодинамического моделирования (ТДМ) реакций на поверхности всплывающего газового пузыря адекватно описывают системы расплав – газ в равновесном состоянии.

Ранее данная методика была использована при анализе влияния температуры на восстановление никеля и железа водородом в системах $B_2O_3-CaO-NiO$ [19], $B_2O_3-CaO-FeO$ [20], $B_2O_3-CaO-NiO-FeO$ [21].

В настоящей работе с использованием этой методики проведена оценка влияния состава газовой смеси $CO-CO_2$ на показатели восстановления никеля и железа из силикатного расплава, близкого по составу к продуктам плавки окисленных никелевых руд.

Термодинамическое моделирование проведено при температуре 1823 К, давлении 0,1 МПа, соотношениях CO_2/CO от 0 до 0,33 (табл. 1), количестве газа в единичном цикле расчетов 1 моль, количестве компонентов в исходном оксидном расплаве (моль): 1 NiO, 10 FeO, 40 SiO_2 , 3 Al_2O_3 , 10 CaO, 2 MgO, что близко к расплавам в ранее выполненных экспериментах [12].

Составы газов, используемые в расчетах

Table 1. Gases' compositions used in calculations

Образец газа	Состав газа, % (об.)		
	CO	CO ₂	CO ₂ /CO
1	100,0	0	0
2	95,0	5,0	0,05
3	87,5	12,5	0,14
4	80,0	20,0	0,25
5	75,0	25,0	0,33

Проведенные расчеты позволили выявить следующие зависимости:

- содержания оксидов никеля (C_{NiO}) и железа (C_{FeO}) в силикатном расплаве от общего расхода газа (M_r , моль), определяемого как произведение количества газа в единичной порции (m_r , моль), на количество расчетных циклов (k);

- степени восстановления никеля (φ_{Ni} , %) и железа (φ_{Fe} , %) , как отношения количеств элементов в металлическом состоянии к их общему количеству в системе

$$\left(\varphi_{Me} = \frac{n_{Me}}{n_{Me} + n_{MeO}} \cdot 100 \right), \text{ от общего расхода газа;}$$

- кратности шлака, рассчитанной как отношение массы оксидного расплава ($m_{ш}$) к массе металла (m_{Me}), от общего расхода газа;

- содержания никеля в сплаве (C_{Ni} , % (по массе)) от общего расхода газа;

- содержания CO в единичной порции (% (об.)) от номера расчетного цикла.

В ходе барботажа монооксидом углерода силикатного расплава, содержащего оксиды никеля и железа,

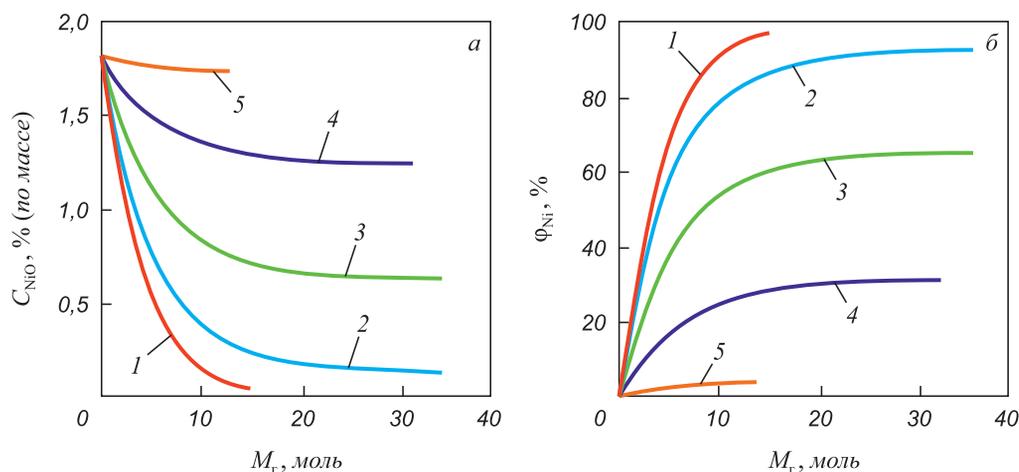


Рис. 1. Изменение содержания оксида никеля (а) и степени его восстановления (б) в расплаве от расхода газа (здесь и далее номера кривых см. табл. 1)

Fig. 1. Change of nickel oxide content (a) and its reduction degree (b) in the melt with increasing gas consumption (here and below the curve numbers – according to Table 1)

происходит их восстановление до металла. При этом C_{NiO} в расплаве уменьшается, а степень восстановления увеличивается независимо от доли CO в газе. При уменьшении содержания CO в исходном газе, при неизменном его расходе, растет конечное содержание оксида никеля в расплаве и снижается степень его восстановления (рис. 1). Значения C_{FeO} первоначально возрастают, проходят через максимум, а затем снижаются (рис. 2). Это объясняется большей скоростью и полнотой восстановления никеля в сравнении с железом по реакции



Равновесные составы оксидного расплава, газа и металла определяются константами равновесия (K_p). Поскольку $K_{p, Ni} \gg K_{p, Fe}$ [22], несмотря на большее значение C_{FeO} в сравнении с C_{NiO} , количество никеля (n_{Ni})₁, восстановленное в первом цикле единичной порцией газа на порядок выше этих значений для железа (n_{Fe})₁. В ходе восстановления количество оксидного расплава уменьшается, при этом значения C_{FeO} незначительно возрастают. В дальнейшем значения n_{Ni} уменьшаются, а n_{Fe} – увеличиваются, поэтому значения C_{NiO} меняются монотонно, а C_{FeO} проходят через максимум. Доля CO в

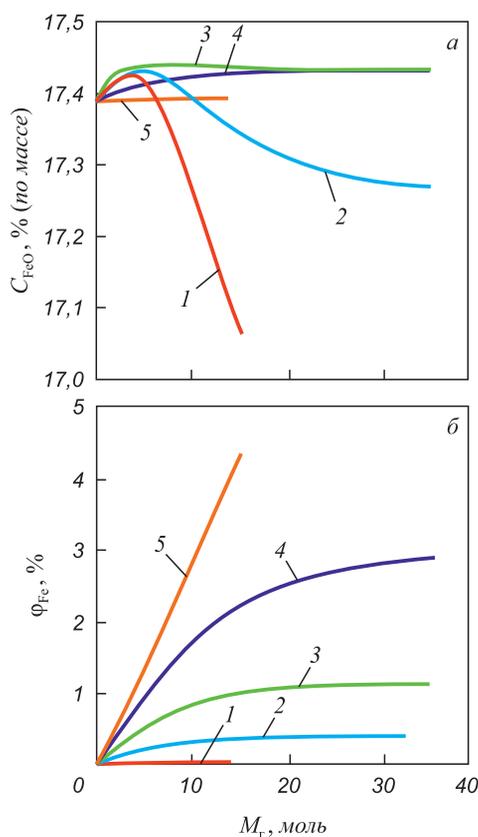


Рис. 2. Изменение содержания оксида железа (а) и степени его восстановления (б) в расплаве от расхода газа

Fig. 2. Change of iron oxide content (a) and its reduction degree (b) in the melt with increasing gas consumption

газе после первого цикла восстановления минимальна, а в дальнейшем увеличивается и приближается к предельным величинам, характеризующим восстановительную способность газа по отношению к рассматриваемому расплаву (рис. 3).

Для проведения металлургических процессов важны представления о величине кратности шлака, рассчитываемой как отношение масс оксидного и металлического расплавов. Эта величина, определяющая эффективность разделения образующихся фаз, в приведенных расчетах превышает 50 единиц (рис. 4), что соответствует доле металла в системе по завершению процесса не выше 2%. Столь низкая доля металла осложняет использование методов отстаивания для разделения оксидного и металлического расплавов.

Совместное восстановление никеля и железа позволяет рассматривать образующийся металлический сплав как ферроникель, состав которого определяется количеством введенного газа. Содержание никеля в сплаве монотонно уменьшается по мере роста M_r (см. рис. 4), что связано с ограниченным количеством оксида никеля в системе.

В определенный момент достигается практически полное восстановление никеля, в то время как для железа этот процесс продолжается. В расчетах для газов с CO_2/CO в пределах 0 – 0,33, при ϕ_{Ni} , близком к 93%, величина ϕ_{Fe} не превышает 3%. Лишь при использовании чистого CO значения ϕ_{Fe} продолжают возрастать даже после введения 10 молей газа. По мере снижения значений C_{NiO} , доля монооксида углерода, расходуемого на взаимодействие с оксидом железа, увеличивается.

Таким образом, с ростом CO_2/CO содержание никеля в сплаве, доля CO_2 в отходящем газе, кратность шлака увеличиваются, а степень восстановления железа и никеля, количество никеля и железа, восстановленных одной порцией газа, уменьшаются. По мере роста общего расхода газа, значения указанных параметров

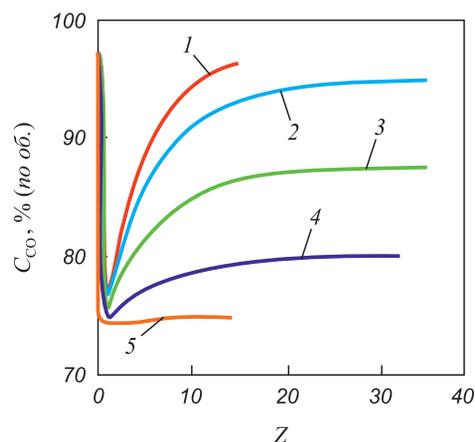


Рис. 3. Изменение содержания CO в единичной порции газа при увеличении номера расчетного цикла

Fig. 3. Change of CO content in gas single portion with increasing of the cycle number

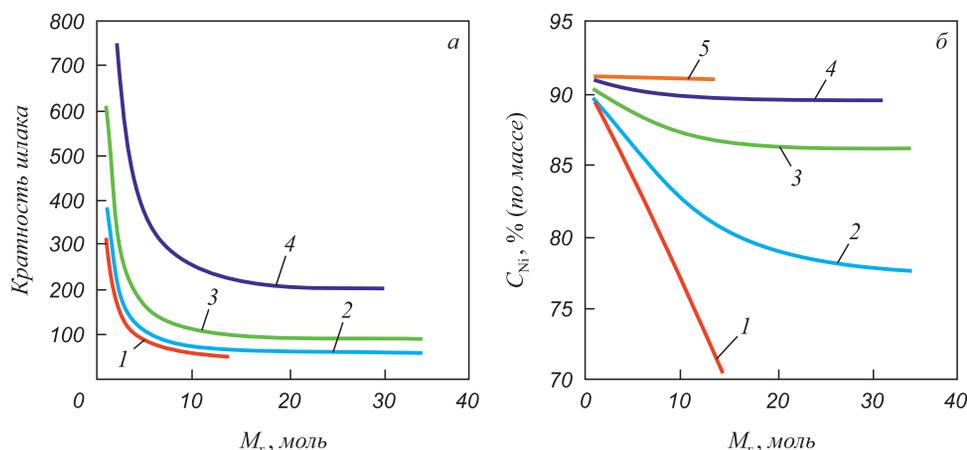


Рис. 4. Изменение кратности шлага (а) и содержания никеля в сплаве (б) от расхода газа

Fig. 4. Change of the relationship between slag and metal (a) and of nickel content in the alloy (b) with increasing gas consumption

приближаются к предельным. Параметры системы, соответствующие заключительному циклу расчетов (Z_{max}) при различных долях CO_2 в исходной газовой смеси, представлены в табл. 2.

При использовании чистого CO содержание оксидов никеля и железа в расплаве стремится к нулю, причем степень восстановления никеля приближается к 100 % уже в первых расчетных циклах, а железа зависит от количества поданного газа. Наличие в газовой смеси 5 % CO_2 приводит к тому, что минимальное содержание оксида никеля в расплаве стремится к 0,1 %, а оксида железа – к 17,2 %. Максимальная степень восстановления никеля не превышает 95 %, а железа – 3 %. При 12,5 % CO_2 минимальное содержание оксида никеля в расплаве составляет 0,77 %, а оксида железа – 17,4 %,

Таблица 2

Параметры системы, отвечающие заключительному циклу расчетов (Z_{max})

Table 2. System parameters corresponding to the final calculation cycle (Z_{max})

CO_2/CO	0	0,05	0,14	0,25	0,33
CO_2 , % (об.)	100,0	95,0	87,5	80,0	75,0
Z_{max}	15	35	35	32	14
V , м ³ /т	102	238	238	218	95
M_r , моль	15	35	35	32	14
C_{NiO} , % (по массе)	0,05	0,13	0,77	1,51	1,74
C_{FeO} , % (по массе)	17,06	17,27	17,43	17,43	17,39
CO^* , %	96,3	94,8	87,5	80,0	74,9
CO_2^* , %	3,7	5,2	12,5	20,0	25,1
Кратность шлага	41	57	75	164	3418
C_{Ni} , %	70,30	77,50	86,05	89,45	91,00
φ_{Ni} , %	97,8	93,1	65,3	31,4	4,3
φ_{Fe} , %	4,40	2,90	1,10	0,40	0,04

максимальная степень восстановления никеля около 65 %, а железа 1,1 %, кратность шлага 75. При 25 % CO_2 в смеси процесс восстановления практически не протекает. Во всех случаях по мере уменьшения содержания в расплаве оксида никеля состав конечного газа (CO^* и CO_2^*) приближается к исходному.

Как следует из расчетов, небольшое (до 5 %) количество CO_2 в смеси $CO-CO_2$ не приводит к снижению показателей по восстановлению никеля. Однако дальнейшее увеличение доли CO_2 в газе снижает степень восстановления никеля, увеличивает кратность шлага. Это приводит к уменьшению значений φ_{Ni} и незначительному изменению C_{NiO} в оксидном расплаве.

В процессе восстановления оксидного расплава чистым CO , для достижения φ_{Ni} около 80 %, на восстановление расходуется около 50 м³/т газа, при этом образующийся ферроникель содержит около 80 % Ni. Для довосстановления расплава до значений φ_{Ni} , близких к 100 %, необходимо еще 50 м³/т газа. Это позволяет сделать вывод о том, что одноэтапное достижение максимальной степени восстановления никеля не всегда целесообразно при осуществлении барботажного процесса. Достаточно первоначально восстановить никель на 80 – 85 % с переводом его в богатый ферроникель, а оставшуюся часть выделить в металл-полупродукт на основе железа путем использования других методов жидкофазного восстановления, например «Ромелт» [6, 23] или «ORIEN» [24, 25].

Выводы. Показатели восстановления никеля и железа из силикатного расплава в барботируемом слое определяются как содержанием оксидов металлов в расплаве, так и составом газа-восстановителя.

Использование чистого монооксида углерода позволяет практически на 100 % восстановить никель и регулировать степень восстановления железа варьированием общего расхода газа.

Небольшое (до 5 %) количество CO_2 в газе мало влияет на показатели восстановления металлов из рас-

плава. Однако дальнейшее увеличение доли углекислого газа ведет к деградации процесса.

Получение ферроникеля в барботажном агрегате целесообразно вести в две стадии, на первой из которых выделять богатый ферроникель при значениях φ_{Ni} в пределах 80–85 %, а остальной металл восстанавливать совместно с железом методами жидкофазного карботермического восстановления.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Плавка в жидкой ванне / А.В. Ванюков, В.П. Быстров, А.Д. Васкевич и др. – М.: Металлургия, 1986. – 259 с.
2. Автогенные процессы в цветной металлургии / В.В. Мечев, В.П. Быстров, А.В. Тарасов и др. – М.: Металлургия, 1991. – 413 с.
3. Роменец В.А., Валавин В.С., Усачев А.Б. Процессе Ромелт. – М.: МИСиС, Изд. Дом «Руда и Металлы», 2005. – 399 с.
4. Морачевская В.С., Бухбиндер А.И. Взаимодействие расплава окисленной никелевой руды с окисью углерода, водородом и природным газом. Бюллетень «Цветная металлургия». 1968. № 4. С. 24–28.
5. Явойский А.В., Харлашин П.С., Чаурди Т.М. Научные основы сталеплавильных процессов. – Мариуполь, 2003. – 276 с.
6. Роменец В.А., Валавин В.С., Усачев А.Б. Процессе Ромелт. – М.: МИСиС, Изд. Дом «Руда и Металлы», 2005. – 399 с.
7. Морачевская В.С., Бухбиндер А.И. Взаимодействие расплава окисленной никелевой руды с окисью углерода, водородом и природным газом. Бюллетень «Цветная металлургия». 1968. № 4. С. 24–28.
8. Морачевская В.С., Бухбиндер А.И. Взаимодействие расплава окисленной никелевой руды с восстановительными газами в условиях барботажа // Тр. института Гипроникель. – Л.: 1973. Вып. 58. С. 82–88.
9. Русаков М.Р., Востриков Г.В., Пинин Л.Н., Садовникова Е.А. Новые методы обеднения конвертерных и печных шлаков с использованием газообразных и жидких восстановителей и электроэнергии // Тр. института Гипроникель. – Л.: 1979. С. 8–15.
10. Русаков М.Р. Обеднение шлаковых расплавов продувкой восстановительными газами // Цветные металлы. 1985. № 3. С. 40–42.
11. Комков А.А., Баранова Н.В., Быстрое В.П. Исследование восстановительного обеднения высокоокисленных шлаков в условиях барботажа // Цветные металлы. 1994. № 12. С. 26–30.
12. Крашенинников М.В., Маршук Л.А., Леонтьев Л.И. Селективное восстановление никеля из оксидного расплава // Расплавы. 1998. № 4. С. 45–48.
13. Фомичев В.Б., Князев М.В., Рюмин А.А. и др. Исследование процесса обеднения шлаков продувкой их газовыми смесями с различным парциальным давлением кислорода // Цветные металлы. 2002. № 9. С. 32–36.
14. Комков А.А., Камкин Р.И. Поведение меди и примесей при продувке медеплавильных шлаков газовой смесью CO-CO₂ // Цветные металлы. 2011. № 6. С. 26–31.
15. Шаврин С.В., Захаров И.Н., Ипатов Б.В. Кинетические закономерности восстановления шлака газом // Известия АН СССР. Металлургия и горное дело. 1964. № 3. С. 22–31.
16. Бердников В.И., Гудим Ю.А., Картелева М.И. Обобщенная формула для расчета скорости движения твердых частиц, пузырей и капель в жидких и газообразных средах // Изв. вуз. Черная металлургия. № 7. 1997. С. 6–10.
17. Вусихис А.С., Леонтьев Л.И., Ченцов В.П. и др. Формирование металлической фазы при барботаже газом-восстановителем многокомпонентного оксидного расплава. Сообщение 1. Теоретические основы процесса // Изв. вуз. Черная металлургия. 2016. № 9. С. 639–644.
18. Вусихис А.С., Дмитриев А.Н. Исследование процессов восстановления оксидов металлов из расплава газом-восстановителем в барботируемом слое // Вестник УГТУ-УПИ. 2004. № 15(45). Ч. 1. С. 93–95.
19. Вусихис А.С., Кудинов Д.З., Леонтьев Л.И. Моделирование кинетики восстановления никеля из многокомпонентного оксидного расплава водородом в барботируемом слое // Журнал физической химии. 2008. Т. 82. № 11. С. 2035–2038.
20. Dmitriev A.N., Vusikhis A.S., Sitnikov V.A. etc. Thermodynamic modeling of iron oxide reduction by hydrogen from the B₂O₃ – CaO – FeO melt in bubbled layer // Israel Journal of Chemistry. 2007. Vol. 47. No. 3–4. P. 299–302.
21. Вусихис А.С., Кудинов Д.З., Леонтьев Л.И. Моделирование кинетики совместного восстановления железа и никеля из многокомпонентного оксидного расплава водородом в барботируемом слое // Журнал физической химии. 2008. Т. 82. № 11. С. 2030–2034.
22. Казачков Е.А. Расчеты по теории металлургических процессов. – М.: Металлургия, 1988. – 288 с.
23. Роменец В.А., Валавин В.С., Похвиснев Ю.В. Технологическая оценка реализации процесса Ромелт в классическом и двухзонном вариантах // Металлургия. 2014. № 1. С. 45–50.
24. Пат. 2511419 РФ. Способ жидкофазного получения железа прямого восстановления // Г.А. Дорофеев, С.Г. Мурат, Т.Н. Одордько и др.; опубл. 10.04.2014. Бюл. № 10.
25. Dorofeev G.A., Yantovski P.R., Odorodko T.N. etc. New energy – metallurgical production process of direct reduced iron and electrical energy // Proceedings of International scientific and technical Conference named after Leonardo da Vinci. No. 1. Wissenschaftliche Welt, e. V, 2013. P. 54–58.

Поступила 19 июня 2017 г.

IZVESTIYA VUZOV. CHERNAYA METALLURGIYA = IZVESTIYA. FERROUS METALLURGY. 2018. VOL. 61. NO. 8, PP. 731–736.

THERMODYNAMIC MODELING OF NICKEL AND IRON REDUCTION FROM MULTICOMPONENT SILICATE MELT IN BUBBLING PROCESS. REPORT 1. REDUCING AGENT – A MIXTURE OF CO–CO₂

A.S. Vusikhis¹, L.I. Leont'ev^{2,3,4}, D.Z. Kudinov¹, E.N. Selivanov¹

¹ Institute of Metallurgy UB RAS, Ekaterinburg, Russia

² Scientific Council on Metallurgy and Metal Science of Russian Academy of Sciences (Department of Chemistry and Material Sciences), Moscow, Russia

³ Baikov Institute of Metallurgy and Materials Science, Moscow, Russia

⁴ National University of Science and Technology “MISIS” (MISIS), Moscow, Russia

Abstract. The thermodynamic modeling method, which is based on calculation of the equilibrium in «oxide melt-metal-gas» system, is intended to describe the bubbling reduction of metals from a multicomponent oxide melt by reducing gas. Originality of the technique is that the equilibrium was determined for each unit dose of gas introduced into the working body, with contents of the metals oxides being reduced in each subsequent design cycle equal to equilibrium in the previous one. This approach allows modeling processes and qualitatively assessment of the completeness of reactions in pyrometallurgical aggregates using blowing the melt with reducing gas. The initial oxide system NiO (1.8 %) – FeO (17.4) – CaO (13.5) – MgO (1.9) – SiO₂ (58.0) – Al₂O₃ (7.4 %) by content of the components close corresponded to the composition

of oxidized nickel ore. The ratio of CO_2/CO in the gas mixture varied between 0 and 0.33. Depending on the amount and composition of the gas introduced into the working body, content of nickel and iron oxides in the melt (1823 K) was evaluated, the amount and composition of the formed metal (ferro-nickel) was determined, as well as the parameters (ratio of slag and metal, reduction degree of metals) that are important in the process implementation in industrial conditions. Increase in the consumption of pure carbon monoxide monotonously reduces the content of nickel oxide in the melt, while the content of iron oxide at the beginning increases, and then decreases. With the introduction of CO in the amount of about 100 m³ per ton of the melt, the content of nickel oxide in it is reduced to 0.05 %, and of iron oxide – to 17 %. The resulting ferro-nickel contains 70 % Ni, the ratio of slag and metal is 41 units. A further increase in CO consumption leads to preferential iron reduction. Increase in the CO_2/CO ratio worsens the recovery of metals from the melt: the degree of reduction of nickel and iron decreases, Ni content in the alloy increases and the ratio of slag and metal increases. At CO_2/CO equal to 0.33 corresponding to 25 % CO_2 in the gas mixture the reduction process stops. On the basis of the data obtained, it is proposed to process oxidized nickel ore in two stages, the first of which is melt bubbling by gas (preferably, pure CO) to the degree of nickel reduction of 80 – 85 % and to separate ferro-nickel with 70 % Ni. Further reduction of metals from the oxide melt (second stage) can be carried out by known carbothermic methods.

Keywords: technique, thermodynamic modeling, kinetics, reducing gas, bubbling processing, multicomponent oxide melts.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-731-736

REFERENCES

- Vanyukov A.V., Bystrov V.P., Vaskevich A.D. etc. *Plavka v zhidkoi vanne* [Melting in a liquid bath]. Moscow: Metallurgiya, 1986, 259 p. (In Russ.).
- Mechev V.V., Bystrov V.P., Tarasov A.V. etc. *Avtogennyye protsessy v tsvetnoi metallurgii* [Autogenous processes in non-ferrous metallurgy]. Moscow: Metallurgiya, 1991, 413 p. (In Russ.).
- Okhotskii V.B. *Fiziko-khimicheskaya mekhanika staleplavil'nykh protsessov* [Physicochemical mechanics of steelmaking processes]. Moscow: Metallurgiya, 1993, 151 p. (In Russ.).
- Surin V.A., Nazarov Yu.N. *Masso- i teploobmen, gidrogazodinamika metallurgicheskoi vannы* [Mass and heat transfer, fluid dynamics of the metallurgical bath]. Moscow: Metallurgiya, 1993, 352 p. (In Russ.).
- Yavoiskii A.V., Kharlashin P.S., Chaurdi T.M. *Nauchnye osnovy staleplavil'nykh protsessov* [Scientific fundamentals of steelmaking processes]. Mariupol, 2003, 276 p. (In Russ.).
- Romenets V.A., Valavin V.S., Usachev A.B. *Protsess Romelt* [Romelt process]. Moscow: MISiS, ID Ruda i Metally, 2005, 399 p. (In Russ.).
- Morachevskaya B.C., Bukhbinder A.I. Interaction of oxidized nickel ore melt with carbon monoxide, hydrogen and natural gas. *Byulleten' Tsvetnaya Metallurgiya*. 1968, no. 4, pp. 24–28. (In Russ.).
- Morachevskaya B.C., Bukhbinder A.I. Interaction of oxidized nickel ore melt with reducing gases under bubbling conditions. In: *Trudy instituta Gipronikel'*. Leningrad: 1973, Issue 58, pp. 82–88. (In Russ.).
- Rusakov M.R., Vostrikov G.V., Pinin L.N., Sadovnikova E.A. New degrading methods of converter and furnace slags with the use of gaseous and liquid reductants and electricity. In: *Trudy instituta Gipronikel'*. Leningrad: 1979, pp. 8–15. (In Russ.).
- Rusakov M.R. Scavenging of slag melts by blowing with reducing gases. *Tsvetnye metally*. 1985, no. 3, pp. 40–42. (In Russ.).
- Komkov A.A., Baranova N.V., Bystrov V.P. Research of the highly oxidized slag reducing impoverishment in bubbling conditions. *Tsvetnye metally*. 1994, no. 12, pp. 26–30. (In Russ.).
- Krashennikov M.V., Marshuk L.A., Leont'ev L.I. Selective reduction of nickel from oxide melt. *Raspilavy*. 1998, no. 4, pp. 45–48. (In Russ.).
- Fomichev V.B., Knyazev M.V., Ryumin A.A., Tsemekhman L.Sh., Ryabko A.G., Pavlinova L.A., Tsybulov L.B. Study of slag depletion process with blowing by gas mixes having different partial oxygen pressure. *Tsvetnye metally*. 2002, no. 9, pp. 32–36. (In Russ.).
- Komkov A.A., Kamkin R.I. Behavior of copper and impurities at blowing of copper smelting slags with a gas mixture CO-CO_2 . *Tsvetnye metally*. 2011, no. 6, pp. 26–31. (In Russ.).
- Shavrin S.V., Zakharov I.N., Ipatov B.V. Kinetic regularities of slag reduction by gas. *Izvestiya AN SSSR. Metallurgiya i gornoe delo*. 1964, no. 3, pp. 22–31. (In Russ.).
- Berdnikov V.I., Gudim Yu.A., Karteleva M.I. Generalized formula for calculation of movement speed of solid particles, bubbles and drops in liquid and gaseous media. *Izvestiya VUZov. Chernaya metallurgiya = Izvestiya. Ferrous Metallurgy*. 1997, no. 7, pp. 6–10. (In Russ.).
- Vusikhis A.S., Leont'ev L.I., Chentsov V.P. etc. Metallic phase forming in barbotage of multicomponent oxide melt by reduction gas. Report 1. Theoretical basis of the process. *Izvestiya VUZov. Chernaya metallurgiya = Izvestiya. Ferrous Metallurgy*. 2016, no. 9, pp. 639–644. (In Russ.).
- Vusikhis A.S., Dmitriev A.N. Reduction process of metal oxides from the melt by gas-reducing agent in bubbling layer. *Vestnik UGTU-UPI*. 2004, no. 15(45). Part 1, pp. 93–95. (In Russ.).
- Vusikhis A.S., Kudinov D.Z., Leont'ev L.I. Modeling of the kinetics of nickel reduction from a multicomponent oxide melt with a gaseous reducing agent. *Russian Journal of Physical Chemistry A*. 2008, vol. 82, no. 11, pp. 2035–2038.
- Dmitriev A.N., Vusikhis A.S., Sitnikov V.A., Leontiev L.I., Kudinov D.Z. Thermodynamic modeling of iron oxide reduction by hydrogen from the $\text{B}_2\text{O}_3\text{-CaO-FeO}$ melt in bubbled layer. *Israel Journal of Chemistry*. 2007, vol. 47, no. 3-4, pp. 299–302.
- Vusikhis A.S., Kudinov D.Z., Leont'ev L.I. A kinetic model of the joint reduction of iron and nickel from a multicomponent oxide melt with hydrogen in a bubbling layer. *Russian Journal of Physical Chemistry A*. 2008, vol. 82, no. 11, pp. 2030–2034.
- Kazachkov E.A. *Raschety po teorii metallurgicheskikh protsessov* [Calculations on the theory of metallurgical processes]. Moscow: Metallurgiya, 1988, 288 p. (In Russ.).
- Romenets V.A., Valavin V.S., Pokhvisnev Yu.V. Technological assessment of the Romelt process in the classic and two-zone variants. *Metallurgist*. 2014, vol. 58, no. 1-2, pp. 20–27.
- Dorofeev G.A., Murat S.G., Odorod'ko T.N. etc. *Sposob zhidkofaznogo polucheniya zheleza pryamogo vosstanovleniya* [Method of liquid-phase obtaining of directly reduced iron]. Patent RF no. 2511419. *Byulleten' izobretenii*. 2014, no. 10. (In Russ.).
- Dorofeev G.A., Yantovski P.R., Odorodko T.N., Kharitonova J.V., Protopopov A.A., Erofeev V.A., Arsenieva A.A., Murat S.G. New energy – metallurgical production process of direct reduced iron and electrical energy. In: *Proceedings of International scientific and technical Conference named after Leonardo da Vinci*. No. 1, Wissenschaftliche Welt, e.V, 2013, pp. 54–58.

Acknowledgements. The work was performed within the framework of the state task of the IMET UrB RAS on the topic no. 0396-2015-0082.

Information about the authors:

A.S. Vusikhis, Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher (vas58@mail.ru)

L.I. Leont'ev, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Academician, Adviser of the Russian Academy of Sciences, Chief Researcher (leo@imet.mplik.ru)

D.Z. Kudinov, Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher (d.kudinov@mail.ru)

E.N. Selivanov, Dr. Sci. (Eng.), Head of the Laboratory of Pyrometallurgy of Nonferrous Metals (pcmlab@mail.ru)

Received June 19, 2017

УДК 669.168:541.11

ПЛАНИРОВАНИЕ ЧИСЛЕННОГО И ФИЗИЧЕСКОГО ЭКСПЕРИМЕНТА ПРИ МОДЕЛИРОВАНИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Акбердин А.А., д.т.н., профессор, заведующий лабораторией «Бор»

Ким А.С., д.т.н., главный научный сотрудник лаборатории «Бор»

Султангазиев Р.Б., PhD, старший научный сотрудник лаборатории «Бор» (sulrus83@mail.ru)

Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
(100009, Республика Казахстан, Караганда, ул. Ермакова, 63)

Аннотация. Технологические процессы являются многофакторными. Выбор наиболее значимых из них для корректного анализа объекта исследований является важной задачей. Для такого ранжирования факторов исследователи обычно опираются на собственный опыт или мнения специалистов в этой области, оценивая их согласованность по математическим критериям. Однако при разработке нового процесса такой подход не может быть использован. В этом случае прибегают к экспериментальным методам отбора факторов. Но затратность, длительность, а иногда и невозможность использования этого метода очевидна. В настоящей работе использован другой подход. Было учтено, что термодинамическое моделирование является экспериментом, но только численным. Поэтому к нему можно применить метод математического планирования эксперимента, позволяющий при одном расчете учесть влияние на целевую функцию более десятка факторов. Получаемые в этом случае частные зависимости показателей процесса позволяют без постановки физических экспериментов отсеять малозначимые факторы и оставить сильные. Другим важным преимуществом применения предлагаемого подхода является возможность оценки динамики изменения фазового и элементного состава продуктов плавки, порога реализуемости процесса по шихтовым и температурным условиям с контролем достоверности полученных данных по математическим критериям. Метод позволяет также вывести обобщенное уравнение зависимости контролируемого параметра процесса от всех влияющих факторов, что невозможно при обычном моделировании. Для иллюстрации такой подход применен в ходе разработки технологии производства ферробора карботермическим способом с использованием местного сырья. Термодинамическое моделирование выполнено с применением заранее отобранных расчетным путем факторов. Их же использовали при физическом моделировании процесса на высокотемпературной печи. Эксперимент подтвердил значимость отобранных теоретическим способом факторов. Применением метода планирования достигнуто также сокращение количества численных экспериментов в 25, а физических в 125 раз без ущерба для точности прогнозируемых данных. Использование изложенного подхода позволяет сопоставлением расчетных данных с результатами физического эксперимента разработать меры по приближению практических результатов к равновесным с применением сильно действующих факторов.

Ключевые слова: термодинамическое и физическое моделирование, факторы, планирование эксперимента, уравнение регрессии, коэффициент детерминации.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-737-742

Моделирование является эффективным инструментом анализа существующих и создания новых технологических процессов. Оно может выполняться численными или физическими методами. Одной из разновидностей моделирования является термодинамическое моделирование химически реагирующих систем [1 – 5]. Благодаря своей эффективности оно нашло широкое применение для разработки новых процессов и металлов [6 – 10]. В настоящей работе рассматривается возможность применения при термодинамическом моделировании математического метода планирования эксперимента. Диктуется это тем, что технологические процессы являются многофакторными и выбор наиболее значимых из них для корректного анализа объекта исследований является важной задачей. Для такого ранжирования обычно опираются на собственный опыт или мнение специалистов в этой области, оценивая согласованность поступивших предложений по математическим критериям [11]. Однако при разработке ново-

го процесса такой подход не может быть использован. В этом случае прибегают к экспериментальным методам отбора факторов. Но затратность, длительность, а иногда и невозможность использования такого подхода очевидны.

По мнению авторов, можно использовать другой подход. Учитывали, что термодинамическое моделирование является экспериментом, но только численным, и к нему может быть применен метод математического планирования, позволяющий за один расчет учесть влияние на целевую функцию более десятка факторов [11]. Получаемые в этом случае частные зависимости показателей процесса позволяют без постановки физических экспериментов отсеять малозначимые факторы и оставить сильные.

Отметим еще одно обстоятельство целесообразности использования метода планирования при термодинамическом моделировании. Дело в том, что расчет на разработанном в России и использованном авторами

Факторы и их уровни

Table 1. Factors and their levels

Фактор		Уровень факторов				
		1	2	3	4	5
x_1	Температура, К	1823	1873	1923	1973	2023
x_2	Расход B_2O_3 , г	50	55	60	65	70
x_3	Расход кокса (К), г	45	50	55	60	65
x_4	Расход CaO, г	0	5	10	15	20
x_5	Расход MgO, г	0	5	10	15	20
x_6	Расход Al_2O_3 , г	0	5	10	15	20

комплексе TERRA [12, 13] выполняется достаточно быстро, но при анализе влияния множества факторов (k), меняющихся на нескольких уровнях (m), приходится выполнять много расчетов (N), количество которых определяется как $N = mk$. Особую сложность представляет подготовка исходных данных, поскольку необходимо рассчитать шихту, количество поступающих в плавильный агрегат отдельных оксидов, углеродистых или металлических восстановителей и газов. Так, если для оценки процесса отобрано шесть факторов, меняющихся на пяти уровнях, то необходимо выполнить $N = 5^6 = 15\,625$ расчетов, а в дальнейшем столько же физических экспериментов, не считая повторения каждого из них в идентичных условиях для получения устойчивых средних значений. Выходом из положения может явиться применение метода математического планирования эксперимента, когда количество расчетов и опытов можно сократить в десятки и сотни раз. В работе применен метод планирования на латинских квадратах [14], модернизированный в Химико-металлургическом институте [15, 16]. Реализуемость изложенного подхода демонстрируется на примере разработки технологического процесса производства ферробора карботермическим способом с использованием кокса из малозольных углей Шубаркульского месторождения [17].

Стандартная справочная база комплекса TERRA была пополнена ожидаемыми в металле и шлаке соединениями на основании построения диаграмм фазового состава системы B_2O_3 –CaO– SiO_2 – Al_2O_3 [18] и Fe–Si–B–C [19]. При численном моделировании в качестве факторов, влияющих на процесс, выбраны температура, расход кокса, содержание в шихте B_2O_3 , CaO, MgO и Al_2O_3 (табл. 1), поскольку эти оксиды содержатся в природных шихтовых материалах. Выполнены предварительные расчеты по ранжированию факторов, которые показали, что MgO и Al_2O_3 слабо влияют на содержание бора в металле. Если при добавке в шихту 20 г CaO содержание бора в металле снижается на 0,862 %, то аналогичные количества MgO и Al_2O_3 снижают содержание бора на 0,034 и 0,002 % соответственно. Графики зависимости содержания бора от MgO и Al_2O_3 представляют собой прямую, практически параллельную горизонтальной оси (см. рисунок, *d, e*). Количественно это видно по величине коэффициента при аргументе x в выведенных уравнениях, представляющего собой тангенс угла наклона прямой. По указанным выше причинам факторы MgO и Al_2O_3 при численном, а в дальнейшем и физическом моделировании исключили из плана.

Контролируемым первичным показателем является содержание бора в металле (В), а вторичным – его извлечение в металл, т. е. коэффициент перехода. Такие сведения из расчетов можно извлечь для всех участвующих в процессе элементов. При четырех оставленных факторах, меняющихся на пяти уровнях, необходимо

выполнить $N = 5^4 = 625$ расчетов. При использовании метода оптимального планирования можно произвести не 625, а 25 расчетов, т. е. в 25 раз меньше и получить данные по влиянию на процесс всех факторов [11, 14].

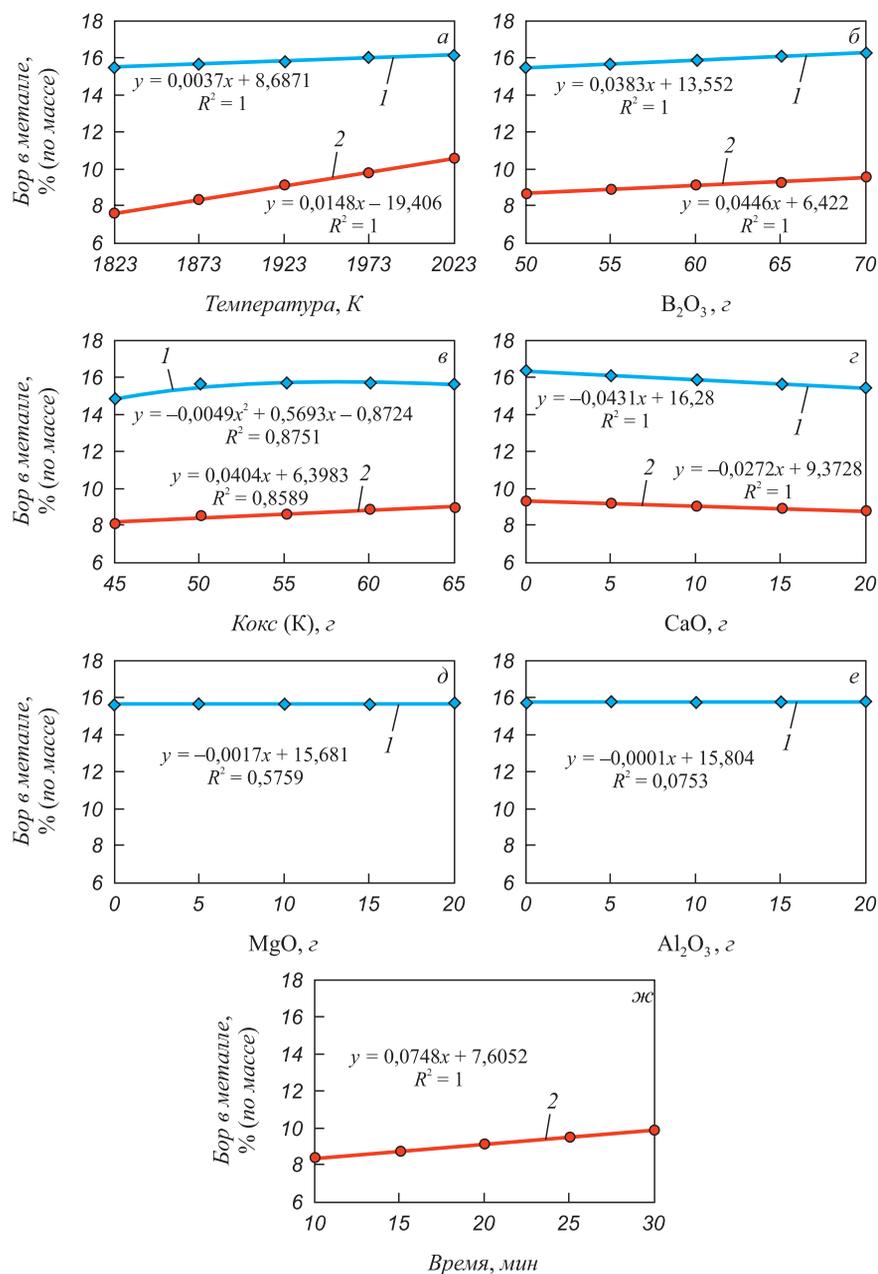
В табл. 2 показаны составы металлов по всем 25 вариантам расчета и коэффициенты извлечения бора из шихты в металл (K_B). Можно видеть, что предложенный процесс реализуем и по нему достигается высокое извлечение бора в металл.

Все отобранные факторы оказались значимыми и их связи с содержанием бора в металле описываются уравнениями с высокими коэффициентами корреляции (см. рисунок). Рост температуры процесса, содержания B_2O_3 и кокса (К) в шихте способствуют повышению концентрации бора в металле, а CaO – снижению.

С использованием метода планирования провели опыты в печи Таммана, включив в матрицу, помимо предварительно отобранных четырех, временной фактор. По результатам опытов построены частные зависимости содержания бора в металле от всех изученных пяти факторов. Все они значимы, что было предсказано выше термодинамическим моделированием (см. рисунок).

Результаты экспериментов по элементному составу металлов показаны в табл. 2. В установленных условиях опыта запланированное количество в металле бора (15 – 20 %) не достигается из-за пониженных коэффициентов его извлечения по сравнению с равновесными (см. табл. 2). Для устранения этого недостатка можно использовать наиболее сильный (см. рисунок, *b*) и технологически реализуемый фактор – повышение количества B_2O_3 в шихте в соответствии с реальными коэффициентами извлечения бора в металл (см. табл. 2). Это известный из практики работы заводов прием. Эксперимент также подтверждает реализуемость процесса с использованием местного сырья. Применимость карботермического ферробора для легирования стали установлена [20].

Выводы. Таким образом, использование метода математического планирования эксперимента при термодинамическом моделировании позволяет заранее отобрать наиболее сильно влияющие на процесс фак-



Зависимость содержания бора в металле от температуры (а), количества B_2O_3 (б), кокса (в), CaO (г), MgO (д), Al_2O_3 (е) в шихте и времени (ж):
1 – расчет; 2 – опыт

Dependence of boron content in the metal on temperature (a), amount of B_2O_3 (б), coke (в), CaO (г), MgO (д), Al_2O_3 (е) in the charge and time (ж):
1 – расчет; 2 – опыт

торы, вывести соответствующие уравнения, оценить их адекватность по математическим критериям, сократив тем самым материальные и временные затраты на создание новых технологий. Не предвидится препятствий для использования изложенного подхода для анализа и других процессов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Andersson J.O., Helander T., Höglund L. etc. Thermo-Calc and DICTRA, Computational tools for materials science // Calphad. 2002. Vol. 26. P. 273 – 312.

2. Трусов Б.Г. Моделирование химических и фазовых равновесий при высоких температурах (АСТРА.4). Версия 1.06. – М.: МГТУ им. Баумана, 1991. – 37 с.
3. Белов Г.В. Термодинамическое моделирование: методы, алгоритмы, программы. – М.: Научный Мир, 2002. – 186 с.
4. Ватолин Н.А., Моисеев Г.К., Трусов Б.Г. Термодинамическое моделирование в высокотемпературных неорганических системах. – М.: Металлургия, 1994. – 352 с.
5. Моисеев Г.К., Вяткин Г.П. Термодинамическое моделирование в неорганических системах. – Челябинск: Изд-во Южно-Уральского государственного университета, 1999. – 256 с.
6. Пупышев А.А., Музгин В.Н., Васильева Н.Л. Термодинамическое моделирование атомизации элементов в пламенах аце-

Состав металла и коэффициент извлечения бора*

Table 2. Composition of the metal and recovery coefficient of boron*

Номер опыта	Содержание элементов в металле, %					K _B , %	Номер опыта	Содержание элементов в металле, %					K _B , %
	Fe	Si	C	B	Al			Fe	Si	C	B	Al	
1	83,30	0,78	0,30	15,51	0,11	88,34	14	82,32	0,33	0,22	16,93	0,19	69,09
	90,74	0,94	2,22	5,94	0,17	37,89		86,78	1,80	2,28	8,98	0,17	41,81
2	82,47	1,31	0,41	15,68	0,13	76,92	15	81,75	1,29	1,29	15,56	0,12	71,02
	88,96	1,66	1,45	7,83	0,10	42,01		86,55	1,85	2,55	8,95	0,11	44,54
3	80,27	1,27	3,05	15,26	0,14	83,91	16	79,48	1,26	3,23	15,82	0,20	96,62
	89,85	1,67	1,22	7,16	0,10	41,66		85,58	1,70	2,48	10,06	0,19	64,96
4	80,04	1,27	3,36	15,22	0,12	65,91	17	80,58	0,86	2,43	15,91	0,22	79,85
	87,88	1,66	1,93	8,42	0,11	39,13		81,97	2,11	2,11	13,61	0,20	75,92
5	80,20	1,27	3,16	15,25	0,13	72,50	18	82,48	1,25	0,97	15,09	0,21	80,73
	89,64	1,92	1,24	7,08	0,12	35,5		86,79	2,12	2,82	8,09	0,19	46,87
6	79,75	1,27	3,14	15,74	0,10	95,86	19	81,47	0,85	1,50	15,98	0,19	68,00
	87,85	1,54	2,57	7,95	0,10	51,59		85,02	2,08	3,32	9,35	0,23	44,00
7	81,50	1,27	2,03	15,08	0,12	74,85	20	81,20	0,85	0,53	17,21	0,20	79,10
	87,14	1,80	2,33	8,62	0,11	47,21		86,22	1,87	2,36	9,34	0,20	46,98
8	79,91	1,24	3,47	15,20	0,18	83,57	21	80,81	1,28	2,33	15,35	0,22	92,23
	87,80	1,08	2,79	8,24	0,09	49,73		85,97	1,10	3,66	9,08	0,20	60,50
9	79,88	0,84	2,93	16,24	0,12	70,45	22	81,69	1,28	0,21	16,61	0,20	82,18
	86,58	1,80	1,75	9,70	0,17	45,27		87,20	1,24	1,49	9,87	0,20	54,08
10	82,38	0,56	0,22	16,63	0,21	73,32	23	80,95	0,85	1,27	16,67	0,25	90,86
	84,54	1,84	2,71	10,74	0,16	54,82		83,98	2,19	3,07	10,57	0,19	62,5
11	81,77	1,30	1,29	15,52	0,13	92,17	24	81,80	0,86	0,54	16,61	0,20	70,36
	88,75	1,83	1,70	7,61	0,12	49,74		84,11	1,61	2,90	11,19	0,18	52,72
12	80,57	0,74	3,38	15,16	0,15	76,13	25	79,51	0,83	2,92	16,52	0,22	77,53
	87,54	1,68	1,86	8,79	0,14	47,69		83,46	2,31	2,53	11,49	0,20	57,75
13	81,30	1,28	1,81	15,46	0,15	83,86							
	86,59	2,12	2,30	8,85	0,14	51,47							

* Числитель – расчет, знаменатель – опыт.

* Numerator – research, denominator – experience.

- тилен – воздух, ацетилен – оксид азота (I), пропан (бутан) – оксид азота (I) и метилацетилен – воздух // Журнал аналитической химии. 1992. Т. 47. № 8. С. 1278 – 1292.
7. Толеуова А.Р. Фазовый анализ диаграммы Al-Cu-Mn-Zr с использованием программы Thermo-Calc // Вестник КазНТУ. 2011. № 3 (85). С. 187 – 192.
 8. Ловшенко Г.Ф. Термодинамическое моделирование фазовых превращений при реакционном механическом легировании композиций на основе меди // Вестник Белорусско-Российского университета. 2006. № 1. С. 130 – 137.
 9. Девяткин П.Н. Современные возможности определения равновесного состава многокомпонентных химических систем // Вестник МГТУ. 2010. Т. 13. № 4/2. С. 899 – 901.
 10. Путьшев А.А., Васильева Н.Л., Музгин В.Н. Термодинамическое моделирование термодинамических процессов в дуговом разряде с испарением вещества пробы из электрода // Журнал аналитической химии. 1997. Т. 52. № 6. С. 615 – 628.
 11. Адлер Ю.П., Маркова Е.В., Грановский Ю.В. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий. – М.: Наука, 1976. – 269 с.
 12. Белов Г.В., Трусов Б.Г. Термодинамическое моделирование химически реагирующих систем. – М.: МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2013. – 96 с.
 13. Трусов Б.Г. Программная система ТЕРРА для моделирования фазовых и химических равновесий в плазмохимических системах // III Междунар. симпозиум по теоретической и прикладной плазмохимии: Сб. матер. Т. 1. – Иваново, 2002. С. 217 – 220.
 14. Протодяконов М.М., Тедер Р.И. Методика рационального планирования экспериментов. – М.: Наука, 1970. – 76 с.
 15. Беляев С.В., Малышев В.П. Пути развития вероятностно-детерминированного планирования эксперимента // Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения. – В 10-ти томах. Т. 9: Информационные технологии в минерально-сырьевом комплексе. Глава 8. – Алматы, 2008. С. 599 – 633.
 16. Малышев В.П. Особенности экстраполяции и ограничения уравнения Протодяконова // Вестник АН КазССР. 1982. № 2. С. 43 – 47.
 17. Ким В.А., Надырбеков А.К., Ли А.М. и др. Технологии получения и использования спецкокса из шубаркольских углей //

Тр. Междунар. науч.-практич. конф., посвященной 40-летию КарМетИ «Научно-технический прогресс в металлургии»: Сб. науч. Тр. КГИУ. – Темиртау, 2000. С. 156 – 158.

18. Назаров Б.К., Акбердин А.А. Термодинамический анализ системы B_2O_3 -CaO-SiO₂-Al₂O₃ // Известия АН СССР. Металлы. 1986. № 6. С. 61–63.
19. Isagulov A., Akberdin A., Sultangaziyev R. etc. Diagram of equilibrium phase composition of Fe-C-Si-B system // Croatia

Croatian Metalurgical Society Metalurgija. 2016. No. 3 (55). P. 305 – 308.

20. Омесь Ю.Н., Вихлевщук В.А., Кекух А.В. и др. Технология микролегирования стали карботермическим ферробором // Металлургическая и горнорудная промышленность. 1999. № 4. С. 40 – 43.

Поступила 22 мая 2018 г.

IZVESTIYA VUZOV. CHERNAYA METALLURGIYA = IZVESTIYA. FERROUS METALLURGY. 2018. VOL. 61. NO. 9, pp. 737–742.

PLANNING OF NUMERICAL AND PHYSICAL EXPERIMENT IN SIMULATION OF TECHNOLOGICAL PROCESSES

A.A. Akberdin, A.S. Kim, R.B. Sultangaziev

Chemical-Metallurgical Institute named after Zh. Abishev, Karaganda, Republic of Kazakhstan

Abstract. Technological processes are multifactorial. The choice of the most significant of them for the correct analysis of the object of research is an important task. For such a ranking of factors, researchers usually rely on their own experience or the opinions of specialists in this field, assessing their consistency in terms of mathematical criteria. However, when developing a new process, this approach can not be used. In this case, experimental methods of selecting factors are preferable. But the cost, duration, and sometimes impossibility of using this method is obvious. In this paper we use a different approach. It was considered that thermodynamic modeling is an experiment, but only numerical. Therefore, you can apply it to the method of mathematical design of the experiment, allowing for one calculation to take into account the effect on the objective function of more than a dozen factors. The partial dependencies of the process indices obtained in this case make it possible, without setting up physical experiments, to weed out insignificant factors and leave strong ones, estimating them by the methods of mathematical statistics. Another important advantage of its application is the ability to evaluate the dynamics of changes in phase and elementary products of smelting, process feasibility according to convection and temperature conditions with the control of and mathematical criterion of the acquired data. The method also allows the process to be controlled by all the factors involved, which cannot be met in everyday modeling. For demonstration, this approach was applied during the development of the ferroborone production technology by carbothermic method using local raw materials. Thermodynamic modeling was performed using pre-selected factors. They were also used in physical simulation of the process in a high-temperature furnace. The experiment confirmed significance of the factors, which were chosen theoretically. The use of the planning method also reduced the number of numerical experiments in 25, and physical – in 125 times for pre-defined data. Using this approach, the authors have made it possible to compare the obtained data with the results of physical experiment to develop measures to approximate practical results to equilibrium ones with the use of strongly acting factor.

Keywords: thermodynamic and physical modeling, factor, experiment planning, regression equations, correlation coefficient, coefficient of determination.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-737-742

REFERENCES

1. Andersson J.O., Helander T., Höglund L., Shi P.F., Sundman B. Thermo-Calc and DICTRA, Computational tools for materials science. *Calphad*. 2002, vol. 26, pp. 273–312.
2. Trusov B.G. *Modelirovanie khimicheskikh i fazovykh ravnovesii pri vysokikh temperaturakh (ASTRA.4). Versiya 1.06* [Modeling of

chemical and phase saturation at high temperatures (ASTRA4). Version 1.06]. Moscow: MGTU im. Baumana, 1991, 37 p. (In Russ.).

3. Belov G.V. *Termodinamicheskoe modelirovanie: metody algoritmy, programmy* [Thermodynamic modeling: methods, algorithms, programs]. Moscow: Nauchnyi Mir, 2002, 186 p. (In Russ.).
4. Vatolin N.A., Moiseev G.K., Trusov B.G. *Termodinamicheskoe modelirovanie v vysokotemperaturnykh neorganicheskikh sistemakh* [Thermodynamic modeling in high-temperature inorganic systems]. Moscow: Metallurgiya, 1994, 352 p. (In Russ.).
5. Moiseev G.K., Vyatkin G.P. *Termodinamicheskoe modelirovanie v neorganicheskikh sistemakh* [Thermodynamic modeling in inorganic systems]. Chelyabinsk: Izd-vo Yuzhno-Ural'skogo gosudarstvennogo universiteta, 1999, 256 p. (In Russ.).
6. Pupyshev A.A., Muzgin V.N., Vasil'eva N.L. Thermodynamic modeling of atomization of elements in acetylene-air flames, acetylene-nitrogen oxide (I), propane (butane) -nitrous oxide (I) and methyl acetylene-air. *Zhurnal analiticheskoi khimii*. 1992, vol. 47, no. 8, pp. 1278–1292. (In Russ.).
7. Toleuova A.R. Phase analysis of the Al-Cu-Mn-Zr diagram using Thermo-Calc program. *Vestnik KazNTU*. 2011, no. 3(85), pp. 187–192. (In Russ.).
8. Lovshenko G.F. Thermodynamic modeling of phase transformations during reaction mechanical alloying of copper-based compositions. *Vestnik Belorussko-Rossiiskogo universiteta*. 2006, no. 1, pp. 130–137. (In Russ.).
9. Devyatkin P.N. Modern possibilities of determining the equilibrium composition of multicomponent chemical systems. *Vestnik MGTU*. 2010, vol. 13, no. 4/2, pp. 899–901. (In Russ.).
10. Pupyshev A.A., Vasil'eva N.L., Muzgin V.N. Thermodynamic simulations of thermochemical processes in an arc discharge with vaporization of a sample material from the electrode. *Journal of Analytical Chemistry*. 1997, vol. 52, no. 6, pp. 548–561.
11. Adler Yu.P., Markova E.V., Granovskii Yu.V. *Planirovanie eksperimenta pri poiske optimal'nykh uslovii* [Planning an experiment when searching for optimal conditions]. Moscow: Nauka, 1976, 269 p. (In Russ.).
12. Belov G.V., Trusov B.G. *Termodinamicheskoe modelirovanie khimicheskii reagiruyushchikh system* [Thermodynamic modeling of chemically reacting systems]. Moscow: MGTU im. N.E. Baumana, 2013, 96 p. (In Russ.).
13. Trusov B.G. TERRA software system for modeling phase and chemical equilibria in plasma chemical systems. In: *3-i mezhdunarodnyi simpozium po teoreticheskoi i prikladnoi plazmokhimii. Sb. materialov* [3rd Int. Symposium on Theoretical and Applied Plasma Chemistry. Collection of materials]. Vol. 1. Ivanovo, 2002, pp. 217–220. (In Russ.).
14. Protod'yakonov M.M., Teder R.I. *Metodika ratsional'nogo planirovaniya eksperimentov* [Methods of experiments rational planning]. Moscow: Nauka, 1970, 76 p. (In Russ.).
15. Belyaev S.V., Malyshev V.P. Ways of development of the probabilistic-deterministic experiment planning. In: *Kompleksnaya pererabotka mineral'nogo syr'ya Kazakhstana. Sostoyanie, problemy, resheniya. V 10-ti t. T. 9: Informatsionnye tekhnologii v mineral'no-*

- syr'evom komplekse* [Integrated processing of mineral raw materials in Kazakhstan. Status, problems, solutions. In 10 vols. Vol. 9: Information technologies in the mineral and raw materials complex]. Almaty, 2008, pp. 599-633. (In Russ.).
16. Malyshev V.P. Peculiarities of extrapolation and limitation of the Protodyakonov equation. *Vestnik AN KazSSR*. 1982, no. 2, pp. 43-47. (In Russ.).
 17. Kim V.A., Nadyrbekov A.K., Li A.M., Nurmukhanbetov Zh.U., Kudarinov S.Kh. Technologies for obtaining and using special coke from Shubarkol coals. In: *Trudy mezhdunar. Nauchno-prakt. konf., posv. 40-letiyu KarMetI. Nauchno-tekhnicheskii progress v metallurgii: sb. nauch. Tr. KGIU* [Proc. of Sci.-Pract. Conf. referred to the 40th Anniversary of KarMetI. Scientific and technical progress in metallurgy: Coll. of Sci. Works of KGIU]. Temirtau, 2000, pp. 156-158. (In Russ.).
 18. Nazarov B.K., Akberdin A.A. Thermodynamic analysis of the system B_2O_3 -CaO-SiO₂-Al₂O₃. *Russian Metallurgy (Metally)*. 1986, no. 6, pp. 61-63. (In Russ.).
 19. Isagulov A., Akberdin A., Sultangaziyev R., Kim A., Kulikov V., Isagulova D. Diagram of equilibrium phase composition of Fe-C-Si-B system. *Croatia Croatian Metallurgical Society Metalurgija*. 2016, no. 3 (55), pp. 305-308.
 20. Omes' Yu.N., Vikhlevshchuk V.A., Kekukh A.V., Borovikov G.F., Gasik M.I., Rudenko V.K. Technology of microalloying of steel with carbothermic ferroboron. *Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost'*. 1999, no. 4, pp. 40-43. (In Russ.).

Information about the authors:

A.A. Akberdin, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Head of the Laboratory "Boron"
A.S. Kim, Dr. Sci. (Eng.), Chief Researcher of the Laboratory "Boron"
R.B. Sultangaziev, PhD, Senior Researcher of the Laboratory "Boron" (sulrus83@mail.ru)

Received May 22, 2018

УДК 669+544

О ВОЗМОЖНОСТИ ОПИСАНИЯ ДИНАМИЧЕСКОЙ ВЯЗКОСТИ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ СОСТАВА СПЛАВА И ТЕМПЕРАТУРЫ ПО ДИАГРАММАМ СОСТОЯНИЯ

*Малышев В.П., д.т.н., профессор, заведующий лабораторией
энтропийно-информационного анализа (eia_hmi@mail.ru)*

*Макашева А.М., д.т.н., профессор, главный научный сотрудник лаборатории
энтропийно-информационного анализа*

Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева
(100009, Республика Казахстан, Караганда, ул. Ермакова, 63)

Аннотация. Равновесная природа вязкости и текучести вскрыта на основе распределения Больцмана в рамках концепции хаотизированных частиц как результат виртуального присутствия кристаллоподвижных, жидкоподвижных и пароподвижных частиц. Это позволяет рассматривать вязкость и текучесть растворов, в частности расплавов металлических сплавов, с точки зрения равновесных парциальных вкладов каждого компонента в общую вязкость и текучесть, несмотря на кинетическую интерпретацию натуральных выражений для этих свойств жидкости. Линейно-аддитивное парциальное выражение вязкости возможно только для совершенных растворов, в данном случае для сплавов с неограниченной взаимной растворимостью компонентов. Сплавы с эвтектиками, химическими соединениями и иными особенностями диаграммы состояния характеризуются зависимостями вязкости, повторяющими форму кривой ликвидуса во всем диапазоне состава сплава при разных температурах с усилением сглаженности и сближения этих кривых по мере повышения температуры. Установлено, что эти особенности температурной зависимости вязкости полностью выявляются в рамках концепции хаотизированных частиц и виртуально-кластерной модели вязкости при расчете доли кластеров, определяющих вязкость сплава. Данная вязкость находится по формуле, в которой в качестве теплового барьера хаотизации служит величина тепловой энергии RT_{cr} при температуре ликвидуса, характеризующей, как и температура плавления чистых веществ, температуру кристаллизации расплава T_{cr} . На этом основании предложен метод расчета вязкости сплавов по диаграммам состояния с использованием температурных зависимостей вязкости чистых компонентов для перехода к вязкости сплава пропорционально отношению долей кластеров при любой температуре над линией ликвидуса и для чистого компонента с учетом мольной доли каждого компонента. В результате получена трехфакторная модель вязкости жидкого сплава, в которой впервые в качестве переменной величины используется тепловой барьер хаотизации RT_{cr} , определяющий долю кластеров как для чистых веществ (при $RT_{cr} = RT_m$), так и для сплавов. В целом он отображает сущность виртуально-кластерной теории жидкости и адекватность концепции хаотизированных частиц.

Ключевые слова: динамическая вязкость, текучесть, сплав, температура плавления, ликвидус, диаграмма состояния.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-743-749

Современная кластерная теория жидкости детально рассматривает структуру кластеров и служит обобщением предшествующих представлений о сиботаксисах и квазиполикристаллических образованиях, обуславливающих вязкость жидкости [1 – 16]. Эта теория обеспечивает качественное согласие с экспериментальными данными, но не дает возможности теоретически определять долю кластеров как функцию температуры и свойств вещества. Такая возможность появляется в результате разработанной авторами концепции хаотизированных частиц [17 – 20], согласно которой на основе распределения Больцмана для каждого вещества во всех его агрегатных состояниях (твердом, жидком и газообразном) присутствуют три энергетических класса виртуально хаотизированных частиц:

– кристаллоподвижных, не способных преодолеть тепловой барьер хаотизации RT_m , определяемый температурой плавления T_m , с соответствующей долей (при отнесении RT_m к RT)

$$P_{crm} = 1 - \exp\left(-\frac{T_m}{T}\right); \quad (1)$$

– жидкоподвижных, преодолевших барьер плавления, но не способных превзойти тепловой барьер кипения RT_b и имеющих долю

$$P_{lqm} = \exp\left(-\frac{T_m}{T}\right) - \exp\left(-\frac{T_b}{T}\right); \quad (2)$$

– пароподвижных с энергией выше барьера RT_b и долей

$$P_{vm} = \exp\left(-\frac{T_b}{T}\right) \quad (3)$$

при общем условии

$$P_{crm} + P_{lqm} + P_{vm} = 1. \quad (4)$$

В точке плавления доля кристаллоподвижных частиц, ответственных за сохранение твердого состояния, уменьшается до величины $\sim 0,63$, близкой к пропорции золотого сечения $\sim 0,62$ по отношению к составляющей, обеспечивающей структурную целостность сложных систем [21, 22]. Ниже этой пропорции (при $T > T_m$) структурная целостность утрачивается и система переходит в другое, более хаотизированное состояние.

Очень важным результатом анализа доли кристаллоподвижных частиц в жидком состоянии оказалась возможность выразить распределение этих частиц, входящих в n -размерные кластеры, по их числу, основываясь на вероятности их взаимных превращений в равновесных условиях:

$$P_{crm,n} = (1 - P_{crm})P_{crm}^n. \quad (5)$$

Кластерная теория рассматривает жидкость как виртуальную смесь агрегированных и одиночных частиц, из которых последние, согласно концепции хаотизированных частиц, относятся к жидко- и пароподвижным. Но в их долю входят и одиночные кристаллоподвижные частицы

$$P_{crm,1} = (1 - P_{crm})P_{crm}. \quad (6)$$

Таким образом, общая доля одиночных (свободных) частиц составит

$$\begin{aligned} P_{fr} &= P_{lqm} + P_{vm} + P_{crm,1} = 1 - P_{crm}^2 = \\ &= 1 - \left[1 - \exp\left(-\frac{T_m}{T}\right) \right]^2. \end{aligned} \quad (7)$$

В точке плавления эта доля равна $\sim 0,60$, т. е. оказывается достаточной для реализации жидкотекучести благодаря близости к пропорции золотого сечения, несмотря на соответствие этой пропорции и общей доли кристаллоподвижных частиц. Это может служить еще одним объяснением единой природы плавления и кристаллизации.

Не менее важно и то, что собственно кластерное множество частиц, как неодинокных образований, получает определенное выражение

$$P_{cl} = 1 - P_{fr} = P_{crm}^2 = \left[1 - \exp\left(-\frac{T_m}{T}\right) \right]^2. \quad (8)$$

В работе [17] на примере щелочных металлов показана прямая пропорциональная связь температурной зависимости вязкости и P_{crm}^2 (для P_{crm} она оказывается нелинейной). Этим подтвердилась возможность использования кластерной доли P_{cl} (8) для построения виртуально-кластерной модели вязкости [17], в частности, в форме иерархической модели, учитывающей образование еще и надкластерных ассоциатов. Однако

для целей настоящей работы более существенно то, что кластерная доля (8) может трактоваться более расширенно, когда температуру кристаллизации, а следовательно и барьер хаотизации, можно распространить на температуру ликвидуса T_{cr} с соответствующим барьером RT_{cr} :

$$P_{cl} = \left[1 - \exp\left(-\frac{T_{cr}}{T}\right) \right]^2. \quad (9)$$

Для чистых компонентов $T_{cr} = T_m$, а для сплава $T_{cr} = T_{liq}$. Предпосылки для описания температурной зависимости вязкости сплавов над кривой ликвидуса состоят в следующем.

Равновесная природа вязкости и текучести, особо подчеркнутая в работе [17] по прямому отношению к распределению Больцмана, позволяет проводить аналогию со свойствами жидкости, определяемыми термодинамикой, такими, например, как равновесное давление пара. Поэтому и для вязкости, несмотря на ее выражение через кинетические характеристики, уместно проводить аналогию с законом Рауля.

Для идеальных растворов и расплавов парциальный вклад вязкости некоторого компонента A в общую вязкость жидкости выразится через его мольную долю как

$$\eta_A = X_A \dot{\eta}_A, \quad (10)$$

где $\dot{\eta}_A$ – вязкость чистого вещества A .

Общая вязкость идеального расплава должна быть равна сумме парциальных вязкостей для всех его компонентов. Так, для двухкомпонентного сплава

$$\eta = \eta_A + \eta_B = X_A \dot{\eta}_A + X_B \dot{\eta}_B. \quad (11)$$

При этом прямолинейный характер зависимости вязкости идеального расплава от мольной доли любого из компонентов двухкомпонентной жидкости следует из балансовых равенств:

$$X_B = 1 - X_A; \quad (12)$$

$$\eta = \eta_A + \eta_B = \dot{\eta}_B + (\dot{\eta}_A - \dot{\eta}_B)X_A, \quad (13)$$

где величины $\dot{\eta}_A$ и $\dot{\eta}_B$ для данной температуры являются постоянными.

Для $n > 2$ прямолинейность в общем случае утрачивается, но если зафиксировать сумму мольных долей $(n - 2)$ компонентов на постоянном значении

$$\sum_{i=3}^n X_i = \text{const}, \quad (14)$$

то с учетом балансового выражения для доли компонента B

$$X_B = 1 - X_A - \sum_{i=3}^n X_i, \quad (15)$$

получим прямолинейную зависимость $\eta = f(X_A)$:

$$\begin{aligned} \eta &= X_A \dot{\eta}_A + X_B \dot{\eta}_B + \sum_{i=3}^n X_i \dot{\eta}_i = \\ &= \dot{\eta}_B \left(1 - \sum_{i=3}^n X_i \right) + \sum_{i=3}^n X_i \dot{\eta}_i + (\dot{\eta}_A - \dot{\eta}_B) X_A. \end{aligned} \quad (16)$$

Здесь постоянство $\sum_{i=3}^n X_i \dot{\eta}_i$ определяется заданным постоянством $\sum_{i=3}^n X_i$ и вязкостью чистых компонентов $\dot{\eta}_i$, а в качестве переменной величины остается только мольная доля вещества A в интервале варьирования от нуля до $1 - \sum_{i=3}^n X_i$. Это открывает возможность исследования вязкости при попарном варьировании мольных долей любых компонентов с целью выявления прямолинейного характера обсуждаемой зависимости, либо отклонения от него, вызываемого природой взаимодействующих компонентов. Уравнения (10) – (16) применимы и для выражения температурных зависимостей вязкости сплава через парциальные вклады температурных зависимостей чистых компонентов $f_A(T)$ и $f_B(T)$:

$$\eta = X_A f_A(T) + X_B f_B(T). \quad (17)$$

Соответственно этому, суммарная вязкость может быть выражена в виде линейной функции от одного из компонентов:

$$\eta = f_A(T) + f_B(T) = f_B(T) + [f_A(T) - f_B(T)] X_A. \quad (18)$$

Однако линейно-аддитивное парциальное отображение вязкости применимо только к идеальным (совершенным) растворам и для расплавов подтверждается примером для сплавов с неограниченной взаимной растворимостью, которая представлена диаграммами состояния первого типа [8, 10, 11]. В общем же случае для диаграмм состояния с эвтектиками и образованием химических соединений линия ликвидуса имеет сложный характер, соответственно чему долевая зависимость вязкости не поддается аналитическому выражению даже в рамках современной теории строения жидкости, если исходить только из структуры кластеров. Этот подход дает лишь качественное физическое объяснение сложной форме кривых вязкости. Возможность аналитического выражения зависимости вязкости от доли варьируемых компонентов в согласии с диаграммами состояния появляется на основе виртуально-кластерной теории в рамках концепции хаотизированных частиц, в которой аналитически выраженная доля неодиночных кристаллоподвижных частиц (9) служит для формирования кластеров и определяет вязкость жидкого вещества.

Авторы работ [8, 10] приводят типовые обобщенные диаграммы состояния и вязкости при вариации состава двухкомпонентной системы и температуры (рис. 1).

По данному рисунку вполне очевидно, что формы кривых вязкости повторяют линии ликвидуса, причем по мере повышения температуры расплава кривые вязкости становятся более сглаженными и более сближенными.

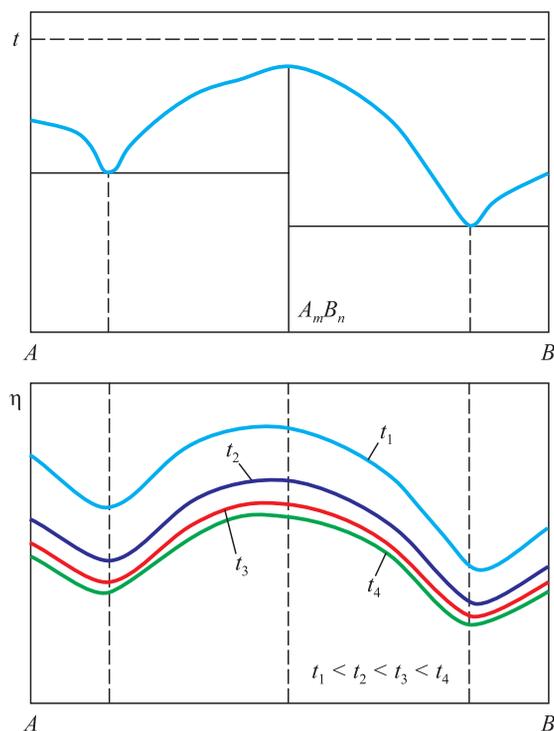


Рис. 1. Типичные кривые вязкости для типичной диаграммы состояния

Fig. 1. Typical viscosity curves for a typical state diagram

В работе [8] подобные особенности кривых вязкости для какой-либо температуры расплава объясняются неравномерным перегревом расплава разного состава относительно температуры ликвидуса. Там, где перегрев больше, там вязкость меньше, и наоборот. С повышением температуры расплава величина перегрева относительно кривой ликвидуса нивелируется и происходит сглаживание и сближение кривых вязкости. В работах [1, 2, 10] на основе кластерной теории строения жидкости анализируется взаимосвязь удельных и свободных объемов различных частиц с вязкостью расплава: с увеличением этих объемов подвижность частиц повышается и вязкость уменьшается.

В обоих подходах к интерпретации форм кривых вязкости не представлены формулы для расчета вязкости по диаграммам состояния в зависимости от состава и температуры расплава. На основе предложенного уравнения (9) подобные расчеты вполне возможны.

Согласно этому уравнению, может варьироваться не только температура расплава, но и точка кристаллизации в интервале изученного состава сплава. Если известна диаграмма состояния сплава, то долю кластеров при заданной температуре расплава можно определить графически для каждого состава по координатам $X_B - T_{cr}$.

Ввиду того, что экспериментальные данные в полном диапазоне состава и температуры жидкого сплава не были найдены, использовалась качественная оценка изотерм вязкости из известных пособий и подобных источников.

С данной целью приведенную на рис. 1 схематическую диаграмму состояния представим более детально, соотнося ее с определенной температурой. Это позволяет по линии ликвидуса определить T_{cr} при вариации состава с включением температур плавления компонентов A и B , эвтектических точек и соединения A_mB_n . Данные представлены в таблице вместе со значениями долей кластеров, рассчитанных по уравнению (9) при четырех температурах, начиная с самой низкой, всего на 50 °С превышающей самую высокую точку на диаграмме состояния (в области соединения A_mB_n). Далее, показаны результаты расчета с шагом в 500 °С, охватывающем привычный диапазон жидкого состояния металлического сплава вплоть до кипения в области $t \sim 2000$ °С. Эти же данные приведены на рис. 2 в сопоставлении с типичными кривыми вязкости, изображенными на рис. 1 по данным работы [10].

На рис. 2 заметно качественное соответствие форм зависимости вязкости и доли кластеров при различных температурах по всем особенностям диаграммы состояния, а также по усилению сглаженности и сближения кривых по мере повышения температуры.

Поставим задачу определения вязкости сплава по известной диаграмме состояния и известным температурным зависимостям вязкости для чистых компонентов $\dot{\eta}_A$ и $\dot{\eta}_B$ через их парциальные вклады с учетом долевых содержаний X_A и X_B .

По данным таблицы и рис. 2 можно заметить, что ввиду однотипности кривых для долей кластеров и линии ликвидуса переход от одной температуры расплава к другой сопровождается изменением P_{cl} , который можно учесть соотношением долей кластеров, соответствующих конкретному составу сплава.

На диаграмме состояния линия ликвидуса начинается с температуры плавления вещества A и заканчивается температурой плавления вещества B . Поэтому можно оценить отклонения от вязкости чистых веществ A и B в сторону вязкости сплавов при любой температуре по соотношению долей кластеров с барьерами плавления RT_m и кристаллизации по линии ликвидуса RT_{cr} .

Подобная пропорциональность вязкости и долевого содержания кластеров, как упомянуто выше, подтверждается линейной корреляцией η_T и P_{cl}^2 [17]. Тогда с учетом парциальных вкладов веществ A и B в вязкость сплава получим выражение

$$\eta_T = X_A \dot{\eta}_{T,A} \frac{P_{cl,cr}}{P_{cl,m,A}} + X_B \dot{\eta}_{T,B} \frac{P_{cl,cr}}{P_{cl,m,B}}, \quad (19)$$

где

$$P_{cl,cr} = \left[1 - \exp\left(-\frac{T_{cr}}{T}\right) \right]^2; \quad (20)$$

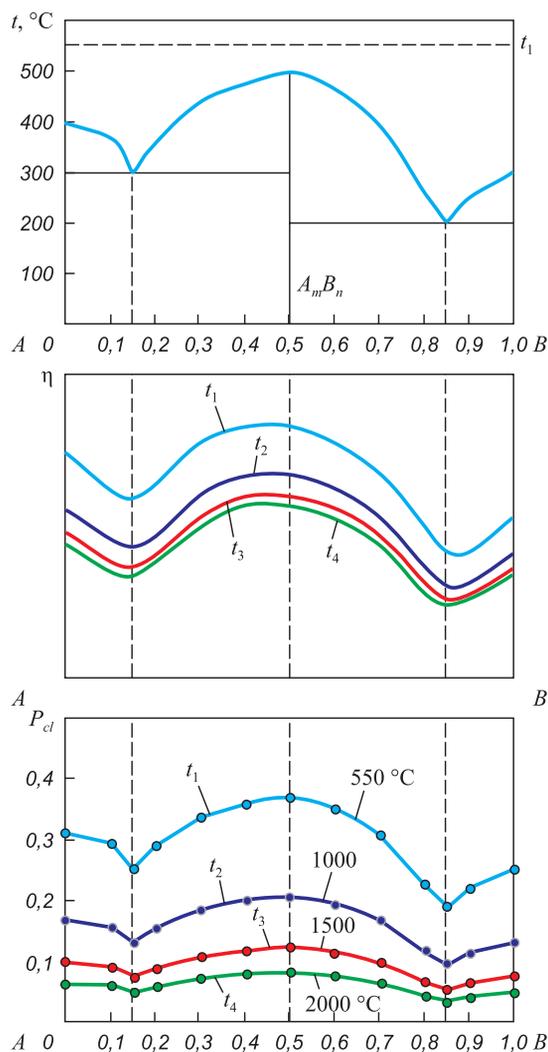


Рис. 2. Сопоставление вязкости типичного сплава AB с долей кластеров при различных температурах

Fig. 2. Comparison of viscosity of a typical alloy AB with the share of clusters at different temperatures

Зависимость доли кластеров от состава и температуры жидкого сплава для типичной диаграммы состояния

Dependence of clusters fraction of on the composition and temperature of the liquid alloy for a typical phase diagram

X_B , д.е.	t_{cr} , °С	T_{cr} , К	P_{cl} при t_{cr} , °С			
			550	1000	1500	2000
0	400	673	0,312	0,169	0,100	0,066
0,10	370	643	0,294	0,157	0,092	0,061
0,15	300	573	0,252	0,131	0,076	0,050
0,20	360	633	0,288	0,154	0,090	0,059
0,30	440	713	0,336	0,184	0,110	0,072
0,40	475	751	0,358	0,198	0,118	0,079
0,50	500	773	0,371	0,207	0,125	0,083
0,60	465	738	0,351	0,194	0,116	0,077
0,70	395	668	0,309	0,167	0,099	0,065
0,80	260	533	0,227	0,117	0,067	0,044
0,85	200	473	0,191	0,096	0,055	0,035
0,90	250	523	0,221	0,114	0,065	0,042
1,00	300	573	0,252	0,131	0,076	0,050

$$P_{cl,m,A} = \left[1 - \exp\left(-\frac{T_{m,A}}{T}\right) \right]^2; \quad (21)$$

$$P_{cl,m,B} = \left[1 - \exp\left(-\frac{T_{m,B}}{T}\right) \right]^2. \quad (22)$$

При $X_A = 1, X_B = 0; T_{cr} = T_{m,A}$ и $\eta_T = \dot{\eta}_A$ и соответственно при $X_B = 1, X_A = 0; T_{cr} = T_{m,B}$ и $\eta_T = \dot{\eta}_B$. Как обычно, для парциальных величин, с учетом $X_A + X_B = 1$, зависимость вязкости сплава от долевого содержания одного компонента можно выразить как

$$\eta_T = P_{cl,cr} \left[\frac{\dot{\eta}_{T,A}}{P_{cl,m,A}} + X_B \left(\frac{\dot{\eta}_{T,B}}{P_{cl,m,B}} - \frac{\dot{\eta}_{T,A}}{P_{cl,m,A}} \right) \right]. \quad (23)$$

Для данной температуры все величины в квадратных скобках, кроме X_B , являются постоянными характеристиками веществ A и B , а доля кластеров $P_{cl,cr}$ с тепловым барьером кристаллизации RT_{cr} над каждой точкой ликвидуса определяется варьируемым значением X_B по диаграмме состояния через соответствующее значение T_{cr} по уравнению (20). Тем самым, оставаясь в подчинении парциальной зависимости (19), вязкость сплава оказывается сложной полуэмпирической зависимостью от состава сплава. В этой зависимости решающее информативное значение приобретает линия ликвидуса, наряду с температурными зависимостями вязкости для чистых компонентов. Следует отметить, что все особенности диаграммы состояния, включая образование химических соединений, отображаются интегративно линией ликвидуса, и поэтому не требуют дополнительных уточнений для построения зависимости вязкости сплава от температуры и его состава.

Для конкретного выражения вязкости сплава по формуле парциальных вкладов примем диаграмму состояний по рис. 2. Температурные зависимости для типичных простых веществ A и B с температурами плавления $T_{m,A} = 400$ °C и $T_{m,B} = 300$ °C (как указано на диаграмме) представим в форме уравнения Френкеля с барьерами активации RT_m соответственно $U_A = 5600$ Дж/моль и $U_B = 4764$ Дж/моль и коэффициентами пропорциональности 0,184 и 0,147 мПа·с, обеспечивающими типичную вязкость для металлов вблизи с точкой кристаллизации на уровне около 0,5 мПа·с [17, 18]:

$$\eta_{T,A} = 0,184 e^{\frac{5600}{RT}}; \quad (24)$$

$$\eta_{T,B} = 0,147 e^{\frac{4764}{RT}}. \quad (25)$$

Результаты расчетов с указанием парциальных вкладов компонентов A и B , η'_A и η'_B в вязкость сплава представлены на рис. 3, 4.

По этим данным получается еще более яркая картина распределения вязкости сплава по его составу

и температуре с усилением тенденций к сглаживанию и сближению кривых вязкости. Это указывает на возможность прямого сравнения экспериментальных и расчетных данных по новой модели вязкости, которую можно представить в удобном для расчета виде:

$$\eta_T = X_A \dot{\eta}_{T,A} \left[\frac{1 - \exp\left(-\frac{T_{cr}}{T}\right)}{1 - \exp\left(-\frac{T_{m,A}}{T}\right)} \right]^2 + X_B \dot{\eta}_{T,B} \left[\frac{1 - \exp\left(-\frac{T_{cr}}{T}\right)}{1 - \exp\left(-\frac{T_{m,B}}{T}\right)} \right]^2. \quad (26)$$

Что касается парциальных вкладов компонентов A и B в вязкость сплавов AB , то, судя по рис. 4, эти вклады существенно нелинейны. Это отвечает очень сложному характеру и природе данной зависимости, для выражения которой на основе диаграмм фазовых равновесий проводятся исследования с разных точек зрения [12 – 16, 23].

Во всяком случае, вероятностный подход к решению подобной задачи имеет определенную перспективу и дает математическую модель прямой связи вязкости с температурой и составом сплава, линией ликвидуса и вязкостью чистых компонентов.

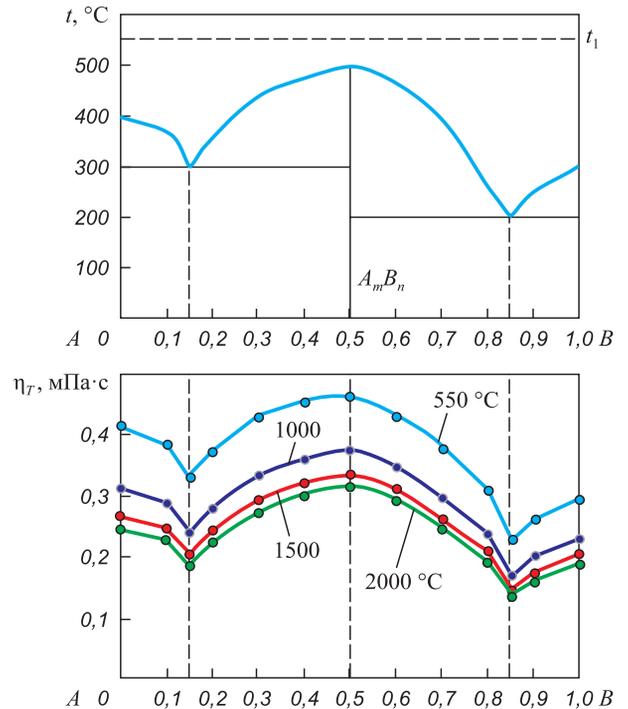


Рис. 3. Распределение вязкости сплава AB η_T по типичной диаграмме состояния

Fig. 3. Distribution of viscosity of the alloy AB η_T at typical state diagram

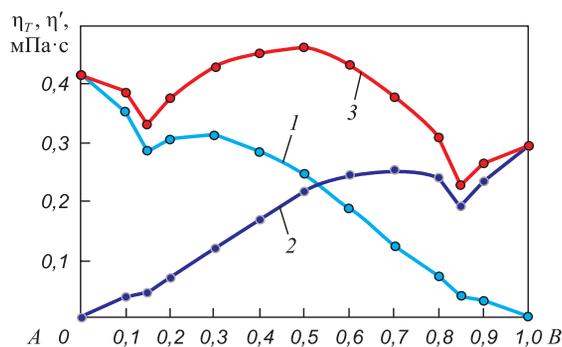


Рис. 4. Зависимость парциальных вкладов компонентов A (1) и B (2) в вязкость сплава AB (3) от его состава при температуре $550\text{ }^{\circ}\text{C}$

Fig. 4. Dependence of the partial contributions of components A (1) and B (2) to the viscosity of the alloy AB (3) on its composition at a temperature of $550\text{ }^{\circ}\text{C}$

Для прямой проверки предложенной модели вязкости сплавов необходимо иметь экспериментальные данные в полном диапазоне состава сплава в широком температурном интервале жидкого состояния, а также аналитически выраженные температурные зависимости вязкости для чистых компонентов. Ни в одной из работ, содержащей справочные материалы как для металлических сплавов [1 – 10, 13], так и для шлаковых систем [11, 12, 15], не найдено достаточно материалов для соблюдения этих требований. Поэтому необходимо проведение специальной работы по комбинированию разрозненных данных с оценкой их совместимости, однородности и точности, что может быть предметом подготовки отдельной статьи по каждой диаграмме состояния. Однако уже в рамках полученной модели при отсутствии каких-либо данных по вязкости сплава возможна ее оценка по температурным зависимостям для чистых компонентов и линии ликвидуса, что придает полученным теоретическим результатам самостоятельное значение.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Еланский Г.Н., Кудрин В.А. Строение и свойства жидкого металла – технология плавки – качество стали. – М.: Металлургия, 1984. – 239 с.
2. Еланский Г.Н., Еланский Д.Г. Строение и свойства металлических расплавов. – М.: МГВМИ, 2006. – 228 с.
3. Баум Б.А. Металлические жидкости. – М.: Наука, 1979. – 120 с.
4. Фундаментальные исследования физико-химии металлических расплавов / Б.А. Баум, Г.В. Тягунов, Е.Е. Барышев, Е.С. Цепелев. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. – 469 с.

5. Гаврилин И.В. Плавление и кристаллизация металлов и сплавов. – Владимир: ВГУ, 2000. – 260 с.
6. Зборщик А.М. Теоретические основы металлургического производства. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2008. – 189 с.
7. Фундаментальные исследования физикохимии металлических расплавов / Под ред. Н.П. Лякишева. – М.: Академкнига, 2002. – 467 с.
8. Вол А.Е., Каган И.К. Строение и свойства двойных металлических систем. Т. 4. – М.: Наука, 1979. – 576 с.
9. Черепашин А.А., Колтунов И.И., Кузнецов В.А. Материаловедение: Учебник. – М.: Кнорус, 2009. – 235 с.
10. Чуркин Б.С., Котегоренко Ю.И. Теория литейных процессов: Сб. задач: Учеб. пособие. – Екатеринбург, 2006. – 202 с.
11. Атлас шлаков: Справ. изд. / Пер. с нем. – М.: Металлургия, 1985. – 208 с.
12. Байсанов С.О., Габдуллин Т.Г., Такенов Т.Д. Построение диаграмм состав-свойство алюмосиликатных расплавов методом симплексных решеток // Изв. вуз. Черная металлургия. 1982. № 2. С. 145 – 146.
13. Толоконникова В.В., Байсанов С.О., Куликов И.С. Обобщенные уравнения линий солидуса и ликвидуса в двойных системах на основе железа // Известия АН СССР. Металлы. 1989. № 2. С. 34 – 37.
14. Мешалкин А.Б. Исследование фазовых равновесий и оценка термодинамических свойств расплавов в бинарных обратных системах // Теплофизика и аэродинамика. 2005. Т. 12. № 4. С. 669 – 684.
15. Строение и свойства расплавленных оксидов / В.М. Денисов, Н.В. Белоусова, С.А. Истомин и др. – Екатеринбург: УрО РАН, 1999. – 495 с.
16. Глазов В.М., Павлова Л.М. Химическая термодинамика и фазовые равновесия. – М.: Металлургия, 1988. – 580 с.
17. Мальшев В.П., Бектурганов Н.С., Турдукожаева А.М. Вязкость, текучесть и плотность веществ как мера их хаотизации. – М.: Научный мир, 2012. – 288 с.
18. Мальшев В.П., Толымбеков М.Ж., Турдукожаева А.М. и др. Применение обобщенной полуэмпирической модели вязкости расплавов на основе концепции хаотизированных частиц для шлаковых систем // Расплавы. 2010. № 1. С. 76 – 84.
19. Мальшев В.П., Толымбеков М.Ж., Турдукожаева А.М. и др. Течение расплавов – разрушение ассоциатов кластеров // Расплавы. 2010. № 6. С. 43 – 49.
20. Мальшев В.П., Турдукожаева А.М. Уточнение кластерно-ассоциатной модели вязкости расплавов на основе учета влияния температуры на степень ассоциации кластеров // Расплавы. 2011. № 6. С. 72 – 79.
21. Сороко Э.М. Структурная гармония систем. – Минск: Наука и техника, 1985. – 144 с.
22. Вигнер Е. Этюды о симметрии. – М.: Мир, 1971. – 318 с.
23. Федоров П.П. Материаловедение и фазовые диаграммы // Сб. тез. докл. Всеросс. конф. с междунар. участием и 12-го Всеросс. симп. с междунар. участием «Химия твердого тела и функциональные материалы – 2018. Термодинамика и материаловедение». – СПб., 2018. С. 28.

Поступила 28 мая 2018 г.

DESCRIPTION OF DYNAMIC VISCOSITY DEPENDING ON THE ALLOYS COMPOSITION AND TEMPERATURE USING STATE DIAGRAMS

V.P. Malyshev, A.M. Makasheva

Chemical-Metallurgical Institute named after Zh. Abishev, Karaganda, Republic of Kazakhstan

Abstract. The equilibrium nature of viscosity and fluidity is discovered on the basis of the Boltzmann distribution within the framework of the concept of randomized particles as a result of the virtual presence of crystal-mobile, liquid-mobile and vapor-mobile particles. It allows one

to consider the viscosity and fluidity of solutions, in particular, melts of metal alloys, from the point of view of the equilibrium partial contributions of each component in the total viscosity and fluidity, despite the kinetic interpretation of natural expressions for these properties of the liquid. A linearly additive partial expression of viscosity is possible only for perfect solutions, in this case, for alloys with unrestricted mutual solubility of the components. Alloys with eutectics, chemical compounds and other features of the state diagram are characterized by viscosity dependencies that repeat the shape of liquidus curve over entire range of the alloy composition at different temperatures, with an increase in smoothness and convergence of these curves at increasing temperature. It was established that these features of viscosity temperature dependence are completely revealed within the framework of the concept of randomized particles and the virtual cluster model of viscosity in calculating the fraction of clusters determining the viscosity of the alloy. That viscosity of the alloy is found by the formula in which thermal energy RT_{cr} at liquidus temperature is the thermal barrier of chaotization, characterizing the crystallization temperature of the melt T_{cr} , as well as the melting point of pure substances. On this basis, a method is proposed for calculating the alloys viscosity by phase diagrams using the temperature dependences of pure components viscosity to change the alloy's viscosity in proportion to ratio of the clusters fractions at any temperature above liquidus line and for the pure component, taking into account the mole fraction of each component. As a result, a three-factor model of the liquid alloy viscosity has been obtained in which the thermal barrier of chaotization RT_{cr} is used as variable for the first time. It determines the fraction of clusters for both pure substances (at $RT_{cr} = RT_m$) and for alloys. This thermal barrier reflects the essence of the virtual cluster theory of liquid and adequacy of the concept of randomized particles.

Keywords: dynamic viscosity, fluidity, alloy, melting point, liquidus, state diagram.

DOI: 10.17073/0368-0797-2018-9-743-749

REFERENCES

1. Elanskii G.N., Kudrin V.A. *Stroenie i svoistva zhidkogo metalla – tekhnologiya plavki – kachestvo stali* [Structure and properties of liquid metal – melting technology – quality of steel]. Moscow: Metallurgiya, 1984, 239 p. (In Russ.).
2. Elanskii G.N., Elanskii D.G. *Stroenie i svoistva metallicheskih rasplavov* [Structure and properties of metallic melts]. Moscow: MGVMi, 2006, 228 p. (In Russ.).
3. Baum B.A. *Metallicheskie zhidkosti* [Metallic liquids]. Moscow: Nauka, 1979, 120 p. (In Russ.).
4. Baum B.A., Tyagunov G.V., Baryshev E.E., Tsepelev E.S. *Fundamental'nye issledovaniya fiziko-khimii metallicheskih rasplavov* [Fundamental research of physical chemistry of metallic melts]. Moscow: Akademkniga, 2002, 469 p. (In Russ.).
5. Gavrilin I.V. *Plavlenie i kristallizatsiya metallov i splavov* [Melting and crystallization of metals and alloys]. Vladimir: VGU, 2000, 260 p.
6. Zborshchik A.M. *Teoreticheskie osnovy metallurgicheskogo proizvodstva* [Theoretical foundations of metallurgical production]. Donetsk: DonNTU, 2008, 189 p. (In Russ.).
7. *Fundamental'nye issledovaniya fizikokhimii metallicheskih rasplavov* [Fundamental studies of the physicochemistry of metallic melts]. Lyakishev N.P. ed. Moscow: Akademkniga, 2002, 467 p. (In Russ.).
8. Vol A.E., Kagan I.K. *Stroenie i svoistva dvoynykh metallicheskih sistem. T. 4* [Structure and properties of binary metal systems. Vol. 4]. Moscow: Nauka, 1979, 576 p. (In Russ.).
9. Cherepakhin A.A., Koltunov I.I., Kuznetsov V.A. *Materialovedenie: uchebnyk* [Materials science: Textbook]. Moscow, 2009, 235 p. (In Russ.).
10. Churkin B.S., Kotegorenko Yu.I. *Teoriya liteynykh protsessov: sb. zadach: ucheb. posobie* [Theory of foundry processes: Tutorial]. Ekaterinburg, 2006, 202 p. (In Russ.).
11. *Schlackenatlas*. Verein Deutscher Eisenhüttenleute. Verlag Stahleisen, 1981, 282 p. (Russ.ed.: *Atlas shlakov. Sprav.* Moscow: Metallurgiya, 1985, 208 p.).
12. Baisanov S.O., Gabdullin T.G., Takenov T.D. Construction of composition-property diagrams of aluminosilicate melts by the simplex lattice method. *Izvestiya VUZov. Chernaya metallurgiya = Izvestiya. Ferrous Metallurgy*. 1982, no. 2, pp. 145–146. (In Russ.).
13. Tolokonnikova V.V., Baisanov S.O., Kulikov I.S. Generalized equations for liquidus and solidus curves in binary iron-based systems. *Russian metallurgy. Metallurgy*. 1989, no. 2, pp. 34–33.
14. Meshalkin A.B. Investigation of phase equilibria and estimation of thermodynamic properties of melts in binary inverse systems. *Teplofizika i aerodinamika*. 2005, vol. 12, no. 4, pp. 669–684. (In Russ.).
15. Denisov V.M., Belousova N.V., Istomin S.A., Bakhvalov S.G., Pastukhov E.A. *Stroenie i svoistva rasplavlennykh oksidov* [Structure and properties of molten oxides]. Ekaterinburg: UrO RAN, 1999, 495 p. (In Russ.).
16. Glazov V.M., Pavlova L.M. *Khimicheskaya termodinamika i fazovye ravnovesiya* [Chemical thermodynamics and phase equilibria]. Moscow: Metallurgiya, 1988, 580 p. (In Russ.).
17. Malyshev V.P., Bekturganov N.S., Turdukozhaeva (Makasheva) A.M. *Vyazkost', tekuchest' i plotnost' veshchestv kak mera ikh khaotizatsii* [Viscosity, fluidity and density of substances as a measure of their chaotization]. Moscow: Nauchnyi mir, 2012, 288 p. (In Russ.).
18. Malyshev V.P., Tolymbekov M.Zh., Turdukozhaeva A.M., Kazhikenova A.Sh., Akuov A.M. Application of the generalized semiempirical model of melts viscosity based on the concept of randomized particles for slag systems. *Rasplavy*. 2010, no. 1, pp. 76–84. (In Russ.).
19. Malyshev V.P., Tolymbekov M.Zh., Turdukozhaeva A.M., Kazhikenova A.Sh., Akuov A.M. Flow of melts as the destruction of cluster associates. *Rasplavy*. 2010, no. 6, pp. 43–49. (In Russ.).
20. Malyshev V.P., Turdukozhaeva A.M. Refinement of the cluster-associative model of melts viscosity based on the temperature effect on the degree of clusters association. *Rasplavy*. 2011, no. 6, pp. 72–79. (In Russ.).
21. Soroko E.M. *Strukturnaya harmoniya system* [Structural harmony of systems]. Minsk: Nauka i tekhnika, 1985, 144 p. (In Russ.).
22. Wigner Eugene P. *Symmetries and reflections: Scientific Essays*. Bloomington: Indiana University Press, 1967, 288 p. (Russ.ed.: Wigner E. *Etyudy o simmetrii*. Moscow: Mir, 1971, 318 p.).
23. Fedorov P.P. Material science and phase diagrams. In: *Sb. tez. dokl. Vseross. konf. s mezhd. uch. i 12-go Vseross. simp. s mezhd. uch. "Khimiya tverdogo tela i funktsional'nye materialy – 2018. Termodinamika i materialovedenie"* St. Petersburg [Coll. of abstracts of the All-Russian Conf. with Int. Participation and the 12th All-Russian Symposium with Int. Participation "Solid state chemistry and functional materials – 2018. Thermodynamics and materials science", St. Petersburg]. St. Petersburg, 2018, p. 28. (In Russ.).

Information about the authors:

V.P. Malyshev, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Head of the Laboratory of Entropy-Information Analysis (eia_hmi@mail.ru)

A.M. Makasheva, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Chief Researcher of the Laboratory of Entropy-Information Analysis

Received May 28, 2018

Над номером работали:

Леонтьев Л.И., главный редактор

Ивани Е.А., заместитель главного редактора

Потапова Е.Ю., заместитель главного редактора по развитию

Долицкая О.А., научный редактор

Расенец В.В., верстка, иллюстрации

Кузнецов А.А., системный администратор

Острогорская Г.Ю., менеджер по работе с клиентами

Подписано в печать 2.10.2018. Формат 60×90 1/8. Бум. офсетная № 1.
Печать цифровая. Усл. печ. л. 10,75. Заказ 8407. Цена свободная.

Отпечатано в типографии Издательского Дома МИСиС.
119049, г. Москва, Ленинский пр-т, 4.
Тел./факс: (499) 236-76-17, 236-76-35

IZVESTIYA

FERROUS METALLURGY

60 YEARS OF SCIENTIFIC AND INNOVATIVE ACTIVITY OF CHEMICAL-METALLURGICAL INSTITUTE NAMED AFTER ZH. ABISHEV

STRENGTH - IN COMPLEXITY: TO THE 25TH ANNIVERSARY OF KAZAKHSTAN NATIONAL CENTER OF MINERAL RAW MATERIALS COMPLEX PROCESSING

INFLUENCE OF THE MECHANICAL CHARACTERISTICS OF HARP SCREEN MATERIAL ON SCREENING PROCESS

DETERMINATION OF ROLLS DIAMETER FOR SCREW-ROLLING MILLS

DEVELOPMENT OF SMELTING TECHNOLOGY OF REFINED FERROMANGANESE WITH SPECIAL COMPLEX REDUCING AGENTS

PRODUCTION OF COMPLEX ALLOY FROM HIGH-SILICON MANGANESE ORE AND HIGH-ASH COALS OF KAZAKHSTAN

TECHNOLOGY FOR THE PRODUCTION OF HIGH-CARBON FERROCHROMIUM USING MONO-BRIQUETTES

THERMOMAGNETIC CONCENTRATION AND DEPHOSPHORIZING OF BROWN CLAY IRON ORE AND CONCENTRATES

DEVELOPMENT OF THE SMELTING TECHNOLOGY OF COMPLEX ALUMINUM-CHROME-SILICON-CONTAINING ASC ALLOY FROM SUBSTANDARD RAW MATERIALS

ANALYSIS OF THE METHODOLOGY FOR DETERMINING CO₂ EMISSIONS ON THE TERRITORY OF THE RUSSIAN FEDERATION IN RESPECT TO THE FERROUS METALLURGY

THERMODYNAMIC MODELING OF NICKEL AND IRON REDUCTION FROM MULTICOMPONENT SILICATE MELT IN BUBLING PROCESS. REPORT 1. REDUCING AGENT – A MIXTURE OF CO–CO₂

PLANNING OF NUMERICAL AND PHYSICAL EXPERIMENT IN SIMULATION OF TECHNOLOGICAL PROCESSES

DESCRIPTION OF DYNAMIC VISCOSITY DEPENDING ON THE ALLOYS COMPOSITION AND TEMPERATURE USING STATE DIAGRAMS