

# **ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА**

**№ 3 (42) 2022**

Журнал включен в Перечень российских рецензируемых научных журналов, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученых степеней доктора и кандидата наук (Перечень ВАК), по специальностям: 2.6.2 Metallургия черных, цветных и редких металлов; 2.6.3 Литейное производство; 2.6.4 Обработка металлов давлением. Сведения о журнале содержатся в базе данных Российского индекса научного цитирования (РИНЦ)

## **Редакционный совет**

### **Председатель ред. совета:**

*В.А. Бигеев* – проф., д-р техн. наук,  
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»

### **Члены ред. совета:**

*С.В. Денисов* – д-р техн. наук, проф.,  
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»

*А.Н. Емелюшин* – д-р техн. наук, проф.,  
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»

*И.Е. Илларионов* – д-р техн. наук, проф.,  
ФГБОУ ВО «ЧГУ им. И.Н. Ульянова»

*А.А. Казаков* – д-р техн. наук, проф.,  
ФГАОУ ВО «СПбПУ»

*В.М. Колокольцев* – президент  
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»,  
д-р техн. наук, проф.

*З. Конопка* – д-р техн. наук, проф.,  
Ченстоховский технологический  
университет, Польша

*О. Островский* – д-р техн. наук, проф.,  
UNSW, Австралия

*А.М. Песин* – д-р техн. наук, проф.,  
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»

*М. Дабала* – д-р техн. наук, проф.,  
Университет Падуи, Италия

*П. Тандон* – д-р техн. наук, профессор  
и руководитель машиностроения, Индийский  
институт информационных технологий, дизайна  
и производства PDPM, Джабалпур, Индия

*Р.П. Кардосо* – д-р техн. наук, проф.,  
Федеральный университет Санта-Катарины,  
Бразилия

*Е. В. Агеев* – д-р техн. наук, проф.,  
Юго-Западный государственный университет

*В.Б. Деев* – д-р техн. наук, проф.,  
НИТУ МИСиС, Москва, Россия

*А.А. Попов* – д-р техн. наук, проф.,  
ФГАОУ ВО «УрФУ имени первого  
Президента России Б.Н. Ельцина»

*В.М. Салганик* – д-р техн. наук, проф.,  
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»

*О.Ю. Шешуков* – д-р техн. наук, проф.,  
ГУ ИМетРАН, ФГАОУ ВО «УрФУ имени  
первого Президента России Б.Н. Ельцина»

### **Главный редактор:**

*А.С. Савинов* – директор института  
металлургии, машиностроения  
и материалобработки, д-р техн. наук,  
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»

### **Научный редактор:**

*Н.Ш. Тютерьяков* – канд. техн. наук,  
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»

### **Технический редактор:**

*Ю.А. Извеков* – проф., канд. техн. наук,  
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»

*К.И. Рудь*

### **Дизайнер:**

*Е.О. Харченко*

## **© ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», 2022**

Учредитель – Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова  
(455000, Челябинская обл., г. Магнитогорск, пр. Ленина, д.38).  
16+, в соответствии с Федеральным законом № 436-ФЗ от 29.12.10.

Свидетельство о регистрации ПИ №ФС 77-74213 от 02.11.2018 г. Выдано Федеральной службой по надзору в сфере  
связи, информационных технологий и массовых коммуникаций

### **Адрес редакции:**

455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38, ауд. 315  
Тел.: (3519) 29-84-64.  
E-mail: TТаPEoMP@ magtu.ru; ttmp@ magtu.ru

### **Адрес типографии:**

455000, Челябинская обл., г. Магнитогорск,  
пр. Ленина, 38, ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»,  
участок оперативной полиграфии

### **Адрес издателя:**

455000, Челябинская обл., г. Магнитогорск,  
пр. К. Маркса, 45/2,  
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», издательский центр

Выход в свет 29.09.2022. Заказ 233. Тираж 500 экз.  
Цена свободная.

# ***THE THEORY AND PROCESS ENGINEERING OF METALLURGICAL PRODUCTION***

---

**No. 3 (42) 2022**

---

The Journal is included in the List of Russian Peer-Reviewed Scientific Journals which are supposed to publish the major results of doctoral and PhD dissertations. Information about the journals can be found into databases of the Russian Science Citation Index (RSCI)

---

## **Editorial Board Members**

### **Chairman:**

*V.A. Bigeev* – D. Sc., Professor,  
Nosov Magnitogorsk State Technical University

### **Honorary Board Members:**

*S.V. Denisov* – D.Sc., Professor,  
Nosov Magnitogorsk State Technical University  
*A.N. Emelyushin* – D.Sc., Professor,  
Nosov Magnitogorsk State Technical University  
*I.Y. Illarionov* – D.Sc., Professor,  
Chuvash State University  
*A.A. Kazakov* – D.Sc., Associate Professor,  
Peter the Great St.Petersburg Polytechnic University  
*V.M. Kolokoltsev* – D. Sc., Professor,  
President of Nosov Magnitogorsk State Technical  
University  
*Z. Konopka* – D.Sc., Professor,  
Czestochowa University of Technology, Poland  
*O. Ostrowski* – D.Sc., Professor,  
University of New South Wales, Australia  
*A.M. Pesin* – D. Sc., Professor,  
Nosov Magnitogorsk State Technical University  
*M. Dabala* – D.Sc., Professor, University of Padova,  
Italy  
*P. Tandon* – D. Sc., Professor & Head of Mechanical  
Engineering, PDPM Indian Institute of Information  
Technology, Design and Manufacturing, Jabal-  
pur, India

*R.P. Cardoso* – D. Sc., Professor,  
Federal University of Santa Catarina, Brazil  
*E.V. Ageev* – D.Sc., Professor, Southwest State University  
*V.B. Deev* – D. Sc., Professor, MISiS, Moscow, Russia  
*A.A. Popov* – D.Sc., Professor,  
Institution of Higher Professional Education «Ural Federal  
University named after the first President of Russia  
B.N.Yeltsin»  
*V.M. Salganik* – D. Sc., Professor,  
Nosov Magnitogorsk State Technical University  
*O. Ju. Sheshukov* – D.Sc., Professor,  
alloys Federal State Autonomous Educational  
Institution of Higher Professional Education  
«Ural Federal University named after the first President  
of Russia B.N.Yeltsin»

### **Editor-in-Chief:**

*A.S. Savinov* – Director of Metallurgy Mechanical  
Engineering and Materials Processing Institute D.Sc., Nosov  
Magnitogorsk State Technical University

### **Scientific Editor:**

*N.S. Tyteriakov* – Ph.D., Nosov Magnitogorsk State  
Technical University

### **Technical Editor:**

*Y.A. Izvekov* – Professor, Ph.D., Nosov Magnitogorsk  
State Technical University  
*K.I. Rud*

### **Designer:**

*E.O. Harchenko*

## **© FSBEI of HE “Nosov Magnitogorsk State Technical University”, 2022**

Founder – Nosov Magnitogorsk State Technical University  
(38, pr. Lenina, Magnitogorsk 455000, Chelyabinsk Region)

16+ in accordance with Federal Law #436-FZ dated 29.12.10

Registration certificate PI # FS 77-74213 dated November 02, 2018 is issued by the Federal Service for Supervision of Communications, Information Technology, and Mass Media

### **Editorship address:**

315, 38, pr. Lenina, city of Magnitogorsk 455000, Russia  
Tel.: +7 (3519) 29-84-64.  
E-mail: TTPeOMP@magtu.ru; ttmp@magtu.ru

### **Printing office:**

38 Lenin prospekt, Magnitogorsk, Chelyabinsk region,  
455000, Russia  
Nosov Magnitogorsk State Technical University

### **Editorial office:**

45/2 Karla Marksa prospekt, Magnitogorsk, Chelyabinsk region,  
455000, Russia  
Nosov Magnitogorsk State Technical University

Publication date 29.09.2022. Order 233. Circulation: 500.  
Open price.

---

---

## СОДЕРЖАНИЕ

<b>МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ.....</b>	<b>4</b>
Бигеев В.А., Харченко А.С., Потапова М.В., Лунев У.Д., Потапов И.М., Юдин Д.В. <b>ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА КОМБИНИРОВАННОГО ВОДОРОДНО- УГЛЕРОДНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗОНИКЕЛЕВЫХ РУД.....</b>	<b>4</b>
Смирнова Е.А., Шаповалов А.Н. <b>ИЗУЧЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ УДАЛЕНИЯ АЗОТА ИЗ СТАЛИ ПО ПРОИЗВОДСТВЕННЫМ ДАННЫМ .....</b>	<b>11</b>
Семенов А.А., Юрасова О.В., Иванова А.В., Самиева Д.А. <b>ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ФИЛЬТРОВАНИЯ СУСПЕНЗИЙ И ПРОМЫВКИ ОСАДКОВ ОСНОВНЫХ СОЛЕЙ СКАНДИЯ .....</b>	<b>17</b>
<b>ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ.....</b>	<b>24</b>
Корчунов А.Г., Решетникова Е.С., Зайцева М.В., Носов А.Н., Исхакова А.М. <b>АНАЛИЗ ВЗАИМОСВЯЗИ СТРОЕНИЯ ОЧАГА ДЕФОРМАЦИИ И УСЛОВИЙ СМАЗЫВАНИЯ ПРИ ВОЛОЧЕНИИ КАЛИБРОВАННОГО ПРОКАТА.....</b>	<b>24</b>
Чувашов Д.Н., Немчинова Н.В., Черных В.Е., Тютрин А.А. <b>О ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ СИДЕРИТОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЮЖНОГО УРАЛА С ПОЛУЧЕНИЕМ ГРАНУЛИРОВАННОГО ЧУГУНА .....</b>	<b>31</b>

## CONTENTS

<b>METALLURGY OF BLACK, COLOR AND RARE METALS .....</b>	<b>4</b>
Bigeev V.A., Kharchenko A.S., Potapova M.V., Lunev U.D., Potapov I.M., Yudin D.V. <b>STUDY THE PROCESS OF COMBINED HYDROGEN-CARBON REDUCTION OF IRON-NICKEL ORES .....</b>	<b>4</b>
Smirnova E.A., Shapovalov A.N. <b>STUDYING REGULARITIES OF NITROGEN REMOVAL FROM STEEL ACCORDING TO PRODUCTION DATA .....</b>	<b>16</b>
Semenov A.A., Yurasova O.V., Ivanova A.V., Samieva D.A. <b>INTENSIFICATION OF FILTRATION OF SUSPENSIONS AND WASHING OF PRECIPITATES OF SCANDIUM HYDROXOSALTS.....</b>	<b>17</b>
<b>PROCESSING OF METALS BY PRESSURE.....</b>	<b>24</b>
Korchunov A.G., Reshetnikova E.S., Zaytseva M.V., Nosov A.N., Ishakova A.M. <b>ANALYSIS OF THE RELATIONSHIP BETWEEN THE STRUCTURE OF DEFORMATION ZONE AND LUBRICATION CONDITIONS DURING COLD DRAWING .....</b>	<b>24</b>
Chuvashov D.N., Nemchinova N.V., Chernykh V.E., Tyutrin A.A. <b>ON THE POSSIBILITY OF PROCESSING SOUTH URAL DEPOSIT'S SIDERITE ORES TO PRODUCE GRANULATED IRON .....</b>	<b>31</b>

# МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

УДК 669.12.094.1

Бигеев В.А., Харченко А.С., Потапова М.В., Лунев У.Д., Потапов И.М., Юдин Д.В.

## ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА КОМБИНИРОВАННОГО ВОДОРОДНО-УГЛЕРОДНОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗНИКЕЛЕВЫХ РУД

*Аннотация.* В работе математическим моделированием были определены основные параметры процесса твердофазного восстановления железохромоникелевой руды Сахаринского месторождения с получением ферроникеля, а также процесса полного карботермического восстановления железистого шлака от предыдущей стадии с получением легированного чугуна: расходы водорода, количество и состав продуктов восстановления при различных степенях извлечения железа из рудного сырья на первой стадии восстановления (водородного), а также расходы энергетического угля, состав и количество легированного чугуна и конечного шлака на второй стадии восстановления (углеродного).

Рациональная степень восстановления железа из комплексного рудного сырья колеблется от 5 до 10 %, что обеспечивает содержание никеля в получаемом ферросплаве до 10 %. Такой ферросплав может быть использован для производства низколегированных марок сталей 10ХСНД, 15ХСНД, 17ХСНД, широко применяемых в судостроении. Получаемый при восстановлении железистого шлака хромсодержащий чугун по составу соответствует литейному чугуну марки ЧС-5, что свидетельствует о возможности осуществления безотходной технологии.

По полученным расчетным данным была проведена серия экспериментов по твердофазному восстановлению Сахаринской никелевой руды, результатом которой стало получение первых порций «водородного» ферроникеля.

**Ключевые слова:** водород, твердофазное восстановление, комплексное никельсодержащее сырье, ферроникель, легированный чугун

### Введение

Использование водорода для нужд черной металлургии является реальностью сегодняшнего дня [1-4]. Так, в 2018 году в Швейцарии был запущен проект под названием Hydrogen Breakthrough Ironmaking Technology (водородная технология производства железа, HYBRIT), нацеленный на замену кокса при производстве стали, водородом, получаемым при помощи возобновляемой электроэнергии.

Разработка и реализация прорывной технологии применения водорода в качестве восстановителя в черной металлургии в промышленных масштабах позволит решить ряд значимых для Российской Федерации проблем:

1. Переработка комплексных сложных руд [5-7] и отходов металлургического производства [8, 9], использование которых имеет значимость как для металлургической отрасли страны, так и для Южно-Уральского региона, на территории которого залегают более 500 млн т никелевых руд (Халиловское и Сахаринское месторождения) [10-13].

2. Снижение экологической нагрузки за счет утилизации, уменьшения выбросов углекислого газа в атмосферу, загрязнений от угледобывающего, коксохимического, доменного, конвертерного, электросталеплавленного производств [14-18].

В РФ производство ферроникеля в настоящее время прекращено. Возможно возобновление его про-

изводства по новой технологии селективного восстановления с расширением сырьевой базы для удовлетворения потребности в никеле различных отраслей промышленности. Серьезным дополнительным источником для производства ферросплава могут служить руды Сахаринского месторождения, запасы которых в общей сумме составляют ~ 300 млн т.

Имеется значительное количество исследований процессов жидкофазного селективного восстановления комплексных никельсодержащих руд с получением ферроникеля, в том числе и на кафедре металлургии и химических технологий (бывшая кафедра МЧМ) в МГТУ им. Г.И. Носова [7, 15, 19]. Но главная проблема труднообогатимости бурых железняков, которыми представлены большинство окисленных никелевых руд из-за наличия большой доли песчаноглинистой пустой породы, никак не рассматривалась. На сегодняшний день эта задача остается очень важной, но нерешенной.

### Методы и результаты

В свое время ОХМК по инициативе академика Бардина перенял опыт Японии по восстановительному обжигу рудного сырья во вращающихся трубчатых печах в потоке газов CO и H<sub>2</sub> с получением металлизированной губки. Результат внедрения этого способа, к сожалению, оказался неудовлетворительным: производительность агрегата была ничтожно мала (около 100 т в сутки), а получаемый продукт использовался только в качестве присадки в доменную печь. Кроме того, в различных литературных источниках заявляется, что непригодность процесса твердофазного бес-

коксового восстановления железохромоникелевых руд связана с их бедностью по содержанию железа и, как следствие, плохой обогатимости. Утверждается, что пустая порода при твердофазном восстановлении не отделяется от полученного металла.

Для изучения вопроса повышения эффективности обогащения и последующего передела бурых железняков было принято решение попробовать получить все тот же ферроникель на первой ступени, но уже твердофазным частичным восстановлением, что могло бы позволить получить магнитную модификацию оксида железа (III) из немагнитной фазы  $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ .

Кроме того, учитывая сегодняшнюю тенденцию к «декарбонизации» черной металлургии и запуск в нашей лаборатории оборудования по получению водорода, в качестве восстановителя был выбран газообразный водород. Предлагаемая схема предполагает предварительное частичное восстановление с выделением в металлическую фазу ферроникеля и перевода оставшейся части железа из немагнитной в магнитную оксидную фазу, последующую магнитную сепарацию, разделительную плавку с получением двух продуктов – ферросплава и железистого шлака и окончательное восстановление железистого шлака с получением литейного (за счет высокого содержания хрома и кремния) чугуна. Принципиальная схема переработки никельсодержащих руд, разработанная на кафедре металлургии и химических технологий Маг-

нитогорского государственного технического университета, представлена на рис. 1.

По методике, разработанной на кафедре металлургии и химических технологий, были рассчитаны основные показатели процесса твердофазного восстановления рудного сырья Сахаринского месторождения (табл. 1) газообразным водородом, необходимые для последующего проведения экспериментальной части по водородному восстановлению руды в лаборатории кафедры металлургии и химических технологий.

Расчет процесса восстановления никельсодержащей руды вели на 100 кг исходного сырья.

Расчет разделили на два этапа:

- удаление влаги из железорудного сырья (обжиг);
- частичное восстановление железорудного сырья с получением чернового ферроникеля и железистого шлака.

Исходными данными, необходимыми для определения основных параметров на стадии процесса частичного восстановления, являлись:

- температура обжига и твердофазного восстановления исходного сырья  $800^\circ\text{C}$ ;
- степень восстановления железа из рудного сырья (варьируется расходом водорода).

Расчетный состав и масса никельсодержащей руды после обжига представлены в табл. 2.

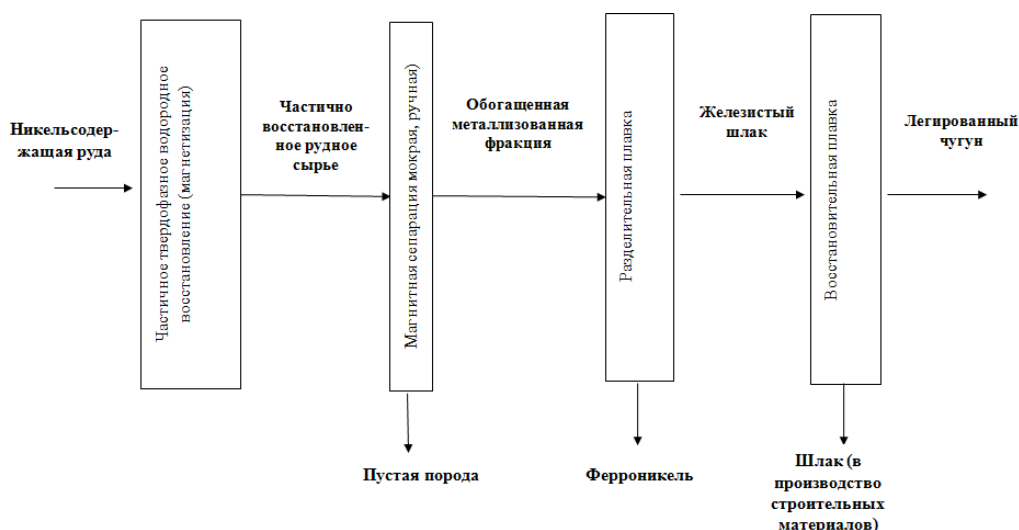


Рис. 1. Схема переработки железоникелевой руды с предварительным частичным твердофазным водородным восстановлением

Таблица 1

Химический состав руды Сахаринского месторождения, %

$\text{Fe}_3\text{O}_4$	$\text{SiO}_2$	$\text{CaO}$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{MnO}$	$\text{SO}_3$	$\text{Cl}$	$\text{NiO}$	$\text{TiO}_2$	$\text{Cr}_2\text{O}_3$	$\text{H}_2\text{O}$
65,18	10,5	0,34	6,4	0,95	0,47	0,25	0,43	0,31	1,00	14,17

Таблица 2

Химический состав и масса руды Сахаринского месторождения после обжига, %

$\text{Fe}_3\text{O}_4$	$\text{SiO}_2$	$\text{CaO}$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{MnO}$	$\text{SO}_3$	$\text{Cl}$	$\text{NiO}$	$\text{TiO}_2$	$\text{Cr}_2\text{O}_3$	Масса, кг
75,94	12,23	0,40	7,46	1,11	0,55	0,29	0,50	0,36	1,17	85,83

Для выполнения расчета принимали, что степень восстановления железа меняется от 1 до 10 % с шагом 1%.

Расчетные показатели процесса восстановления (степень извлечения никеля  $\xi_{Ni}$ , содержание никеля в металле [Ni], расход водорода  $G_{H_2}$ , объем отходящих газов  $V_{отх. газов}$ , масса полученного ферросплава) в зависимости от степени восстановления железа приведены в табл. 3, некоторые из них графически представлены на рис. 2, 3.

Результаты математического моделирования показывают теоретическую возможность получения ферроникеля с высоким содержанием никеля (более 25%), но при таких концентрациях степень его извлечения будет неудовлетворительной (менее 60%). Из полученных зависимостей (рис. 2, 3) следует, что восстанавливать менее 5% железа нецелесообразно из-за низкой степени извлечения никеля (менее 70%). Рациональная степень восстановления железа из комплексного рудного сырья составит от 5 до 10%, что позволит обеспечить содержание никеля в получаемом ферросплаве до 10%. При этом расход водорода составит 5–10 м<sup>3</sup> на восстановление 100 кг исходного сырья, а объем отходящих газов, состоящих из экологически безопасных водорода и водного пара, не превысит 30 м<sup>3</sup>.

Изменение химического состава и массы железистого шлака, полученного после стадии частичного водородного восстановления в зависимости от степени извлечения железа, представлено в табл. 4.

Получаемый железистый шлак содержит 72–73% FeO, более 1,2% Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 0,4% TiO<sub>2</sub>, 0,1% NiO. Он может быть подвергнут дальнейшей металлургической переработке с целью получения легированного чугуна [19]. Химический состав и количество чугуна были рассчитаны для состава железистого шлака, полученного при степени восстановления железа из рудного сырья на первой стадии, равной 5% (табл. 5). Для расчета были приняты следующие степени перехода элементов из шлака в чугун, %: Fe – 99; Ni – 100; Cr – 70; Ti – 10; Si – 20; Mn – 75; S – 10. Расход углевосстановителя (был принят уголь Кузнецкого бассейна) составил 25,89 кг/100 кг железистого шлака.

Полученный расчетный химический состав металла близок к жаростойкому литейному чугуну марки ЧС-5, применяемому для изготовления колосников, бронеплит для печей отжига цементной промышленности, сероуглеродистых реторт и т.д.

Таблица 3

Основные параметры процесса твердофазного восстановления

$\xi_{Fe}, \%$	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$\xi_{Ni}, \%$	53,81	61,41	65,86	69,02	71,46	73,46	75,15	76,62	77,91	79,07
[Ni], %	27,832	18,037	13,595	11,005	9,291	8,067	7,145	6,423	5,842	5,363
$G_{H_2}, M^3$	0,787	1,428	2,060	2,687	3,312	3,936	4,559	5,181	5,802	6,424
$V_{отх. газов}, M^3$	2,98	5,40	7,79	10,17	12,53	14,89	17,25	19,60	21,96	24,31
Масса ферросплава, кг	0,654	1,152	1,639	2,121	2,602	3,080	3,558	4,035	4,511	4,987

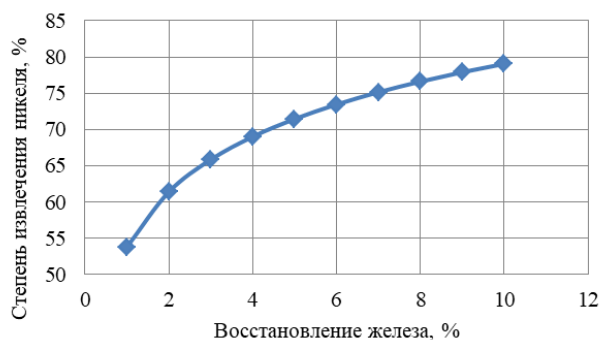


Рис. 2. Зависимость степени извлечения никеля от степени восстановления железа

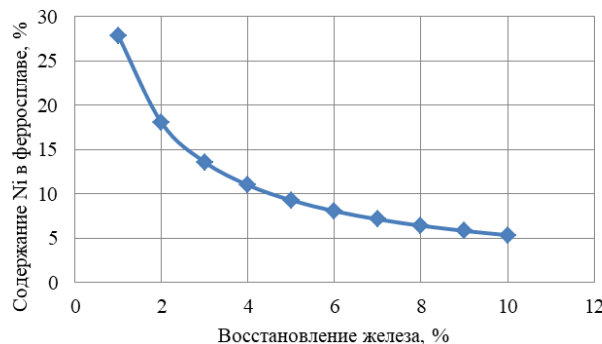


Рис. 3. Зависимость содержания никеля в ферросплаве от степени восстановления железа

Таблица 4

Химический состав и масса железистого шлака

$\xi_{Fe}, \%$	Состав шлака, %									Масса шлака, кг
	FeO	SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	SO <sub>2</sub>	NiO	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
1	74,000	12,933	0,419	7,883	1,170	0,437	0,245	0,382	1,232	81,178
5	73,269	13,345	0,432	8,134	1,207	0,472	0,156	0,394	1,271	78,683
10	72,228	13,886	0,450	8,464	1,256	0,495	0,119	0,410	1,322	75,616



После того как на первом этапе расчетом были определены некоторые показатели процесса водородного восстановления, была организована серия экспериментов по твердофазному восстановлению Сахаринской никелевой руды водородом в лаборатории кафедры металлургии и химических технологий. Вначале в трубчатой муфельной печи с навесками 1–2 г (рис. 4, а) для установления принципиальной возможности металлизации рудного сырья водородом в лабораторных условиях, а затем на установке фирмы «ЛЕКО» (рис. 4, б) на 1 кг окатышей были проведены первые качественные опыты по восстановлению руды.

Для получения материала, достаточного для последующего магнитного обогащения, разделительной плавки и восстановления остаточного железистого шлака, было наработано 3 кг восстановленного сырья.

Рудное сырье предварительно окомковывали в окатыши фракцией 3–5 мм и высушивали при температуре 300–400°C (рис. 5, а). На качественном этапе окатыши продували на установке до прекращения потери массы при температуре 900°C. Время продувки составляло 16–18 ч (опыт длился 2–3 рабочих дня), мощность генератора водорода 20 л/ч, потеря массы

составляла 8–10%. Далее восстановленный материал подвергался мокрой магнитной сепарации. В обогащенном материале очень хорошо просматривается металлическая фракция (водородный ферроникель) (рис. 5, б).

Разделительную плавку проводили в печи Таммана. Следует отметить, что плавка существенно осложнялась образованием малоподвижного, вязкого шлака, так называемой «шубы», что осложняло ассимиляцию капель металла в рабочем пространстве. Вопрос получения шлака с удовлетворительной жидкоподвижностью при ведении разделительной плавки является предметом дальнейшего отдельного исследования. Содержание никеля [Ni] в полученном металле составило 6,98 %,  $\Sigma(\text{FeO})$  в железистом шлаке – 69,16 %,  $(\text{Cr}_2\text{O}_3)$  – 1,73%. Внешний вид измельченного железистого шлака с «корольками» металла и отделенные «корольки» ферроникеля представлены на рис. 5, в, г.

Результаты проведенных экспериментов подтверждают принципиальную возможность получения ферроникеля водородным твердофазным восстановлением.

Таблица 5

Химический состав и масса легированного чугуна

Состав металла, %							Масса легированного чугуна, кг/100 кг железистого шлака
C	Fe	Mn	Si	Cr	Ti	Ni	
3,27	92,232	1,146	3,036	0,995	0,282	0,039	0,07
							61,17



а



б

Рис. 4. Общий вид трубчатой печи (а) и установки «ЛЕКО» (б) для реализации селективного твердофазного водородного восстановления Сахаринской руды в лабораторных условиях

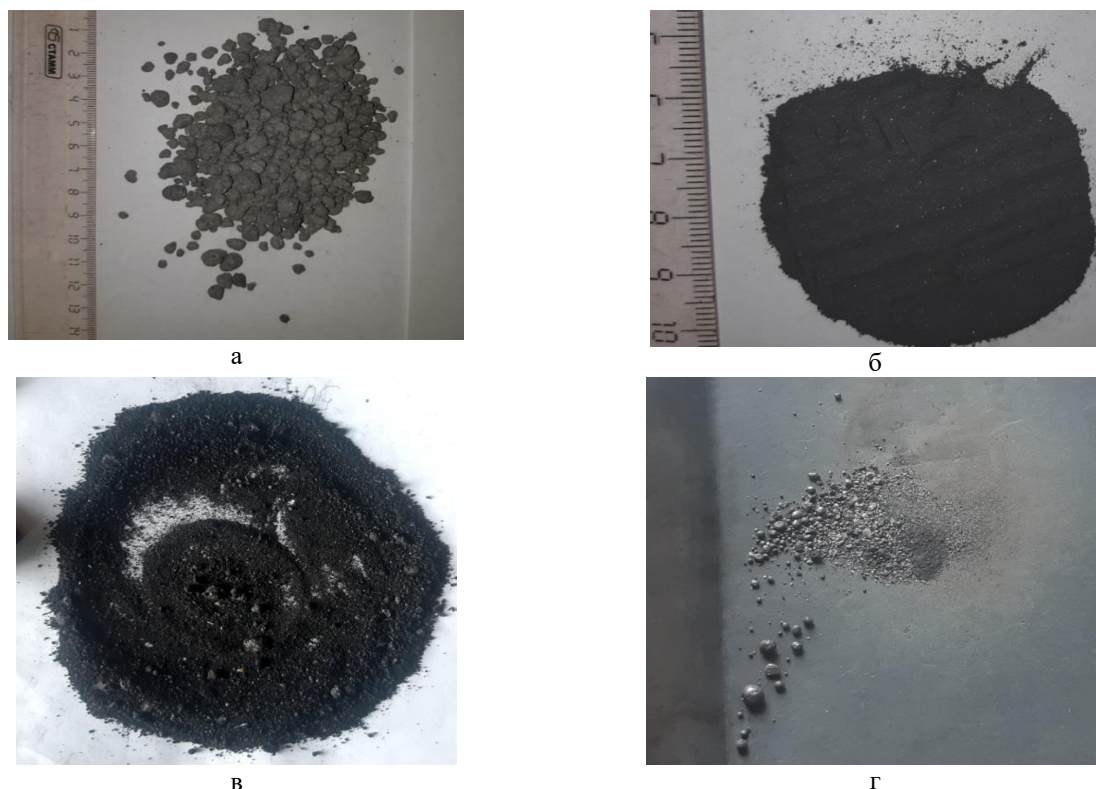


Рис. 5. Результаты серии твердофазного восстановления Сахаринской руды водородом и последующей разделительной плавки:  
 а – окатыши после сушки; б – после твердофазного восстановления водородом и магнитной сепарации;  
 в – после разделительной плавки (измельченный шлак с «корольками» металла);  
 г – отделенные «корольки» ферроникеля

### Заключение

Результаты выполненных расчетов и проведенных экспериментов показывают принципиальную возможность получения ферроникеля твердофазным водородным восстановлением. Из анализа полученных данных следует, что восстанавливать менее 5% железа нецелесообразно из-за низкой степени извлечения никеля (менее 70%). Рациональная степень восстановления железа из комплексного рудного сырья составит от 5 до 10%, что позволит обеспечить содержание никеля в получаемом ферросплаве до 10%.

Так как руды Сахаринского месторождения отличаются низким содержанием серы и фосфора, полученный ферросплав является товарным и особочистым по концентрации вредных примесей. Он может быть использован для производства низколегированных марок сталей 10ХСНД, 15ХСНД, 17ХСНД, широко применяемых в судостроительном производстве. Получаемый железистый шлак может быть направлен в металлургическое производство для получения легированного хромом и кремнием чугуна и других хромистых шлаков.

Рассмотренная технологическая схема может быть внедрена на любом металлургическом предприятии при условии установки вращающихся трубчатых печей для реализации водородного твердофазного

восстановления и наличия электродуговых печей для проведения разделительной плавки металлической и шлаковой фаз и карботермического восстановления оставшегося железистого шлака.

### Список источников

1. Костин В.Ф., Савельева Р.Н. Процессы и агрегаты прямого получения железа. Свердловск: Изд-во Уральского политехнического института, 1983.
2. Progress in Hydrogen Treatment of Materials / Aoki K., Artemenko Yu.A., Borisov G.P. et al.; Ed. V.A. Goltsov. Donetsk - Coral Gables: Kassiopeya, 2001. 544 p.
3. Ванюков А.В. Теория пирометаллургических процессов. М.: Металлургия, 1971. 504 с.
4. Дудоров М.В., Дрозин А.Д., Рошин В.Е. Термодинамика роста металлической фазы при твердофазном восстановлении металлов в комплексных оксидах // Вестник Южно-Уральского Государственного Университета. Серия «Химия». 2021. Т. 13. № 3. С. 49-59.
5. Изучение возможности вовлечения в металлургическое производство марганецсодержащего сырья Южного Урала / Панишев Н.В., Харченко А.С., Бигеев В.А., Потапова М.В., Закуцкая Л.А. // Известия Волгоградского государственного



- технического университета. 2019. № 7 (230). С. 31-37.
6. Исследование технологии переработки титаномагнетитовых руд Суроямского месторождения / Потапова М.В., Бигеев В.А., Харченко А.С., Потапов М.Г., Соколова Е.В. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2020. Т. 63. № 3-4. С. 225-230.
  7. Заякин О.В. Разработка рационального состава и технологии производства никельсодержащих ферросплавов из бедных окисленных никелевых руд: автореф. дис. ... канд. техн. наук. Екатеринбург: Ин-т металлургии Уральского отделения Российской академии наук, 2002
  8. Yucel O., Turan A., Yildirim H. Investigation of pyrometallurgical nickel pig iron (NPT) production process from lateritic nickel ores, in: C.E. Suarez (Eds.), TMS 2012, 141th Annual Meeting and Exhibition, TMS, Orlando, 2012, pp. 56-64.
  9. Kim J., Dodbiba G., Tanno H., Okayaa K., Matsuo S., Fujita T. Calculation of low-grade laterite for the concentration of Ni by magnetic separation, Minerals Engineering, 23, 282- 288, (2010).
  10. Sohn H.Y. Process Modeling in Non-Ferrous Metallurgy, Elsevier Ltd., Oxford, 2014.
  11. Tsemekhman L.Sh., Ryabko A.G., Tsymbulov L.B. et al. Cleaning of slags from copper and copper-nickel sulfide smelting // Proc. of the Copper 2003-Cobre 2003, Pyrometallurgy of Copper - Santiago, Chile. November 30-December 3 2003. Vol. IV (Book 2). P. 353-366.
  12. Ермаков И.Г. Исследование, разработка и внедрение технологии электроплавки техногенного никельсодержащего сырья: специальность 05.16.02 «Металлургия чёрных металлов»: автореф. дис. ... канд. техн. наук. СПб., 2005. 185 с.
  13. Bouasria M., Khadraoui F., Benzaama M.N. et al. Partial Substitution of Cement by the Association of Ferronickel Slags and Crepidula Fornicata Shells // Journal of Building Engineering. 2021. Vol. 33.
  14. Термодинамические свойства жидких сплавов железо-никель-кобальт / Морачевский А.Г., Цемехман Л.Ш., Цымбулов Л.Б. и др. // ЖПХ. 2003. Т. 76, вып. 11. С. 1779-1783.
  15. Liu J., Zhou X., Luo Z. et al. Preparation and Formation Mechanism of Ferronickel Slag-Based Magnesium Phosphate Cement // Jianzhu Cailiao Xuebao. 2020. Vol. 23.
  16. Исследование процесса обеднения шлаков продувкой их газовыми смесями с различным парциальным давлением кислорода / Фомичев В.Б., Князев М.В., Цымбулов Л.Б. и др. // Цветные металлы. 2002. № 9. С. 32-36.
  17. Zhu D., Xue Y., Pan J. et al. Strengthening Sintering of Limonitic Nickel Laterite by Substituting Ferronickel Tailings for Sintering Fluxes // The Mineral, Metals & Materials Series. 2020. P. 879-892.
  18. Потапова М.В. Разработка технологической схемы производства рафинированного ферроникеля из бедных железохромоникелевых руд: специальность 05.16.02 «Металлургия чёрных, цветных и редких металлов»: автореф. дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск, 2006. 20 с.
  19. Колокольцев В.М., Бигеев В.А., Сибегатуллин С.К. Предельная степень использования водорода в реакциях восстановления железа из оксидов // Теория и технология металлургического производства. 2010. № 10. С. 4-11.

### Сведения об авторах

**Бигеев Вахит Абдрашитович** – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры металлургии и химических технологий института металлургии, машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: [v.bigeev11@ya.ru](mailto:v.bigeev11@ya.ru)

**Харченко Александр Сергеевич** – доктор технических наук, доцент, заведующий кафедрой металлургии и химических технологий института металлургии, машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: [as.mgtu@mail.ru](mailto:as.mgtu@mail.ru)

**Потапова Марина Васильевна** – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры металлургии и химических технологий института металлургии, машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: [marina\\_potapova8@mail.ru](mailto:marina_potapova8@mail.ru)

**Лунев Устин Дмитриевич** – аспирант кафедры металлургии и химических технологий Института металлургии, машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия.

**Потапов Иван Михайлович** – студент кафедры металлургии и химических технологий Института металлургии, машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: [potapivan14@gmail.com](mailto:potapivan14@gmail.com)

**Юдин Данил Владиславович** – студент кафедры бизнес-информатики, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: [ydv2002@mail.ru](mailto:ydv2002@mail.ru)

## STUDY THE PROCESS OF COMBINED HYDROGEN-CARBON REDUCTION OF IRON-NICKEL ORES

**Bigeev Vakhit A.** – Professor of Metallurgy and Chemical Technologies Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: [v.bigeev11@yandex.ru](mailto:v.bigeev11@yandex.ru)

**Kharchenko Alexander S.** – Head of Metallurgy and Chemical Technologies Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: [as.mgtu@mail.ru](mailto:as.mgtu@mail.ru)

**Potapova Marina V.** – Ph.D. (Eng), Associate Professor of Metallurgy and Chemical Technologies Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: [marina\\_potapova8@mail.ru](mailto:marina_potapova8@mail.ru)

**Lunev Ustin D.** – post graduate student of Metallurgy and Chemical Technology Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia.

**Potapov Ivan M.** – bachelor degree student of Metallurgy and Chemical Technology Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: [potapivan14@gmail.com](mailto:potapivan14@gmail.com)

**Yudin Danil V.** – Student of Business Informatics Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: [ydv2002@mail.ru](mailto:ydv2002@mail.ru)

**Abstract.** In the frame of this work the main parameters of solid-phase reduction process of Sakharinsky deposit iron-chromium-nickel ore, as well as the process of complete carbothermal reduction of ferrous slag from the previous stage with the production of alloyed iron were determined by mathematical modeling: hydrogen consumption, the amount and composition of reduction products at various degrees of iron extraction from ore raw materials at the first stage of reduction (hydrogen), as well as the cost of thermal coal, the composition and amount of alloyed cast iron and the final slag at the second stage of reduction (carbon).

The rational degree of iron reduction from complex ore raw materials ranges from 5 to 10%, which ensures that the nickel content in the resulting ferroalloy is up to 10%. Such ferroalloys can be used for the production of low-alloy grades of steel 10HSND, 15HSND, 17HSND, which are widely used in shipbuilding. Chromium-containing cast iron obtained during the reduction of ferruginous slag, in composition corresponding to foundry cast iron ChS grade. This fact indicates the possibility of implementing a waste-free technology.

Based on the obtained calculated data, a series of experiments was carried out on the solid-phase reduction of the Sakharinsky nickel ore, which resulted in the production of the first "hydrogen" ferronickel.

**Keywords:** hydrogen, solid-phase reduction, complex nickel-containing raw materials, ferronickel, alloyed cast iron

---

Ссылка на статью:

Изучение процесса комбинированного водородно-углеродного восстановления железоникелевых руд / В.А. Бигеев, А.С. Харченко, М.В. Потапова, У.Д. Лунев, И.М. Потапов, Д.В. Юдин // Теория и технология металлургического производства. 2022. №3(42). С. 4-10.

Bigeev V.A., Kharchenko A.S., Potapova M.V., Lunev U.D., Potapov I.M., Yudin D.V. Study the process of combined hydrogen-carbon reduction of iron-nickel ores. *Teoria i tehnologiya metallurgicheskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2022, vol. 42, no. 3, pp. 4-10.

УДК 669.046.554-982

Смирнова Е.А., Шаповалов А.Н.

## ИЗУЧЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ УДАЛЕНИЯ АЗОТА ИЗ СТАЛИ ПО ПРОИЗВОДСТВЕННЫМ ДАННЫМ

**Аннотация.** Представлены результаты изучения закономерностей удаления азота из стали марки 10ХСНД в условиях кислородно-конвертерного и электросталеплавильного производств ПАО «Северсталь». Показаны усредненные данные по выплавке, ковшевой обработке и вакуумированию стали. Приведены особенности технологии производства стали марки 10ХСНД в кислородно-конвертерном (ККЦ) и электросталеплавильном (ЭСЦ) цехах. Установлены параметры технологического процесса производства, в наибольшей степени влияющие на содержание азота в стали. Для условий выплавки стали в ККЦ параметрами, которые в наибольшей степени влияют на содержание азота и степени его удаления, являются: продолжительность плавки и расход лом на плавку; температура металла перед обработкой на установке «ковш-печь» (УКП) и время работы под током; продолжительность вакуумной обработки и масса плавки. Для условий выплавки стали в ЭСЦ основными параметрами являются: время работы под током и расход чугуна на плавку; время работы под током на УКП и удельный расход аргона; продолжительность глубокого вакуумирования и удельный расход аргона при вакуумировании.

На основе статистического и регрессионного анализов производственных данных были разработаны варианты вакуумной обработки, обеспечивающие достижение заданного содержания азота в стали.

**Ключевые слова:** азот, вакуумирование стали, продолжительность вакуумной обработки, глубина вакуума, температура металла в ковше, расход аргона

Как известно, повышенное содержание азота в большинстве случаев оказывает отрицательное влияние на свойства стали, понижая ударную вязкость и ухудшая её пластичность [1-4]. Вредное влияние азота наиболее сильно проявляется для малоуглеродистых сталей, которые должны иметь высокие пластические свойства. Поэтому обеспечение требуемого содержания азота в стали является одной из приоритетных задач сталеплавильного производства, решаемая на различных этапах производства – от выплавки до ковшевой обработки и разливки.

Для изучения эффективности производства стали 10ХСНД в условиях конвертерного и электросталеплавильного цехов ПАО «Северсталь» и определения параметров, которые в наибольшей степени влияют на осадочное содержание азота и его степень удаления, был произведен анализ технологических данных за январь-июнь 2021 года. Из множества выплавляемых марок сталей для анализа была выбрана сталь марки 10ХСНД, как одна из самых массовых и выплавляемых обоими цехами, что позволяет проводить сравнительный анализ эффективности удаления азота.

В рассматриваемых цехах разработаны отличные друг от друга технологии производства готового продукта, схематично представленные на рис. 1.

Усредненные данные о технологических параметрах производства стального полупродукта представлены в табл. 1.

Высокая степень дефосфорации обеспечивается благодаря высокоосновному шлаку и поддержанию его высокой окисленности, что подтверждается данными табл. 1. При этом уровень содержания фосфора на выпуске из конвертера в 2 раза больше, чем из

шахтной печи, что связано с более высокой долей чугуна, являющегося основным источником фосфора.

Также видно, что в режиме работы шахтной печи содержание азота выше, чем в конвертере. Это связано с тем, что в начальный период плавки в шахтной печи (до расплавления шихты) активно развивается процесс азотирования металла в высокотемпературной зоне при работе с открытыми дугами, которые не закрыты слоем шлака.

Следует заметить, что температуры перед выпуском в ковш при разных режимах выплавки отличаются. Это обусловлено тем, что следующей стадией обработки металла, выплавленного в шахтной печи, является вакуумирование, при котором подогрев металла не проводится.

Усредненные данные о технологических параметрах и результатах обработки изучаемой стали на УКП приведены в табл. 2.

При обработке металла на УКП проводят усреднительную продувку аргоном в течение 4–6 мин, науглероживание металла и десульфурацию. После отбора проб металла и шлака производят ввод алюминиевой катанки и наводят рафинировочный шлак путем ввода извести при работающих дугах.

Несмотря на идентичную технологию рафинирования, степень десульфурации стали в ККЦ (37,2%) более чем в 2 раза меньше, чем при обработке стали в ЭСЦ (84,77 %). Это объясняется большей массой обрабатываемого металла в ковше, что накладывает кинетические ограничения на процесс десульфурации.

Усредненные данные о технологических параметрах и результатах вакуумирования приведены в табл. 3.

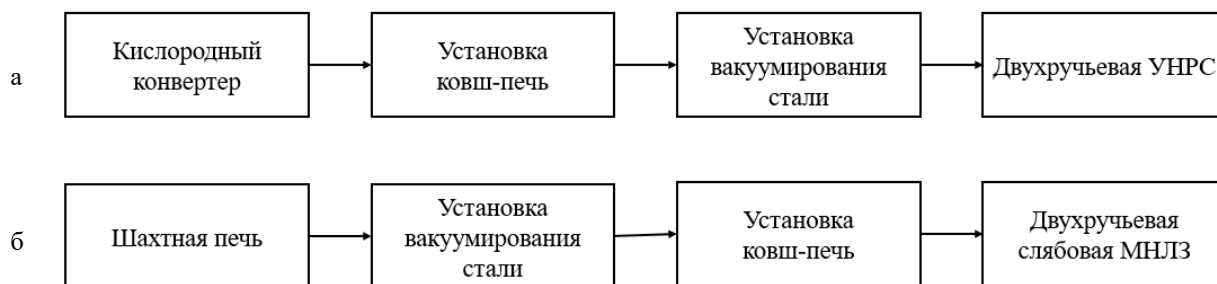


Рис. 1. Технологии получения готового продукта:  
а – ККЦ; б – ЭСПЦ

Таблица 2

Технологические параметры и результаты обработки стали на УКП

Параметр	Величина параметра*		
	ККЦ	ЭСПЦ	
Длительность обработки общая, мин	<u>32,48-73,05</u> 51,26	<u>32,35-83,05</u> 66,8	
Длительность работы под током, мин	<u>18,78-48,73</u> 32,51	<u>17,93-73,75</u> 32,46	
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	<u>11,62-27,93</u> 19,76	<u>21,33-92,37</u> 62,46	
Удельный расход аргона, м <sup>3</sup> /т	<u>0,08-0,65</u> 0,29	<u>0,11-0,89</u> 0,34	
Температура перед УКП, °С	<u>1592-1674</u> 1638,92	<u>1662-1696</u> 1678,27	
Последний замер температуры на УКП, °С	<u>1556-1665</u> 1630	<u>1571-1644</u> 1595	
Основность шлака	<u>2,58-5,2</u> 3,43	<u>1,88-3,29</u> 2,25	
FeO в шлаке, %	<u>0,52-5,8</u> 1,48	<u>0,45-4,3</u> 0,97	
Степень удаления серы, %	<u>25,26-67,06</u> 37,22	<u>58,95-94,58</u> 84,77	
Химический анализ ковшевой пробы на УКП, %	C	<u>0,044-0,109</u> 0,07	<u>0,088-0,114</u> 0,10
	P	<u>0,004-0,014</u> 0,010	<u>0,005-0,015</u> 0,009
	S	<u>0,005-0,033</u> 0,014	<u>0,002-0,008</u> 0,003
	N	<u>0,003-0,007</u> 0,005	<u>0,005-0,008</u> 0,006

\* В числителе – диапазон изменения; в знаменателе – среднее значение.

Анализ литературных данных [1, 2, 5-13] показал, что на содержание азота в стали влияет множество производственных факторов. Для изучения степени влияния каждого параметра был использован метод регрессионного анализа.

Значительные колебания содержания азота в стали связаны с изменением параметров обработки в достаточно широком диапазоне, как показывают данные табл. 3. Поскольку на эффективность вакуумирования влияет большое количество разнообразных факторов, то для получения адекватных закономерностей, описывающих процесс дегазации металла, необходимо анализировать работу конкретного технологического агрегата.

Таблица 1

Параметры выплавки стального полупродукта в кислородном конвертере (КК) и шахтной печи (ШП)

Параметр	Величина параметра*		
	КК	ШП	
Длительность плавки, мин	<u>31,7-54,8</u> 38,9	<u>38-97,2</u> 50,8	
Длительность работы под током, мин	-	<u>29-57,6</u> 37,03	
Вес плавки, т	<u>301,4-358,9</u> 335,3	<u>122-156,1</u> 138,2	
Расход электроэнергии, МВт·ч/т	-	<u>0,22-0,63</u> 0,29	
Расход O <sub>2</sub> , м <sup>3</sup> /т	<u>43,7-86,2</u> 63,97	<u>44,23-81,38</u> 56,34	
Масса металлолома, т	<u>37,8-94,6</u> 66,2	<u>86,6-153</u> 103,67	
Расход жидкого чугуна, т	<u>210-374,8</u> 308	<u>0-55</u> 34,53	
Температура перед выпуском, °С	<u>1592-1674</u> 1638,92	<u>1662-1669</u> 1678,27	
Основность печного шлака, ед.	<u>3,31-5,46</u> 4,35	<u>3,43-4,68</u> 3,63	
Состав стального полупродукта, %	C	<u>0,019-0,071</u> 0,045	<u>0,026-0,107</u> 0,077
	P	<u>0,004-0,020</u> 0,011	<u>0,002-0,011</u> 0,006
	S	<u>0,010-0,037</u> 0,021	<u>0,013-0,032</u> 0,021
	N	<u>0,002-0,006</u> 0,004	<u>0,004-0,015</u> 0,006

\* В числителе – диапазон изменения; в знаменателе – среднее значение.



Таблица 3

Технологические параметры и результаты вакуумирования стали

Параметр	Величина параметра* при обработке стали	
	ККЦ	ЭСЦ
Длительность глубокого вакуумирования, мин	<u>13,7-26,7</u> 19,9	<u>15,0-17,0</u> 15,4
Минимальное давление в вакуум-камере, мбар	Н.д.	<u>0,41-1,43</u> 0,59
Расход аргона, м <sup>3</sup> /т	<u>0,2-0,3</u> 0,14	<u>0,014-0,084</u> 0,039
Первый замер температуры на УВС, °С	<u>1551-1628</u> 1595	<u>1514-1588</u> 1545,19
Последний замер температуры на УВС, °С	<u>1551-1602</u> 1568	<u>1514-1588</u> 1545,19
Свободный борт, мм	<u>500-1300</u> 903,51	<u>800-1000</u> 806
[N], %	<u>0,004-0,006</u> 0,005	<u>0,004-0,008</u> 0,006
Средняя степень удаления азота, %	9,73	11,2

\* В числителе – диапазон изменения; в знаменателе – среднее значение.

Было установлено, что для условий выплавки стали в ККЦ параметрами, которые в наибольшей степени влияют на содержание азота и степень его удаления, являются: продолжительность плавки и расход лома на плавку; температура перед обработкой на УКП и время работы под током; время вакуумирования и масса плавки. Для условий выплавки стали в ЭСПЦ основными параметрами являются: время работы под током и расход чугуна на плавку; время работы под током на УКП и удельный расход аргона; длительность вакуумирования и удельный расход аргона на УВС.

Влияние основных параметров выплавки и ковшевой обработки на остаточное содержание азота в стали в условиях ЭСПЦ показано на диаграммах, представленных на рис. 2–4.

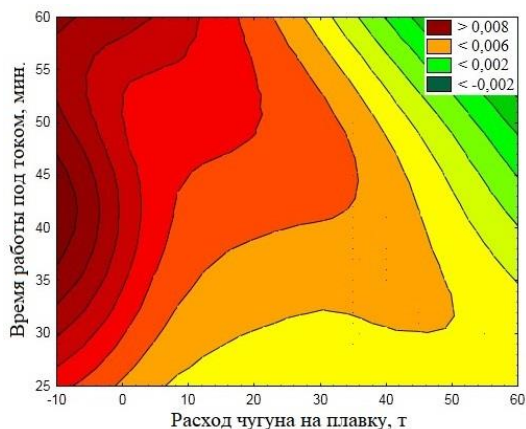


Рис. 2. Зависимость остаточного содержания азота (выплавка) от времени работы под током и расхода чугуна на плавку в условиях ЭСПЦ

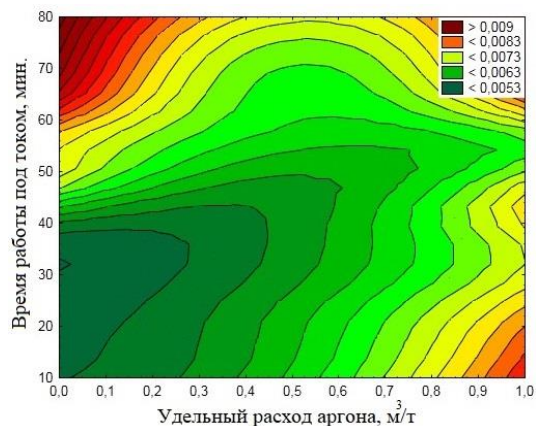


Рис. 3. Зависимость остаточного содержания азота (обработка на УКП) от времени работы под током и удельного расхода аргона в условиях ЭСПЦ

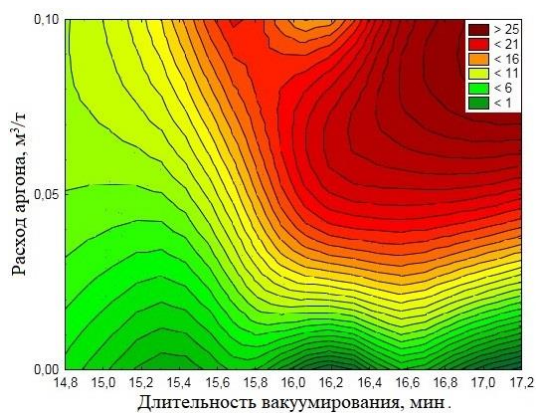


Рис. 4. Зависимость степени удаления азота (обработка на УВС) от длительности вакуумирования и удельного расхода аргона в условиях ЭСПЦ

Влияние основных параметров выплавки и ковшевой обработки на остаточное содержание азота в стали в условиях ККЦ показано на диаграммах, представленных на рис. 5–7.

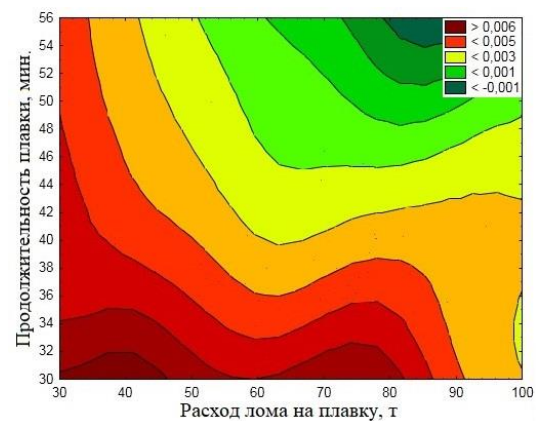


Рис. 5. Зависимость остаточного содержания азота (выплавка) от продолжительности плавки и расхода лома на плавку в условиях ККЦ



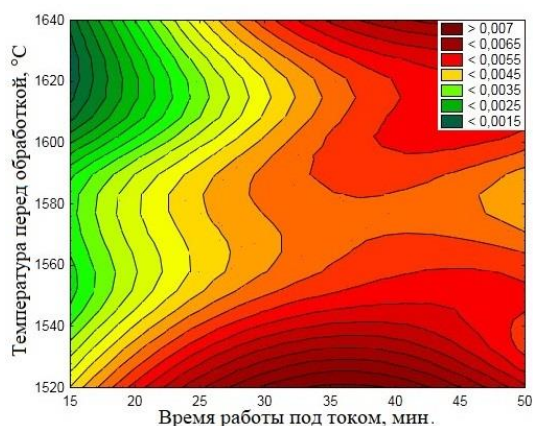


Рис. 6. Зависимость остаточного содержания азота (обработка на УКП) от температуры перед обработкой на УКП и времени работы под током в условиях ККЦ

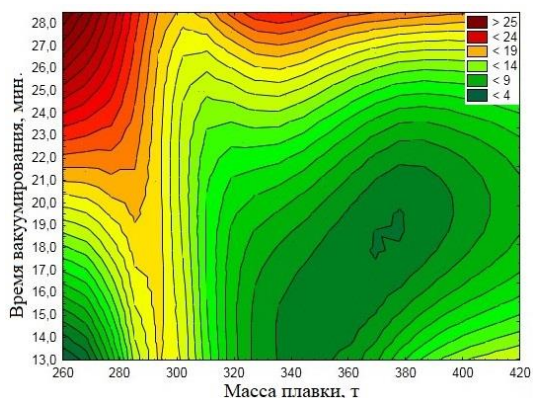


Рис. 7. Зависимость степени удаления азота (обработка на УВС) от времени вакуумирования и массы плавки в условиях ККЦ

Из представленных данных следует, что в условиях ЭСПЦ для гарантированного получения азота в стали не более 0,008 % необходимо: вести плавку стали в шахтной печи с расходом чугуна не менее 40 т при продолжительности плавки более 45 мин; проводить усреднительную продувку аргоном на УКП с расходом не более 0,8 м<sup>3</sup>/т при длительности работы под током не более 55 мин; проводить глубокое вакуумирование на УВС в течение более 16 мин при удельном расходе аргона не менее 0,05 м<sup>3</sup>/ч.

В условиях ККЦ для гарантированного получения азота в стали не более 0,008 % необходимо: вести плавку в конвертере в течение более 42 мин при расходе лома не менее 60 т; проводить обработку стали на УКП при начальной температуре более 1540°C при длительности работы под током менее 30 минут; проводить глубокое вакуумирование на УВС в течение более 20 мин при массе плавки не более 310 т.

При проведении регрессионного анализа производственных данных были получены уравнения, позволяющие прогнозировать степень удаления азота при вакуумировании:

$$\Delta[N]_{\text{ШП}} = 98,613 + 6,698 \cdot \tau + 168,768 \cdot v_{\text{ар}} + 0,0059 \cdot t,$$

$$\Delta[N]_{\text{КК}} = 24,708 + 0,634 \cdot \tau + 1,783 \cdot v_{\text{ар}} - 0,0818 \cdot m,$$

где  $\Delta[N]_{\text{ШП}}$ ,  $\Delta[N]_{\text{КК}}$  – степени удаления азота в результате вакуумирования стали, выплавленной в шахтной печи (ШП) и кислородном конвертере (КК), соответственно;

$v_{\text{ар}}$  – удельный расход аргона, м<sup>3</sup>/т;

$t$  – первая температура на УВС, °C;

$\tau$  – время глубокого вакуумирования, мин;

$m$  – масса плавки, т.

Полученные уравнения регрессии позволяют прогнозировать степень удаления азота при текущих параметрах вакуумирования для условий эксплуатации УВС камерного типа ПАО «Северсталь», а также количественно оценить степень влияния каждого технологического параметра (при постоянстве других факторов) на степень удаления азота в стали.

На основе результатов статистического и регрессионного анализов производственных данных были разработаны два варианта вакуумной обработки:

- обеспечение максимальной степени удаления азота;

- обеспечение рационального использования расхода аргона, длительности и глубины вакуумирования стали с минимальными затратами.

В табл. 4 и 5 представлены текущие, предельно возможные и экономически целесообразные параметры, а также результаты вакуумной обработки.

Таблица 4

Текущие и предлагаемые параметры вакуумирования стали марки 10ХСНД в кислородно-конвертерном цехе

Параметры	Текущие	Для максимальной степени удаления азота	Рациональные	
			для экономии аргона	для экономии электроэнергии
Длительность глубокого вакуумирования на УВС, мин	20	30	27	23
Масса металла в ковше, т	337	337	337	337
Удельный расход аргона, м <sup>3</sup> /т	0,146	0,33	0,2	0,3
Степень удаления азота, %	10,08	16,75	14,61	12,25

Таблица 5

Текущие и предлагаемые параметры вакуумирования стали марки 10ХСНД в ЭСПЦ

Параметры	Текущие	Для максимальной степени удаления азота	Рациональные	
			для экономии аргона	для экономии электроэнергии
Удельный расход аргона, м <sup>3</sup> /т	0,0381	0,0813	0,035	0,065
Длительность глубокого вакуумирования, мин	15,4	15	15	15,4
Температура металла в ковше перед обработкой, °С	1544,9	1554,9	1544,9	1545,9
Степень удаления азота, %	11,01	21,04	14,36	15,55

Таким образом, подбирая параметры вакуумирования с учетом технологических возможностей и рациональных уровней, можно прогнозировать уровень содержания азота в стали по уравнениям регрессии, а также определять рациональное сочетание параметров ее обработки для получения требуемой глубины удаления азота.

#### Список литературы

1. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали: учебник для вузов. М.: Мир: ООО «Издательство АСТ», 2003. 528 с.
2. Внепечное вакуумирование стали / А.Н. Морозов, М.М. Стрекаловский, Г.И. Чернов, Я.Е. Кацнельсон. М.: Металлургия, 1975. 288 с.
3. Бигеев А.М., Бигеев В.А. Металлургия стали. Теория и технология плавки стали. Магнитогорск: МГТУ, 2000. 544 с.
4. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В. Современная технология производства стали. М.: Теплотехник, 2007. 528 с.
5. Поволоцкий Д.Я., Кудрин В.А., Вишкарев А.Ф. Внепечная обработка стали: учебник для вузов. М.: МИСиС, 1995. 256 с.
6. Парсункин Б.Н., Андреев С.М. Оптимизация работы установки циркуляционного вакуумирования стали // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2004. № 1 (5). С. 23-28.
7. Смирнов А.Н., Сафонов В.М. Вакуумирование стали: технология, оборудование // Электрометаллургия. 2008. № 11. С. 8-14.
8. Шаповалов А.Н., Тутарова В.Д., Калитаев А.Н. Совершенствование технологии вакуумирования осевых марок сталей в условиях ЭСПЦ ОАО «Уральская Сталь» // Литейные процессы. 2013. №12. С. 93-103.
9. Повышение эффективности удаления азота при вакуумировании стали в условиях АО «Уральская Сталь» / Тутарова В.Д., Шаповалов А.Н., Потапова М.В., Калитаев А.Н., Куц Н.А. // Технологии металлургии, машиностроения и материалообработки. 2019. №18. С. 4-14.
10. Состояние и перспективы развития ковшового вакуумирования жидкой стали / Протасов А.В., Сивак Б.А., Лукьянов А.В., Никитенко А.С., Щёголев Н.А. // Черная металлургия. Бюлл. Научно-технической и экономической информации. 2010. № 11 (1331). С. 38-44.
11. Оценка перспективы вакуумной обработки стали в ЭСПЦ ПАО «ММК» / Бигеев В.А., Кретова А.О., Баландина Т.А., Коптякова С.В., Слющенков Д.С. // Теория и технология металлургического производства. 2019. №2(29). С. 23-28.
12. Tutarova V.D., Shapovalov A.N., Kalitaev A.N. Objective Laws of Nitrogen Removal in the Vacuum Tank Degasser // Materials Science Forum, 2020, T. 989, C. 381-387.
13. Smirnova E.A., Eliseeva I.A., Shapovalov A.N. The Degassing Laws for Railway Wheel Steel in a Vacuum Tank Degasser // Defect and Diffusion Forum, 2021, 410, 269-274.

#### Сведения об авторах

**Смирнова Елизавета Андреевна** – студентка, Новотроицкий филиал НИТУ «МИСиС», г. Новотроицк, Россия.

**Шаповалов Алексей Николаевич** – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой металлургических технологий и оборудования, Новотроицкий филиал НИТУ «МИСиС», г. Новотроицк, Россия. E-mail: alshapo@yandex.ru.

## STUDYING REGULARITIES OF NITROGEN REMOVAL FROM STEEL ACCORDING TO PRODUCTION DATA

**Smirnova Elizabeth A.** – student, Novotroitsk branch of the National Research Technological University «MISiS», Novotroitsk, Russia.

**Shapovalov Alexey N.** – Ph.D. (Eng.), Associate Professor, Head of Metallurgical Technologies and Equipment Department, Novotroitsk branch of the National Research Technological University «MISiS», Novotroitsk, Russia. E-mail: alshapo@yandex.ru.

**Abstract.** The paper presents the results of studying the regularities of nitrogen removal from steel grade 10HSND under the conditions of oxygen-converter and electric steel-smelting production facilities of Severstal PJSC. Shown are averaged data on smelting, ladle processing and vacuuming of steel. The features of the technology for the production of steel grade 10KhSND in the oxygen-converter shop (BOF) and electric arc-furnace shop (EAF shop) are given. The parameters of the technological process of production that have the greatest effect on the nitrogen content in steel are established. For the conditions of steelmaking in BOF, the parameters that have the greatest effect on the nitrogen content and the degree of its removal are: melting duration and scrap consumption for melting; temperature of the metal before processing at the "ladle-furnace" (LF) unit and the time of operation under current; the duration of vacuum treatment and the weight of the melt. For the conditions of steel smelting in the EAF shop, the main parameters are: the time of operation under current and the consumption of cast iron for melting; operating time under current at the LF and argon consumption; deep vacuum duration and specific argon consumption in vacuum treatment.

Based on statistical and regression analyzes of production data, vacuum treatment options were developed to achieve the desired nitrogen content in steel.

**Keywords:** nitrogen, steel vacuuming, vacuum treatment duration, vacuum depth, metal temperature in the ladle, argon consumption

---

Ссылка на статью:

Смирнова Е.А., Шаповалов А.Н. Изучение закономерностей удаления азота из стали по производственным данным // Теория и технология металлургического производства. 2022. №3(42). С. 11-16.

Smirnova E.A., Shapovalov A.N. Studying regularities of nitrogen removal from steel according to production data. *Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2022, vol. 42, no. 3, pp. 11-16.

УДК 669.793

Семенов А.А., Юрасова О.В., Иванова А.В., Самиева Д.А.

## ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ФИЛЬТРОВАНИЯ СУСПЕНЗИЙ И ПРОМЫВКИ ОСАДКОВ ОСНОВНЫХ СОЛЕЙ СКАНДИЯ

**Аннотация.** Осаждение гидроксидов и основных солей скандия является одним из наиболее простых методов отделения от скандия редкоземельных элементов (РЗЭ), щелочных, щелочноземельных металлов и других примесей, однако низкая фильтруемость суспензий объемистого осадка и необходимость его пересаждения в случае повышенного содержания примесей до настоящего времени не позволяли данному методу найти широкое применение в промышленности. Авторами представленной работы проведено исследование по усовершенствованию метода. Результаты исследования показали возможность интенсификации фильтрования суспензий и промывки осадков основных хлоридов Sc как посредством коагуляции при повышенной температуре, так и флокуляции синтетическим высокозаряженным анионным флокулянтom. Оба приема при соблюдении ряда условий способствуют ~3-кратному увеличению скорости фильтрования суспензии, однако за счет ее предварительного сгущения после флокуляции разница в скорости достигает  $\geq 4$  раз. Промывка агрегированного осадка характеризуется большими скоростями, чем неагрегированного, и позволяет без применения многократного пересаждения добиться высокой степени очистки  $Sc_2O_3$  от РЗЭ. Выявленная специфика флокуляции Sc-содержащего осадка обеспечивает возможность его эффективной промывки репульпацией, которая в условиях эксперимента оказалась предпочтительнее промывки на фильтре как в отношении временных затрат, так и глубины очистки. Полученные результаты могут быть использованы при разработке технологии глубокой очистки скандия и его соединений. Для уточнения оптимальных режимов флокуляции требуются дополнительные исследования с использованием синтетических высокозаряженных анионных флокулянтов с низкой вязкостью рабочих растворов.

**Ключевые слова:** глубокая очистка скандия, осаждение основных солей, коагуляция, флокуляция, фильтрование, промывка осадка

### Введение

Результаты многих современных научных работ, посвященных гидрометаллургии скандия [1-6], подтверждают перспективность применения жидкостной и твердофазной экстракции для очистки скандия от трудноотделимых примесей. Однако использование экстракции, предполагающей применение специального оборудования и реагентов, не всегда целесообразно, особенно на последних стадиях аффинажа, когда содержание лимитирующих примесей невелико. В этом случае более актуальны несложные и в то же время эффективные методы, к одним из которых традиционно относят осаждение гидроксидов и основных солей. Данный метод основан на разности в pH осаждения гидратов. Его существенными преимуществами являются: возможность очистки скандия от широкого ряда примесей, включая РЗЭ, щелочные и щелочноземельные металлы [7, с. 19], низкая растворимость образующихся осадков [8, с. 77-78] (существенные потери целевого компонента с маточным раствором наблюдаются только при осаждении аммиаком из карбонатных и фторидных сред [9, с. 286]), а также простота аппаратного оформления. Основные недостатки – низкая фильтруемость суспензий осадков [7, с. 20] и необходимость 2-3-кратного пересаждения при повышенном содержании РЗЭ [10, с. 64-73].

Обобщение информации, изложенной в литературных источниках [8, 10-12], позволяет сделать вывод о том, что процесс осаждения следует вести аммиаком при комнатной температуре или из подогре-

тых растворов [8, с. 254], содержащих  $\geq 50$  г/дм<sup>3</sup> соответствующих аммиачных солей для подавления пептизации осадка [8, с. 78, 254-256, 10, с. 64-73]. Отделение РЗЭ возможно лишь при строгом регулировании pH [10, с. 64-73], величина которого, очевидно, должна находиться в интервале от 5,1-5,45 (pH окончания осаждения основных солей [8, с. 254]) до 6,3 (pH начала осаждения гидроксидов РЗЭ (III) [10, с. 64-73]), из разбавленных растворов [11, с. 97-99]. Для интенсификации фильтрационного обезвоживания и промывки осадка предложена его предварительная коагуляция путем нагревания и выдерживания суспензии при 90-95°C в течение 15-30 минут [8, с. 254] в присутствии аммиачной соли как на стадии фильтрации, так и стадии промывки [8, с. 254-256, 10, с. 64-73, 11, с. 97-99]. Причем «существенных потерь скандия с фильтратом не происходит даже в присутствии хлорида аммония в количестве от 50 до 150 г/л и аммиака – 125 г/л» [12, с. 9]. Однако в рассмотренных источниках не приводятся сведения об оценке скоростей фильтрования суспензий, что не позволяет однозначно рекомендовать использовать указанную информацию в производственной практике.

Ввиду имеющихся недостатков метод не получил достаточного развития. Так, предложенные в настоящее время технологические схемы получения оксида скандия высокой чистоты [13-15], включающие стадию осаждения гидроксидов или основных солей, отличаются от прототипов в вариантах обработки осадка. При этом проблема разделения образующихся суспензий по-прежнему остается нерешенной.

Цель настоящей работы – изыскание возможности интенсификации и поиск оптимальных режимов осуществления фильтрования суспензий и промывки



осадков основных хлоридов скандия для последующего внедрения полученных результатов в технологию глубокой очистки скандия и его соединений. В качестве интенсифицирующих приемов рассмотрены коагуляция, проведенная в условиях, близких к рекомендуемым в литературе, и флокуляция синтетическим анионным флокулянтom.

### Методика экспериментов

Осаждение основных хлоридов скандия проводилось в кварцевом стакане разбавленным (1:1) раствором аммиака ОС.Ч. 23-5 до достижения pH=5,4-5,45 из раствора ScCl<sub>3</sub>, содержащего, г/дм<sup>3</sup>: Sc<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 25, Y – 0,0059, NH<sub>4</sub>Cl – 0-100, pH=2,7 (раствор получен растворением отходов реализованного в АО «Гиредмет» опытного производства металлического скандия высокой чистоты [16]), при непрерывном перемешивании верхнеприводной мешалкой DLAB OS20-Pro с пропеллерным мешальником IKA R 1389B. Значение pH контролировалось по показаниям прибора pH-420 с комбинированным электродом ЭСК-10603/7. Полученные суспензии подвергались выдержке при повышенной температуре и непрерывном интенсивном перемешивании верхнеприводной мешалкой, или контактировались при медленном ручном перемешивании стеклянной палочкой с растворами флокулирующих агентов, в качестве которых использовались синтетические анионные флокулянты Superfloc® и PP577 производства Финляндии и КНР соответственно.

Фильтрационное обезвоживание и промывка осадков осуществлялись под вакуумом с помощью градуированной колбы Бунзена и воронки Бюхнера при периодическом разравнивании слоя осадка на фильтре и до практически полного прекращения стекания капель маточника с кончика воронки. В качестве фильтрующей перегородки использовалась фильтровальная лавсановая ткань с подложкой из фильтровальной бумаги марки «Ф». Сушка и прока-

ливание промытых осадков при температуре 750-850°C проводились в муфельной печи SNOL 30/1300 в кварцевых тиглях с крышкой до достижения постоянства массы получаемых порошков Sc<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Определение примесного состава полученных порошков и Sc в маточном растворе осуществлялось в ИАСЦ АО «Гиредмет» методами искровой масс-спектрометрии и атомно-эмиссионной спектрометрии с индуктивно-связанной плазмой соответственно.

В ходе экспериментов варьировались условия осаждения (содержание NH<sub>4</sub>Cl в исходном растворе c<sub>NH<sub>4</sub>Cl</sub><sup>н.р.р.</sup>), выдержки суспензии (продолжительность выдержки τ<sub>в</sub>, температура T<sub>в</sub>, частота вращения мешалки ν<sub>м</sub>), флокуляции (уровень заряда q<sub>фл.</sub>, концентрация ω<sub>фл.</sub>, вязкость 0,1%-го водного раствора μ<sub>0,1%</sub><sup>фл.р.р.</sup> и расход флокулянта, содержание NH<sub>4</sub>Cl в водно-солевом растворе флокулянта c<sub>NH<sub>4</sub>Cl</sub><sup>фл.р.р.</sup>), фильтрования (удельная площадь фильтрования S<sub>уд</sub>) и промывки осадка (температура и удельный расход промывной жидкости на единичную стадию V<sub>уд</sub><sup>пр.р.р.</sup>, содержание NH<sub>4</sub>Cl в промывной жидкости c<sub>NH<sub>4</sub>Cl</sub><sup>пр.р.р.</sup>, число стадий, способ проведения); оценивалось их влияние на скорость седиментации суспензии v<sub>с</sub>, прозрачность ее осветленной части, средние скорости фильтрационного обезвоживания v<sub>ф</sub>, а также среднюю скорость фильтрования в пересчете на объем исходной суспензии v<sub>ф</sub><sup>н.с.</sup>, и промывки осадка v<sub>пр</sub>, проскок частиц осадка в маточник, результирующую степень очистки Sc<sub>2</sub>O<sub>3</sub> от Y ε<sub>Sc<sub>2</sub>O<sub>3</sub>/Y</sub>. Средние скорости фильтрования и промывки рассчитывались по известным формулам [17, с. 29, 53], скорости седиментации, мутность осветленной части суспензий и проскок при фильтровании оценивались визуально.

### Результаты экспериментов и их обсуждение

Результаты экспериментов представлены в табл. 1–3.

Таблица 1

Результаты экспериментов по фильтрованию суспензий

Номер опыта	c <sub>NH<sub>4</sub>Cl</sub> <sup>н.р.р.</sup> , г/дм <sup>3</sup>	Условия выдержки суспензии			S <sub>уд</sub> , м <sup>2</sup> /кг Sc <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Проскок	v <sub>ф</sub> , 10 <sup>-3</sup> м/ч	v <sub>ф</sub> <sup>н.с.</sup> , 10 <sup>-3</sup> м/ч
		τ <sub>в</sub> , мин	ν <sub>м</sub> , Гц	T <sub>в</sub> , °C				
Суспензия без обработки								
0	0	0	-	-	0,7-0,8	+	1,1	1,1
Суспензии после коагуляции при повышенной температуре								
1	50	45	8,0	60-80	0,7-0,8	+	-	-
2	50	60	8,0	60-90	0,7-0,8	+	1,2	1,2
3	50	20	8,0	60-80	0,7-0,8	-	3,4	3,4
4	50	30	8,0	60-80	0,7-0,8	+	3,1	3,1
5	50	40	5,8	60-90	0,7-0,8	+	1,6	1,6
6	100	40	8,0	60-80	0,7-0,8	+	1,2	1,2
Суспензии после флокуляции <sup>1</sup>								
7	50	-	-	-	0,7-0,8	-	24,2	3,3-4,5 <sup>2</sup>
8	50	-	-	-	1,4	-	39,2	5,3

<sup>1</sup> – значение получено при условии сгущения суспензии в 1,5 раза в течение одного часа;

<sup>2</sup> – режим флокуляции см. в табл. 3, № 3.



Результаты экспериментов по промывке осадков

Номер опыта	Число стадий	Способ промывки	$V_{уд}^{пр. р-р}$ , дм <sup>3</sup> /кг Sc <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	$C_{NH_4Cl}^{пр. р-р}$ на каждой из стадий, г/дм <sup>3</sup>						$v_{пр}$ , 10 <sup>-3</sup> м/ч						$\varepsilon_{Sc_2O_3/Y}$ , %
				0 <sup>1</sup>	1-3	4	5, 6	0 <sup>1</sup>	1	2	3	4	5	6		
Незарегистрированный осадок																
0	1	на фильтре	17,67×4	-	0	0	-	-	~1,0	~1,0	-	-	-	-	-	
Осадки после коагуляции при повышенной температуре																
1	4	на фильтре	17,67×4	~90	125	10	-	1,4	4,8	4,8	9,6	2,8	-	-	91,5	
2	4	на фильтре	17,67×4	-	125	125	-	-	3,8	<1,0	3,3	1,6	-	-	97,9	
3	4	на фильтре	17,67×4	-	125	125	-	-	<1,0	4,0	3,2	3,7	-	-	97,0	
4	4	на фильтре	17,67×4	-	125	125	-	-	<1,0	4,4	4,4	2,8	-	-	96,2	
5	4	на фильтре	17,67×4	-	125	125	-	-	2,0	2,9	2,1	1,9	-	-	96,2	
6	6	на фильтре	17,67×6	-	150	150	150	-	1,6	1,8	1,9	1,8	2,1	1,5	97,5	
Осадки после флокуляции																
7	5	на фильтре	17,67×5	-	0	0	0	-	8,7	9,6	4,3	2,0	<1,0	-	99,5	
8	1	репульпация	22,22 <sup>2</sup> +200 <sup>3</sup>	-	90	-	-	-	178,3	-	-	-	-	-	>99,8	

■ – промывка растворами комнатной температуры; ■ – промывка горячими (90°C) растворами; <sup>1</sup> – пропускание через слой осадка маточника фильтрования; <sup>2, 3</sup> – расходы водно-солевого раствора на репульпацию и повторную флокуляцию соответственно.

Таблица 3

Результаты исследования по выбору оптимального флокулянта и условий его введения

Марка флокулянта	Superfloc A-100	Superfloc A-150					Superfloc A-110	Superfloc A-120	Superfloc N-100	PP577
$q_{фл}$ , %	7*	50*					16*	20*	низкий*	32-36*
$\mu_{0,1\%}^{фл. р-р}$ , Па·с	0,100*	0,200*					0,150*	0,200*	0,025*	>0,200
Номер опыта	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>7</b>	<b>8</b>	<b>9</b>	<b>10</b>
Доза, кг/кг Sc <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,20	0,10	0,20	0,20	0,20	0,25	0,20	0,20	0,20	0,20
$\omega_{фл}$ , %	0,1	0,1	0,1	0,5	0,1	0,05	0,1	0,1	0,1	0,1
$C_{NH_4Cl}^{фл. р-р}$ , г/дм <sup>3</sup>	90	90	90	90	45	0	90	90	90	90
Разделение фаз за 5 мин	+	+	+	+	+	+	-	+	-	+
Мутность осветленной части суспензии	+	-	-	-	-	+	-	низкая	+	низкая
$v_c$	высокая	низкая	низкая	низкая	низкая	низкая	-	высокая	высокая	низкая
$v_{ф}$ , 10 <sup>-3</sup> м/ч	51,6	34,4	39,2	26,0	23,6	<<10,0	19,8	38,1	<<10,0	53,5
$v_{ф}^{и.с}$ , 10 <sup>-3</sup> м/ч	7,0	8,2	5,3	11,4	3,2	~1,0	2,7	5,1	~1,0	7,2
$v_{пр}$ , 10 <sup>-3</sup> м/ч (промывка водой)	<10	<10	≥10	≥10	<10	-	<<10	<<10	-	<10

$S_{уд} = 4,7$  м<sup>2</sup>/кг Sc<sub>2</sub>O<sub>3</sub>;  $C_{NH_4Cl}^{и. р-р} = 50$  г/дм<sup>3</sup>;  $V_{уд}^{пр. р-р} = 71,43$  дм<sup>3</sup>/кг Sc<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; \* – данные из технических описаний флокулянтов.

**Предварительные эксперименты.** В результате эксперимента установлено, что суспензия основных хлоридов скандия практически не расслаивается со временем и, ожидаемо, характеризуется крайне низкой  $v_{ф}$  (табл. 1, № 0). Потери скандия с маточником фильтрования составляют ~2% от исходного количества Sc<sub>2</sub>O<sub>3</sub>,

что объясняется в том числе более высокой растворимостью основных хлоридов Sc по отношению к гидроксидам [8, с. 78]. Промывка осадка на фильтре горячей водой помимо медленного протекания (табл. 2, № 0) характеризуется проскоком частиц в маточник.

**Эксперименты по коагуляции осадка при повышенной температуре.** Как видно из табл. 1, максимальное значение  $v_{\phi}$  без проскока частиц осадка в маточник достигается в условии выдержки суспензии при 60–80°C в течение 20 мин. Дальнейшее увеличение продолжительности выдержки и/или температуры приводит к проскоку и снижению скорости фильтрования, что в совокупности не удается нивелировать ни уменьшением интенсивности перемешивания, ни увеличением солевого фона жидкой части суспензии. Следует отметить, что во всех опытах суспензии после выдержки характеризовались крайне низкими  $v_c$ .

Использование горячих промывных растворов с большим, по сравнению с маточником фильтрации, содержанием  $\text{NH}_4\text{Cl}$  ( $\geq 90 \text{ г/дм}^3$ ) приводит к частичному переходу осадка в кристаллическое состояние (рис. 1) и характеризуется низкими скоростями процесса на первых стадиях.

Снижение концентрации высаливателя в промывном растворе до уровня, рекомендуемого в литературе [8, с. 254], приводит к проскоку и падению  $v_{\text{пр}}$  (табл. 2, № 1, стадия 4). Ожидаемо, уменьшению  $v_{\text{пр}}$  также способствует использование промывных растворов комнатной температуры (табл. 2, № 1, стадия 0) и постепенное уплотнение слоя осадка по мере перехода от стадии к стадии.

В целом коагуляция осадка, проведенная в оптимальном режиме (табл. 1, № 3), позволяет в  $\sim 3$  раза увеличить скорость фильтрования суспензии, а многократная промывка коагулированного осадка на фильтре горячими водно-солевыми растворами – добиться высоких показателей очистки от РЗЭ ( $\epsilon_{\text{Sc}_2\text{O}_3/\gamma} \sim 97\text{--}98\%$ ) со скоростью, в  $\sim 3\text{--}4$  раза превышающей  $v_{\text{пр}}$  некоагулированного осадка.



Рис. 1. Осадок основных хлоридов скандия до (слева) и после (справа) промывки горячим раствором  $\text{NH}_4\text{Cl}$  125–150 г/дм<sup>3</sup>

**Эксперименты по флокуляции осадка.** Как следует из табл. 3, практически все опробованные анионные флокулянты (за исключением слабоанионного Superfloc N-100) при соблюдении ряда условий являются применимыми для интенсификации разделения суспензии осадка, что согласуется с данными о распре-

делении гидроксокомплексов Sc при pH=5,4–5,45 [18, с. 62]. Установленный оценочный расход флокулянтов достаточно велик, что в совокупности с низкими концентрациями их рабочих растворов требует использования значительных объемов воды на проведение флокуляции. Закономерно, что разбавление солевого фона суспензии при контакте с большим объемом воды или раствором с содержанием  $\text{NH}_4\text{Cl}$ , меньшим, чем в исходной суспензии (табл. 3, №№ 5, 6), приводит к пептизации осадка и снижает  $v_c$ ,  $v_{\phi}$  и  $v_{\text{пр}}$ . В свою очередь, использование растворов флокулянтов с уровнем солесодержания таким же, как в исходной суспензии (90 г/дм<sup>3</sup>  $\text{NH}_4\text{Cl}$ ), улучшает контролируемые показатели. В ходе эксперимента также подтверждено, что водно-солевые растворы флокулянтов обладают меньшей вязкостью по сравнению с водными, о чем сообщалось в работе [19]. Тем не менее улучшение текучести изначально вязких растворов за счет роста солесодержания не позволяет использовать растворы с концентрацией  $> 0,1\%$  (табл. 3, № 4), так как в этом случае наблюдается заметная адгезия последних к стенкам лабораторной посуды.

Как прослеживается из табл. 3, при прочих равных условиях на  $v_c$  и  $v_{\phi}$  положительно влияет как уменьшение вязкости рабочего раствора, так и увеличение уровня заряда флокулянта, а на  $v_{\text{пр}}$  и прозрачность осветленной части – исключительно уровень заряда. В этой связи оптимальным флокулянтном представляется Superfloc A-150LMW ( $\mu_{0,1\%}^{\text{фл. P-P}} = 0,1 \text{ Па}\cdot\text{с}$ , уровень заряда – 50%) или его ближайшие аналоги, опробованию которых необходимо посвятить будущие исследования, а наиболее подходящим из опробованных флокулянтов является Superfloc A-150.

В табл. 1 и 2 (№ 7, 8) приведены результаты дополнительных экспериментов с использованием Superfloc A-150. В ходе опыта № 7 определено, что уменьшение  $S_{\text{уд}}$  с 4,7 до 0,7–0,8 м<sup>2</sup>/кг  $\text{Sc}_2\text{O}_3$  приводит к падению  $v_{\phi}$  в  $\sim 1,6$  раза и снижению адгезии флокул к волокнам фильтровальной ткани, поскольку  $S_{\text{уд}}$  не оптимальна (оптимальная величина  $S_{\text{уд}}$  определена по завершении опыта путем отделения верхнего влажного слоя осадка от нижнего слоя с минимальной влажностью и составила 1,4 м<sup>2</sup>/кг  $\text{Sc}_2\text{O}_3$ ). Также установлено, что допустимые  $v_{\text{пр}}$  ( $\sim 10^2 \text{ м/ч}$ ) наблюдаются только на первых двух стадиях промывки. С учетом возможной недостаточности степени очистки скандия после двух промывок на фильтре в качестве альтернативы в опыте № 8 опробована промывка репульпацией в небольшом объеме водно-солевого раствора с последующими повторными флокуляцией и фильтрованием. Эксперимент показал, что при аналогичной дозировке реагента на обеих стадиях флокуляции  $v_{\phi}$  после первой флокуляции превышает  $v_{\phi}$  после второй в  $\sim 4,5$  раза.

Как видно в табл. 1 и 2, флокуляция осадка высокозаряженным анионным флокулянтom способствует

ет ~3-кратному увеличению скорости фильтрования суспензии, однако за счет ее предварительного сгущения разница в скорости достигает  $\geq 4$  раз. Промывка флокулированного осадка при комнатной температуре (как многократная на фильтре, так и репульпация с повторной флокуляцией) характеризуется большими скоростями, чем нефлокулированного, и позволяет добиться высоких показателей очистки от РЗЭ ( $\epsilon_{Sc_2O_3/\gamma} \geq 99,5\%$ ), превышающих достигнутые в опытах с коагуляцией. В условиях эксперимента промывка репульпацией оказалась предпочтительнее промывки на фильтре как в отношении временных затрат (при прочих равных условиях ее продолжительность в ~10 раз меньше), так и глубины очистки.

### Выводы

1. Показана возможность интенсификации фильтрования суспензий и промывки осадков основных солей Sc как посредством коагуляции при повышенной температуре, так и флокуляции синтетическим высокозаряженным анионным флокулянтom. Оба приема при соблюдении ряда условий способствуют ~3-кратному увеличению скорости фильтрования суспензии, однако за счет ее предварительного сгущения, возможного после флокуляции, разница в скорости достигает  $\geq 4$  раз. Промывка агрегированного осадка характеризуется большими скоростями, чем неагрегированного, и позволяет без применения многократного переосаждения добиться высоких показателей очистки  $Sc_2O_3$  от РЗЭ (III), причем промывка флокулированного осадка обеспечивает более высокую степень очистки –  $\geq 99,5\%$ . Выявленная специфика флокуляции Sc-содержащего осадка обеспечивает возможность его эффективной промывки репульпацией, которая в условиях эксперимента оказалась предпочтительнее промывки на фильтре как в отношении временных затрат, так и глубины очистки.

2. Установлены оптимальные условия, обеспечивающие интенсификацию фильтрационного обезвоживания и промывки осадка посредством коагуляции: осаждение раствором аммиака при pH=5,4-5,45 из разбавленного раствора  $ScCl_3$ , содержащего 50 г/дм<sup>3</sup>  $NH_4Cl$ , с последующей выдержкой суспензии при интенсивном перемешивании и температуре 60–80°C в течение 20 мин; промывка осадка на фильтре горячими (90°C) водно-солевыми растворами, содержащими  $>90$  г/дм<sup>3</sup>  $NH_4Cl$ . Для уточнения оптимальных режимов флокуляции требуются дополнительные исследования с использованием синтетических высокозаряженных анионных флокулянтов с низкой вязкостью рабочих растворов.

3. Полученные результаты могут быть использованы при разработке технологии глубокой очистки скандия и его соединений.

### Список источников

1. A review on solvent extraction of scandium / D. Zou [et al.] // *Journal of Rare Earths*. 2022. <https://doi.org/10.1016/j.jre.2021.12.009>
2. Preparation of ultra-high pure scandium oxide with crude product from titanium white waste acid / X. Peng [et al.] // *Journal of Rare Earths*. 2022. <https://doi.org/10.1016/j.jre.2022.04.006>
3. Разделение скандия и тория при переработке черного скандиевого концентрата, полученного из возвратных растворов подземного выщелачивания урана / Е.Ю. Мешкова [и др.] // *Радиохимия*. 2020. Т. 62. № 5. С. 440-445. 10.31857/S0033831120050111
4. Separation of scandium from the other rare earth elements with a novel macro-porous silica-polymer based adsorbent HDEHP/SiO<sub>2</sub>-P / W. Zhang [et al.] // *Hydrometallurgy*. 2019. Vol. 185. P. 117-124. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2019.01.012>
5. Костикова Г.В., Кутепова О.А., Резник А.М. Экстракция Sc и сопутствующих элементов триэтиламинфосфатом из водных растворов, содержащих  $HNO_3$  и LiCl // *Журнал неорганической химии*. 2018. Т. 63. № 2. С. 265-270 10.7868/S0044457X18020216
6. Гидрометаллургические методы извлечения скандия из отходов разных производств / Т.В. Молчанова [и др.] // *Металлы*. 2017. № 2 С. 11-16.
7. Химия и технология редких и рассеянных элементов: учеб. пособие для вузов: Ч. 2 / под ред. К.А. Большакова. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Высш. шк., 1976. 360 с.
8. Комиссарова Л.Н. Неорганическая и аналитическая химия скандия. М.: Эдиториал УРСС, 2001. 512 с.
9. Яценко С.П., Пасечник Л.А. Скандий: наука и технология. Екатеринбург: Урал. ун-т, 2016. 364 с.
10. Остроумов Э.А. Новые методы химического анализа с применением органических оснований. М.: Госгеолиздат, 1952. 119 с.
11. Фаворская Л.В. Химическая технология скандия. Алма-Ата: КазИМС, 1969. 143 с.
12. Коршунов Б.Г., Резник А.М., Семенов С.А. Скандий. М.: Металлургия, 1987. 184 с.
13. Кудрявский Ю.П. Технология глубокой очистки оксида скандия от примесей с получением оксида скандия высокой чистоты // *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2011. № 5. С. 24-26.
14. Пат. 2647398 РФ, МПК C22B 29/00, C22B 3/12, C22B 3/20, C01F 17/00. Получение скандийсодержащего концентрата и последующее извлечение из него оксида скандия повышенной чистоты / А.Г. Суус, А.Б. Козырев, А.В. Панов; заявитель и патентообладатель ООО «Объединенная Компания РУСАЛ Инженерно-технологический центр» (RU). № 2016132359; заявл. 04.08.2016; опубл. 15.03.2018, Бюл. № 8. 25 с.

15. Пат. 2669737 РФ, МПК C22B 59/00, C22B 3/38, C01F 17/00. Способ получения оксида скандия из скандийсодержащих концентратов / А.Б. Козырев [и др.]; заявитель и патентообладатель ООО «Объединенная Компания РУСАЛ Инженерно-технологический центр» (RU). № 2018102058; заявл. 18.01.2018; опубл. 15.10.2018, Бюл. № 29. 11 с.
16. Технология получения металлического скандия чистотой не менее 99,99% из оксида / С.А. Василенко [и др.] // Химия и химическая технология в XXI веке: материалы XXIII Международной научно-практической конференции студентов и молодых ученых имени выдающихся химиков Л.П. Кулева и Н.М. Кижнера (г. Томск, 16-19 мая 2022 г.). Т. 1. Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2022. С. 45-46.
17. Разделение суспензий в химической промышленности / Т.А. Малиновская [и др.]. М.: Химия, 1983. 264 с.
18. Назаренко В.А., Антонович В.П., Невская Е.М. Гидролиз ионов металлов в разбавленных растворах. М.: Атомиздат, 1979. 192 с.
19. Середкина О.Р., Рахимова О.В., Лановецкий С.В. Исследование флокулирующей способности полиакриламида, приготовленного на водно-солевых растворах // Современные наукоемкие технологии. 2016. № 5-2. С. 291-295.

#### Сведения об авторах

**Семенов Андрей Александрович** – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник, АО «Гиредмет», г. Москва, Россия. E-mail: [nolven-rock@mail.ru](mailto:nolven-rock@mail.ru)

**Юрасова Ольга Викторовна** – кандидат технических наук, начальник лаборатории, АО «Гиредмет», г. Москва, Россия. E-mail: [OYUrasova@rosatom.ru](mailto:OYUrasova@rosatom.ru)

**Иванова Антонина Владимировна** – стажер-исследователь, АО «Гиредмет», г. Москва, Россия. E-mail: [antonina.v.ivanova@gmail.com](mailto:antonina.v.ivanova@gmail.com)

**Самиева Динара Акжолтоевна** – научный сотрудник, АО «Гиредмет», г. Москва, Россия. E-mail: [DASamieva@rosatom.ru](mailto:DASamieva@rosatom.ru)

#### INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

#### INTENSIFICATION OF FILTRATION OF SUSPENSIONS AND WASHING OF PRECIPITATES OF SCANDIUM HYDROXOSALTS

**Semenov Andrey A.** – Ph.D. in Technology, Leading Researcher, Giredmet State Research and Design Institute of Rare-Metal Industry, Moscow, Russia. E-mail: [nolven-rock@mail.ru](mailto:nolven-rock@mail.ru)

**Yurasova Ol'ga V.** – Ph.D. in Technology, Head of Laboratory, Giredmet State Research and Design Institute of Rare-Metal Industry, Moscow, Russia. E-mail: [OYUrasova@rosatom.ru](mailto:OYUrasova@rosatom.ru)

**Ivanova Antonina V.** – Trainee Researcher, Giredmet State Research and Design Institute of Rare-Metal Industry, Moscow, Russia. E-mail: [antonina.v.ivanova@gmail.com](mailto:antonina.v.ivanova@gmail.com)

**Samieva Dinara A.** – Researcher, Giredmet State Research and Design Institute of Rare-Metal Industry, Moscow, Russia. E-mail: [DASamieva@rosatom.ru](mailto:DASamieva@rosatom.ru)

**Abstracts.** Precipitation of scandium hydroxides and hydroxosalts is one of the simplest methods for separating rare earth elements (REE), alkali, alkaline earth metals and other impurities from scandium, however, the low filterability of suspensions of bulky precipitate and the need for its reprecipitation in case of an increased content of impurities have not allowed this method to be widely used in industry until now. The authors of the present work conducted the research to improve the method. The results of the research showed the possibility of intensifying the filtration of suspensions and washing the precipitates of scandium hydroxochlorides both through coagulation at an elevated temperature and flocculation by a synthetic highly charged anionic flocculant. Under a number of conditions both processes contribute to a ~3 times increase in the suspension filtration rate, however, preliminary thickening of the suspension after flocculation allows to achieve  $\geq 4$  times difference in rate. The washing of the aggregated precipitate is characterized by higher rates than of the nonaggregated one, and makes it possible to achieve high degree of purification of  $\text{Sc}_2\text{O}_3$  from REE without multiple reprecipitations. The revealed specificity of flocculation of the Sc-containing precipitate provides an opportunity for its effective washing by repulping, which under the experimental conditions turned out to be preferable to washing on a filter both in terms of time and purification degree. The results obtained can be used for the development of a technology of the deep purification of scandium and its compounds. In order to specify the optimal modes

of suspension separation after flocculation, additional studies are required using synthetic highly charged anionic flocculants with low viscosity of solutions.

**Keywords:** deep purification of scandium, precipitation of hydroxosalts, coagulation, flocculation, filtration, washing of precipitate.

---

Ссылка на статью:

Интенсификация фильтрования суспензий и промывки осадков основных солей скандия / А.А. Семенов, О.В. Юрасова, А.В. Иванова, Д.А. Самиева // Теория и технология металлургического производства. 2022. №3(42). С. 17-23.

Semenov A.A., Yurasova O.V., Ivanova A.V., Samieva D.A. Intensification of filtration of suspensions and washing of precipitates of scandium hydroxosalts. *Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2022, vol. 42, no. 3, pp. 17-23.



## ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 621.7.011

Корчунов А.Г., Решетникова Е.С., Зайцева М.В., Носов А.Н., Исхакова А.М.

## АНАЛИЗ ВЗАИМОСВЯЗИ СТРОЕНИЯ ОЧАГА ДЕФОРМАЦИИ И УСЛОВИЙ СМАЗЫВАНИЯ ПРИ ВОЛОЧЕНИИ КАЛИБРОВАННОГО ПРОКАТА

**Аннотация.** Процесс волочения калиброванного проката с учетом особенностей состояния поверхностного слоя после дробеметной обработки, применяемой в качестве подготовки поверхности на новых высокотехнологичных линиях, требует изучения взаимосвязи строения очага деформации и условий смазывания. В статье представлены рекомендации по выбору геометрии волок и назначению абсолютных обжатий при волочении проката круглого сечения на линиях CDS 300/80 и DB 800/40 компании EJP, введенных в эксплуатацию на ОАО «Магнитогорский метизно-калибровочный завод «ММК-МЕТИЗ». Для изучения условий смазывания использован показатель «эффективной длины» контакта металла с волокой, который позволяет оценить величину смазочного клина при волочении. Приведены результаты эксплуатации волок с разной геометрией с учетом применяемых смазочных материалов. Актуальность работы обусловлена заменой традиционного способа подготовки поверхности проката на обработку металла дробью.

**Ключевые слова:** дробеметная обработка, поверхность, волочение, очаг деформации, калиброванный прокат, смазочный материал

## Введение

Изучение очага деформации является важным этапом проектирования процесса волочения и позволяет определить нагрузки и энергетические затраты на оборудование, выбрать конструкцию инструмента для обеспечения стабильности процесса, механических характеристик и высокого качества проката. На ОАО «Магнитогорский метизно-калибровочный завод «ММК-МЕТИЗ» запущены в эксплуатацию новые линии CDS 300/80 и DB 800/40 компании EJP, в которых совмещены операции обработки поверхности горячекатаного металла дробью, холодной пластической деформации методом волочения и правки проката. Технические характеристики оборудования CDS 300/80 и DB 800/40 компании EJP позволяют производить калиброванный прокат из традиционных и перспективных марок стали по отечественным и международным стандартам с различными механическими свойствами. Замена традиционного способа подготовки поверхности проката перед волочением на обработку дробью требует изучения очага деформации и условий смазывания с целью разработки эффективных режимов волочения калиброванного проката.

Рекомендации по выбору режимов волочения калиброванного проката с традиционным способом подготовки поверхности металла к деформации приведены в работе [1]. Микроструктура и свойства поверхностного слоя металла после дробеметной обработки имеет ряд особенностей: на поверхности проката формируется градиентная структура с упрочненным поверхностным слоем, приповерхностный слой характеризуется неупрочненной частью обезуглероженного слоя [2, 3]. Дробеметная обработка приводит к повышению значений высотных параметров шерохо-

ватости поверхности, что меняет условия смазывания и требует изучения очага деформации.

## Основная часть

Геометрия волок, применяемых для волочения калиброванного проката различных диаметров на линиях CDS 300/80 и DB 800/40 соответствует ГОСТ 9453-75 «Волоки-заготовки из твердых спеченных сплавов для волочения проволоки и прутков круглого сечения» [4]. Для изучения условий смазывания на границе раздела металла и волоки использовали показатель «эффективной длины» контакта  $L_{эф}$ , который определяет величину смазочного клина при волочении [5, 6] и позволяет определить отношение длины зоны контакта  $L_k$  металла с волокой к длине рабочего конуса волоки  $L_p$  (рис. 1, 2):

$$L_{эф} = \frac{L_k}{L_p} \cdot 100\% . \quad (1)$$

Длина зоны контакта  $L_k$  определяется следующим образом:

$$L_k = 0,5(d_0 - d_k) \frac{1}{\operatorname{tg} \alpha} . \quad (2)$$

На величину  $L_{эф}$  влияет выбор абсолютных обжатий и геометрических параметров волоки – полуугла  $\alpha$  и длины рабочего конуса  $L_p$ . На рис. 1 представлены схемы волочения проката на диаметр 20 мм в форме волоки 16 по ГОСТ 9453-75 для абсолютных обжатий 1 и 3 мм. При назначении абсолютного обжатия 1 мм  $L_{эф} = 23\%$ , 3 мм –  $L_{эф} = 69\%$ . На рис. 2 представлены схемы процесса волочения на диаметр 20 мм в форме волоки 16 по ГОСТ 9453-75 – полуугол  $\alpha=9^\circ$  и в форме волоки 17 по ГОСТ 9453-75 – полуугол  $\alpha=8^\circ$  с абсолютным обжатием 2 мм. Длина рабочего конуса

волокни формы 17 по ГОСТ 9453-75 на 25% больше, чем для формы 16. «Эффективная длина» зоны деформации  $L_{эф}$  составляет 46% в форме волокни 16 (рис. 2, а) и 39% – в форме волокни 17 (рис. 2, б).

Длина зоны контакта  $L_k$  имеет значение при определении нормальных напряжений  $P$  (см. рис. 1, 2), так как величина нормальных напряжений  $P$  представляет собой отношение нормальной силы, действующей между металлом и волоком, к площади контакта. При проведении расчетов обычно принимают средние значения  $P$ , считая нормальные напряжения постоянными и равномерными по всей длине. Величина нормальных напряжений  $P$  оказывает влияние на поступление смазки в очаг деформации – высокие значения ухудшают условия смазывания [5, 6].

Так как смазка подается в очаг деформации протягиваемым металлом за счет шероховатости поверхности металла и адгезии смазки к поверхности, длина зоны формирования смазочного клина  $L_c$  имеет значение для обеспечения стабильности процесса волочения. Исследования, представленные в работе [7], показывают, что наилучшие условия для поступления смазки в очаг деформации достигаются при использовании волок с удлиненной рабочей зоной.

Выбор абсолютных обжатий влияет на длину зоны контакта  $L_k$ , а, следовательно, и на «эффективную длину» зоны деформации  $L_{эф}$ , в большей степени, чем форма волокни. Однако уменьшение полуугла волокни  $\alpha$ , как и увеличение абсолютных обжатий, приводит к увеличению длины зоны контакта  $L_k$  металла с волоком.

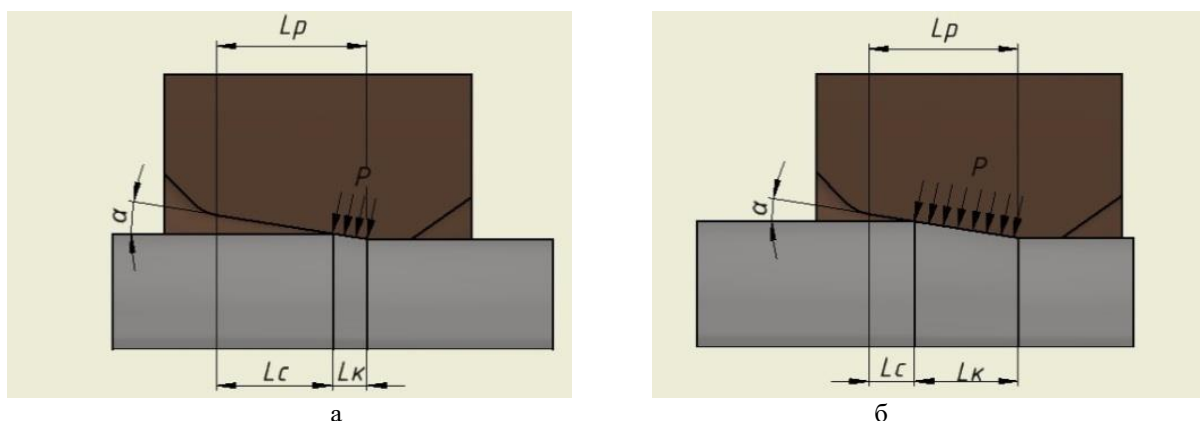


Рис. 1. Схема процесса волочения для определения «эффективной длины» зоны деформации  $L_{эф}$ :

а – абсолютное обжатие 1 мм; б – абсолютное обжатие 3 мм:

$L_k$  – длина зоны контакта;  $L_p$  – длина рабочего конуса волокни;  $L_c$  – длина зоны формирования смазочного клина;  $P$  – нормальные напряжения;  $\alpha$  – полуугол волокни

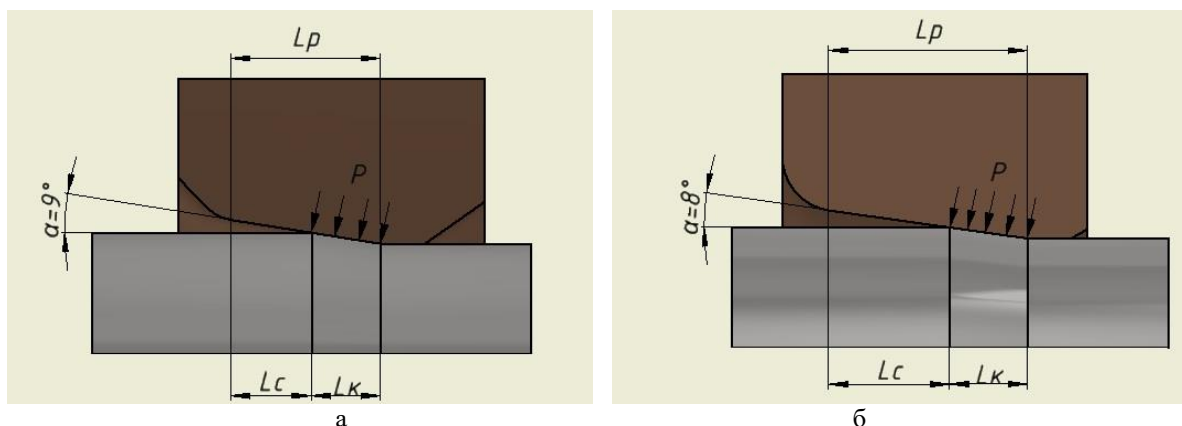


Рис. 2. Схема процесса волочения для определения «эффективной длины» зоны деформации  $L_{эф}$ :

а – форма волокни 16 по ГОСТ 9453-75, абсолютное обжатие 2 мм;

б – форма волокни 17 по ГОСТ 9453-75, абсолютное обжатие 2 мм:

$L_k$  – длина зоны контакта;  $L_p$  – длина рабочего конуса волокни;  $L_c$  – длина зоны формирования смазочного клина;  $P$  – нормальные напряжения;  $\alpha$  – полуугол волокни

Показатель «эффективной длины» зоны деформации  $L_{эф}$  позволяет оценить соотношение длины зо-

ны контакта  $L_k$  металла с волоком и длины зоны формирования смазочного клина  $L_c$ . Авторами [5] реко-

мендовано выбирать величину показателя  $L_{эф} = 50\text{--}75\%$  для процесса волочения. По данным исследований, представленных в работе [6], начальный контакт металла и рабочей зоны волоки должен находиться примерно в середине рабочего конуса волоки  $L_p$ , что соответствует  $L_{эф}=50\%$ . Рекомендации [5, 6] даны для процесса волочения проката при традиционном способе подготовки поверхности.

Оценка влияния геометрии волок на условия смазывания в процессе волочения на линии CDS 300/80 произведена для волок двух производителей: №1 – Vassena, Италия, и №2 – ОАО «ММК-МЕТИЗ». Геометрия рабочей поверхности волок определена с помощью 3D-сканирования сканером SHINING 3D EINSKAN-SP. Произведено сравнение рабочих поверхностей волок с использованием программного обеспечения GOM Inspect, предназначенного для анализа 3D-измерительных данных, полученных с помощью проекционных или лазерных сканеров [8]. Обе волоки предназначены для волочения круглого проката на диаметр 17,84 мм. Геометрия рабочей зоны волоки №1 имеет отличия от волоки №2: полуугол рабочего конуса меньше на  $1^\circ$ , длина рабочего конуса короче на 2,5 мм. Геометрия волоки №2 соответствует 1980-0214 Формы 16 по ГОСТ 9453-75. Для волоки №1 показатель «эффективной длины» контакта составляет  $L_{эф} = 66\%$ , для волоки №2 –  $L_{эф} = 47\%$  (рис. 3). Уменьшение длины рабочего конуса волоки №1 привело к уменьшению  $L_c$  – длины зоны форми-

рования смазочного клина на 46%, а увеличение  $L_k$  – длины зоны контакта металла с волокой, к повышению величины нормальных напряжений  $P$ , что создает неблагоприятные условия для попадания смазки в очаг деформации [5]. Длина зоны формирования смазочного клина  $L_c$  у волоки №1 недостаточна – в очаг деформации смазочный материал подается в меньшем количестве, чем при волочении в волоке №2. Результаты эксплуатации волок №1 и 2 показали, что волока №1 обладает меньшей стойкостью (примерно в 2 раза), чем волока №2, одной из причин снижения стойкости является влияние строения очага деформации на условия смазывания. Учитывая особенности шероховатости поверхности проката после дробеметной обработки – повышенные значения высотных параметров шероховатости поверхности, выбирать форму волок и назначать абсолютные обжатия рекомендуется при значении показателя «эффективной длины»  $L_{эф} = 30\text{--}50\%$ .

В соответствии с номенклатурой калиброванного проката, производимого на линиях CDS 300/80 и DB 800/40, произведен анализ геометрии волок и построены графики зависимости показателя «эффективной длины» зоны деформации  $L_{эф}$  от абсолютных обжатий. Графики, представленные на рис. 4, 5, позволяют выбрать форму волоки и назначить величину абсолютных обжатий для волочения проката круглого сечения с учетом показателя «эффективной длины» зоны деформации  $L_{эф}$ .

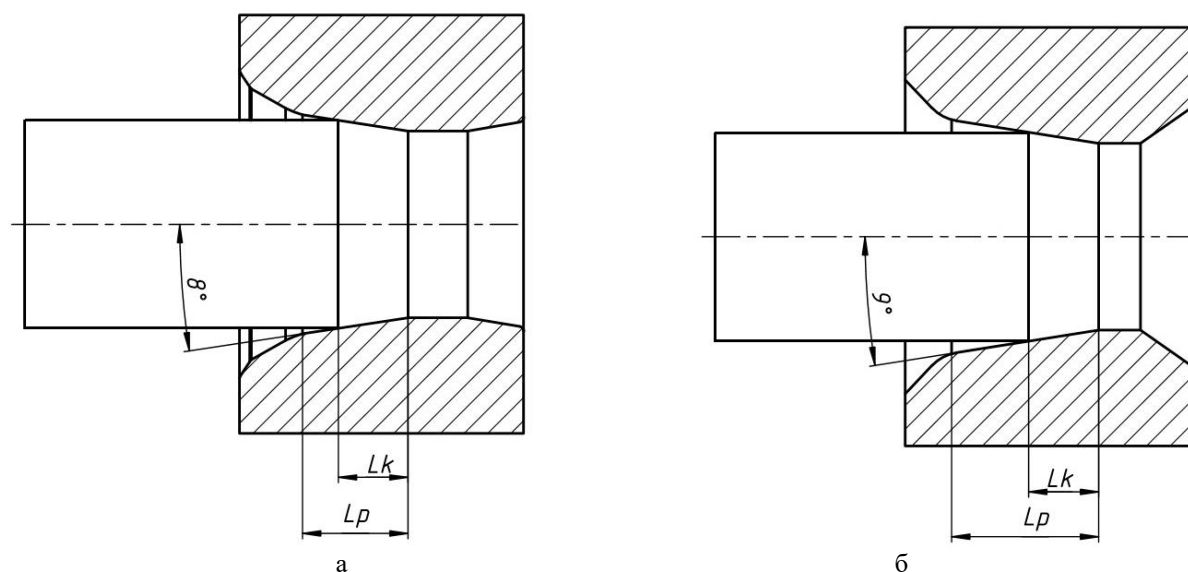


Рис. 3. Схема процесса волочения круглого проката на диаметр 17,84 мм с абсолютным обжатием 2 мм на линии CDS 300/80 для определения «эффективной длины» зоны деформации  $L_{эф}$ :  
а – волока №1; б – волока №2

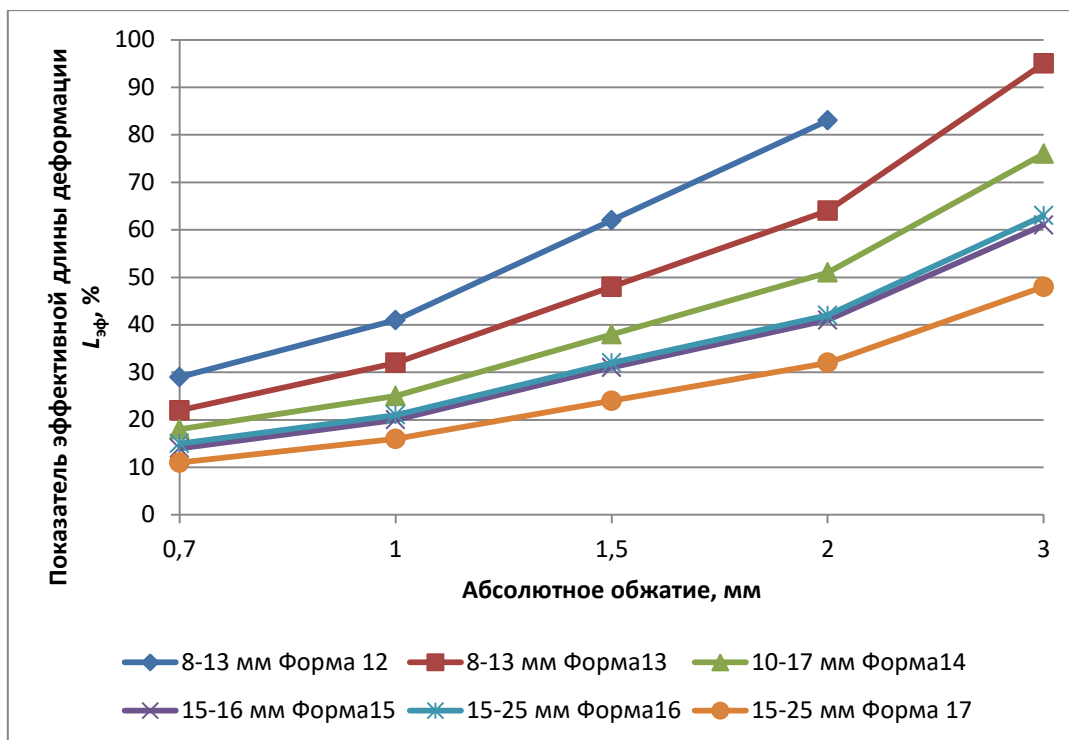


Рис. 4. Зависимость показателя «эффективной длины» зоны деформации  $L_{эф}$  от абсолютных обжатий для волочения проката на линии CDS 300/80 номинальными диаметрами от 8 до 25 мм

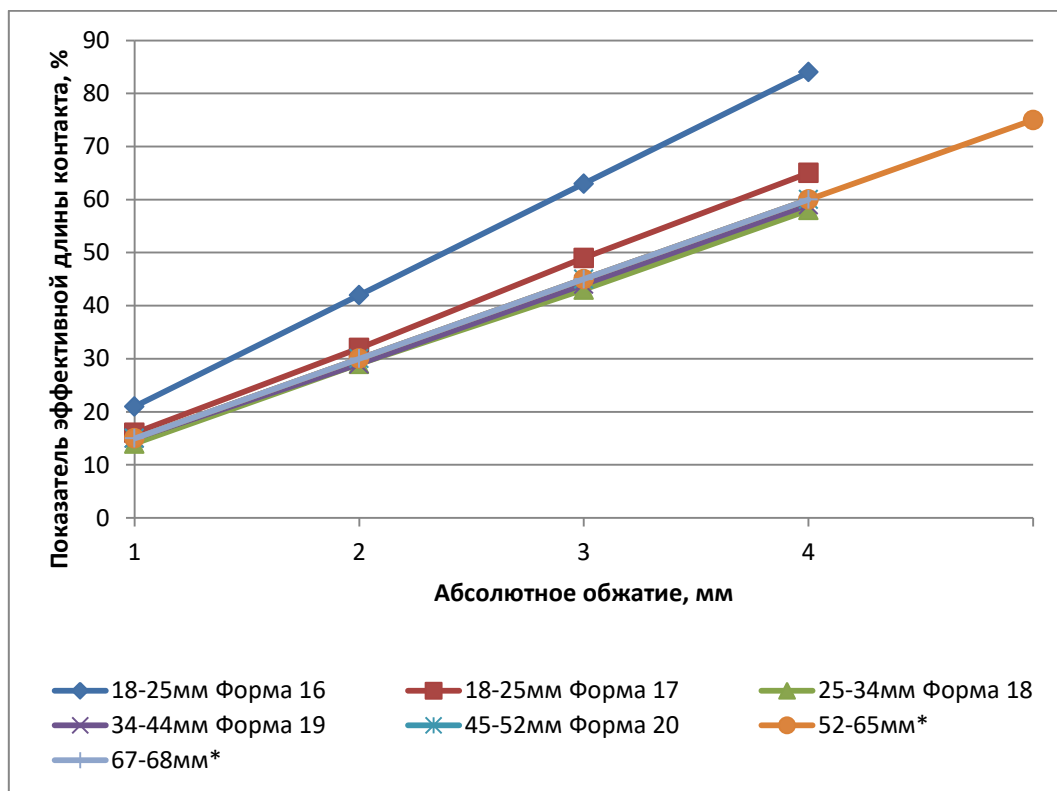


Рис. 5. Зависимость показателя «эффективной длины» зоны деформации  $L_{эф}$  от абсолютных обжатий для волочения проката на линии DB 800/40 номинальными диаметрами от 18 до 68 мм (Для проката диаметрами 52-65 и 67-68 мм приняты значения полуугла волокна  $9^\circ$  и длина рабочего конуса 21 мм)

На линиях CDS 300/80 и DB 800/40 применяются смазочные материалы на водной основе, в том числе EXTRUDOIL 702F с кинематической вязкостью  $U = 102,7$  сСт ( $\text{мм}^2/\text{с}$ ). По данным исследований [9] количество смазки, поступающей в очаг деформации, прямо пропорционально скорости волочения, вязкости смазки и обратно пропорционально пределу текучести деформируемого металла и полууглу рабочего конуса волокна. В работе [9] предлагается определять толщину смазочного слоя на входе в рабочую зону волокна по формуле

$$h_0 = \frac{6\eta\vartheta}{\sigma_w \tan\alpha}, \quad (3)$$

где  $\eta$  – динамическая вязкость смазки,  $\text{Нс}/\text{м}^2$ ;  
 $\vartheta$  – скорость волочения,  $\text{м}/\text{с}$ ;  
 $\sigma_w$  – среднее значение предела текучести стали,  $\text{МПа}$ ;  
 $\alpha$  – полуугол рабочего конуса волокна,  $\text{рад}$ .

Для перевода кинематической вязкости в динамическую по паспорту EXTRUDOIL 702F определена

плотность материала при температуре  $15^\circ\text{C}$   $\rho = 0,936$   $\text{г}/\text{см}^3$ , динамическая вязкость  $\eta = U\rho = 0,0765$   $\text{Па}\cdot\text{с}$ .

На рис. 6 представлен график изменения толщины смазочной пленки от скорости калибрования и для полууглов рабочего конуса волокна  $\alpha=6^\circ$  и  $\alpha=8^\circ$  по формуле (3) толщина смазочной пленки линейно увеличивается с повышением скорости калибрования.

Расчет по формуле (3) не учитывает, что увеличение скорости калибрования повышает температуру в зоне деформации и влияет на свойства смазочного материала. Также не учитывается величина нормальных напряжений  $P$  между металлом и волоком.

На рис. 7 представлена зависимость толщины смазочной пленки от скорости, вязкости смазочного материала и нормальных напряжений  $P$  между металлом и волоком [6]. График показывает значительное увеличение толщины смазочной пленки при достижении определенного значения величины  $\frac{\eta v}{P}$ , где  $\eta$  – вязкость смазки,  $v$  – скорость калибрования,  $P$  – нормальное напряжение между металлом и волоком.

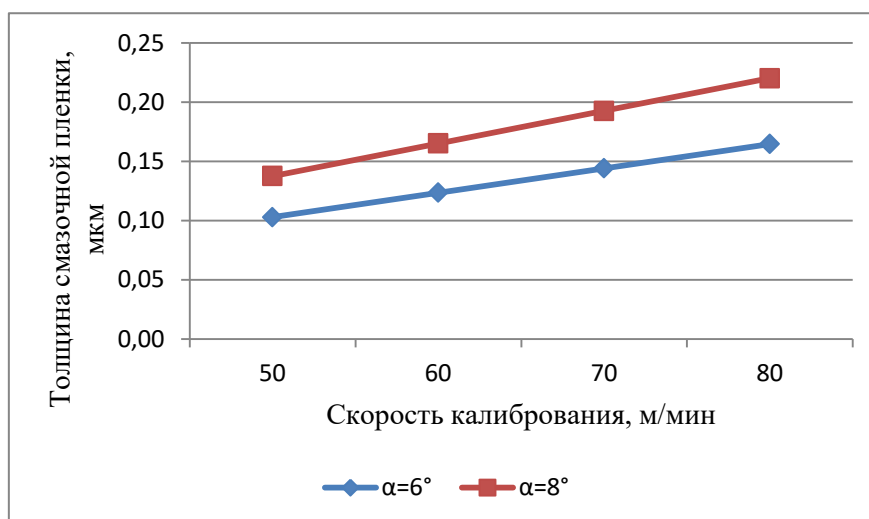


Рис. 6. Зависимость толщины смазочной пленки от скорости калибрования и полуугла рабочего конуса волокна  $\alpha$

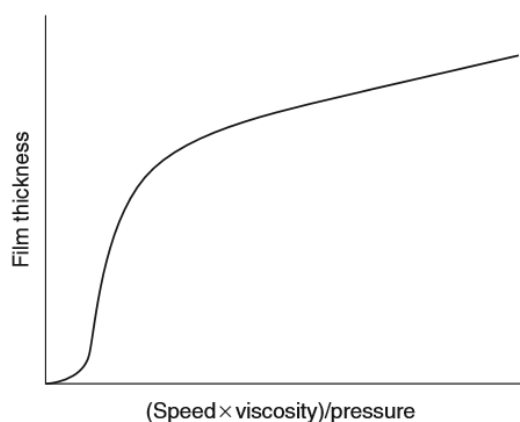


Рис. 7. Зависимость толщины смазочной пленки от скорости, вязкости смазочного материала и нормальных напряжений между металлом и волоком



Важной особенностью процесса производства калиброванного проката являются невысокие, по сравнению с процессами волочения проволоки, скорости волочения – до 80 м/мин. При обработке на таких скоростях ухудшается подача смазочного материала в контактную зону между волокой и металлом [10, 11]. Значительное повышение величины нормальных напряжений  $P$  между металлом и волокой приводит к снижению толщины слоя смазочной пленки в очаге деформации и негативным образом отражается на стабильности процесса волочения. Поэтому увеличивать толщину смазочной пленки следует путем снижения величины нормальных напряжений: рекомендуется назначать величину «эффективной длины» зоны контакта  $L_{эф}$  не более 50% при обязательном контроле энергосиловых параметров волочения и качества изготовления инструмента.

### Выводы

В ходе работы проанализированы режимы волочения, назначаемые на линиях CDS 300/80 и DB 800/40 на ОАО «Магнитогорский метизнокалибровочный завод «ММК-МЕТИЗ» и получены зависимости для выбора геометрии волок по ГОСТ 9453-75 с учетом показателя «эффективной длины» зоны деформации  $L_{эф}$  и абсолютных обжатий. Графики, построенные по результатам расчетов, позволяют выбрать форму волоки и назначить величину абсолютных обжатий для волочения проката круглого сечения с учетом показателя «эффективной длины» зоны деформации  $L_{эф} = 30-50\%$  и условий смазывания при подготовке поверхности металла к волочению дробеметной обработкой.

### Список источников

1. Совершенствование производства калиброванной стали на основе мониторинга деформационных и энергосиловых режимов обработки / А.Г. Корчунов, В.Н. Лебедев, Б.А. Коломиец, К.Г. Пивоварова, А.В. Лысенин // Горный журнал. Черные металлы. 2012. Специальный выпуск. С. 71-74.
2. Жуков Д.В., Статных И.Е. Удаление окалины с поверхности горячекатаного проката перед волочением // Сталь. № 1. 2021. С. 36-38.
3. Gillstrom P., Jarl M. Replacement of pickling with shot blasting for wire rod preparation // Scandi-navian Journal of Metallurgy. 2004. Vol.33. P. 269–278.
4. ГОСТ 9453-75. Волоки-заготовки из твердых спеченных сплавов для волочения проволоки и прутков круглого сечения.
5. Харитонов В.А., Галлямов Д.Э. Производство пружинной проволоки: учеб. пособие. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. 151 с.
6. Roger N. Wright. Wire Technology: Process Engineering and Metallurgy. Jan 21, 2016.
7. Стальная проволока: монография / Х.Н. Белалов, А.А. Клековкин, Н.А. Клековкина, Г.С. Гун, А.Г. Корчунов, М.А. Полякова. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2011. 689 с.
8. Корчунов А.Г., Решетникова Е.С. Исследование точности геометрии волок с помощью 3D-сканирования // Механическое оборудование металлургических заводов. 2021. №2. С. 9-13
9. Gillstrom P., Jarl M. Wear of die after drawing of pickled or reverse bent wire rod. Wear, 262, 858–867, (2007).
10. Контактное трение в процессах обработки металлов давлением / А.Н. Леванов, В.Л. Колмогоров [и др.] М.: Металлургия, 1976. 416 с.
11. Мазур В.Л., Гончаров Ю.В. Особенности развития микрорельефа поверхности металла при волочении // Металлы. №6. 1991. С. 59-66.

### Сведения об авторах

**Корчунов Алексей Георгиевич** – доктор технических наук, профессор кафедры проектирования и эксплуатации металлургических машин и оборудования, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: [international@magtu.ru](mailto:international@magtu.ru)

**Решетникова Елена Сергеевна** – кандидат технических наук, доцент кафедры проектирования и эксплуатации металлургических машин и оборудования ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: [elenresh74@gmail.com](mailto:elenresh74@gmail.com)

**Зайцева Мария Владимировна** – главный специалист Технологического центра ОАО «ММК-МЕТИЗ», г. Магнитогорск, Россия.

**Носов Андрей Николаевич** – ведущий инженер Управления по производству ОАО «ММК-МЕТИЗ», г. Магнитогорск, Россия.

**Исхакова Асия Михайловна** – инженер-технолог Технологического центра ОАО «ММК-МЕТИЗ», г. Магнитогорск, Россия.

**ANALYSIS OF THE RELATIONSHIP BETWEEN THE STRUCTURE OF DEFORMATION ZONE AND LUBRICATION CONDITIONS DURING COLD DRAWING**

**Korchunov Alexey G.** – DrSc (Eng.), professor of chair Design and exploitation metal mashing and equipment Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: [international@magtu.ru](mailto:international@magtu.ru)

**Reshetnikova Elena S.** – PhD (Eng.), associate professor of chair Design and exploitation metal mashing and equipment Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: [elenresh74@gmail.com](mailto:elenresh74@gmail.com)

**Zaytseva Maria V.** – chief specialist of the Technology Center of MMK-METIZ, Magnitogorsk, Russia.

**Nosov Andrey N.** – leading engineer of the Production Department of MMK-METIZ, Magnitogorsk, Russia.

**Ishakova Asia M.** – engineer-technologist of the Technological Center of MMK-METIZ, Magnitogorsk, Russia.

**Abstracts.** The process of drawing calibrated rolled products, taking into account the peculiarities of the state of the surface layer after shot blasting, used as surface preparation on new high-tech lines, requires studying the relationship between the structure of the deformation focus and lubrication conditions. The article presents recommendations on the choice of drawing geometry and the purpose of absolute compression when drawing round-section rolled products on the CDS 300/80 and DB 800/40 lines of EJP company, commissioned at the Magnitogorsk Hardware and Calibration Plant MMK-METIZ. To study the lubrication conditions, the indicator of the "effective length" of the metal contact with the fiber was used, which allows us to estimate the size of the lubricating wedge during drawing. The results of the operation of portages with different geometries, taking into account the lubricants used, are presented. The relevance of the work is due to the replacement of the traditional method of preparing the rolled surface with metal processing with shot.

**Keywords:** shot-blasting, surface, cold drawing, deformation zone, gauged bars, lubricant

---

Ссылка на статью:

Анализ взаимосвязи строения очага деформации и условий смазывания при волочении калиброванного проката / А.Г. Корчунов, Е.С. Решетникова, М.В. Зайцева, А.Н. Носов, А.М. Исхакова // Теория и технология металлургического производства. 2022. №3(42). С. 24-30.  
Korchunov A.G., Reshetnikova E.S., Zaytseva M.V., Nosov A.N., Ishakova A.M. Analysis of the relationship between the structure of deformation zone and lubrication conditions during cold drawing. *Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2022, vol. 42, no. 3, pp. 24-30.

УДК 669.1

Чувашов Д.Н., Немчинова Н.В., Черных В.Е., Тютрин А.А.

## О ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ СИДЕРИТОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЮЖНОГО УРАЛА С ПОЛУЧЕНИЕМ ГРАНУЛИРОВАННОГО ЧУГУНА

**Аннотация.** В виду истощения железорудных месторождений наиболее остро встает вопрос по переработке более бедных и труднообогащаемых руд. Развитие доменного производства чугуна как основного способа переработки рудного железа сдерживается возрастающим дефицитом коксующихся углей и значительными экологическими проблемами. Цель исследований – изучение влияния параметров восстановительного процесса и состава шихты на получение железа прямого восстановления (гранулированного чугуна) при переработке сидеритовой руды ООО «Бакальское рудоуправление» Южного Урала (г. Бакал Челябинской обл.) с целью получения гранулированного чугуна. Объектом исследований явились образцы сидеритовой руды с содержанием оксида железа ~49,5 мас. % (по данным рентгенофлуоресцентного анализа). Основными минералами в пробе руды являются сидерит (~90%), доломит (~10%), также зафиксированы следы кварца. В качестве восстановителя для извлечения железа из руды использовался каменный уголь Шубаркольского месторождения (г. Караганда, Казахстан) с крупностью частиц 0,25 мм. Магnezит, оксиды кальция и кремния (с крупностью частиц не более 0,1 мм) добавляли в шихту в качестве флюсов до получения шлака следующего состава, мас. %: CaO – 25, SiO<sub>2</sub> – 55, MgO – 20. В экспериментах по отработке технологии окускования шихты применяли карбоксиметилцеллюлозу как связующее. Плавку окомкованной шихты проводили по температурному режиму: загрузка в печь – при 1200°C, последующий постепенный (в течение 10 мин) нагрев до 1350°C, следующие 10 мин – нагрев до 1400°C и выдержка при этой температуре в течение 5 мин. В результате проведенных экспериментов подтвердилась возможность получения чугуна из исследуемой сидеритовой руды, однако извлечение железа оказалось довольно низким – 38%. В дальнейшем планируется обогатить данную руду и провести эксперименты по получению гранулированного чугуна из концентрата.

**Ключевые слова:** Бакальское рудоуправление, сидеритовые руды, гранулированный чугун, окатыши, шлак, чугун

### Введение

Согласно современным оценкам ведущих мировых экспертов, сталь по-прежнему является одним из самых востребованных материалов в различных областях потребления [1-8]. Благодаря высоким темпам внедрения передовых технологий в металлургию железа за последние десять лет возросла доля использования сталей новых марок более высокого качества. Как известно, высококачественные сорта стали можно получать только из рудного сырья [9].

Несмотря на широкое распространение доменного производства чугуна [10], в настоящее время успешно развиваются альтернативные технологии, поскольку развитие производства чугуна доменным способом (как основным видом переработки железосодержащих руд) сдерживается возрастающим дефицитом коксующихся углей и повышением экологических требований к металлургическому производству [11, 12].

Дальнейшее развитие металлургии железа как в нашей стране, так и за рубежом направлено по пути выполнения следующих требований для внедрения в практику: снижение энергоемкости производства; отказ от использования в восстановительном процессе доменного кокса; уход от необходимости агломерации дисперсного оксидсодержащего материала; применение доступных углей в качестве восстановителя и энергетического источника; разработка эффективных технологий, позволяющих использовать низкокачественные железосодержащие руды и концентраты.

Увеличение применения технологий прямого восстановления железа говорит о том, что получение

металла из руд и железорудных концентратов бескоксовыми способами позволяет получать чистый по содержанию примесей металл, который используется, как правило, в электросталеплавильных печах мини-заводов, где требования к качеству металла возрастают в связи с развитием технологии производства новых марок сталей, тонких слэбов и непрерывной прокатки.

### Объект исследований

Исходным сырьем для лабораторных исследований по получению гранулированного чугуна явилась руда ООО «Бакальское рудоуправление» (БРУ) Южного Урала (г. Бакал Саткинского района Челябинской обл.).

Запасы, стоящие на балансе БРУ, насчитывают 6 месторождений общим объемом 998 млн т. По состоянию на 2006 г. основные запасы были представлены категориями В+С1 (более 427 млн т), сидериты (более 413 млн т), кварциты (78 млн т) и бурые железняки (13 млн т). Месторождение Бакальской группы представлено преимущественно сидеритовыми рудами. Верхние части залежей подверглись окислению и превратились в бурые железняки с содержанием железа до 52%. Кроме залежей железосодержащей руды, месторождение характеризуется значительными запасами кварцита, пригодного к использованию в производстве ферросплавов и огнеупоров, а также известняка высокого качества с поверхностным залеганием.

На сегодняшний день все запасы бурых железняков практически полностью выработаны, что и ставит задачу по поиску новой технологии, позволяющей эффективно перерабатывать данные сидеритовые руды.

© Чувашов Д.Н., Немчинова Н.В., Черных В.Е., Тютрин А.А., 2022

К преимуществам использования железорудного сырья Бакальского месторождения следует отнести большие разведанные запасы сидеритовых руд, низкое содержание в них вредных примесей (в частности, серы и фосфора), наличие необходимой инфраструктуры и трудовых ресурсов, а также благоприятное географическое расположение месторождения, что способствует низким затратам на доставку сырья потребителям [13].

### Отбор пробы для исследований

Полученная для исследования руда измельчалась до крупности частиц 0,5 мм, проба отбиралась методом квартования. Следующим этапом пробоподготовки было истирание руды до крупности частиц материала 0,074 мм.

Химический анализ усредненной пробы железосодержащего сырья на содержание железа и других компонентов осуществляли рентгенофлуоресцентным методом (РФА) при помощи спектрометра с волновой дисперсией S8 TIGER (Bruker, Германия). В качестве излучателя использовались таблетки, спрессованные из анализируемого материала массой ~1 г на подложке из борной кислоты. Для проведения качественного и полуколичественного анализа химического состава образцов на содержание углерода использовался метод Best Detection с вакуумным режимом, который сопровождается программным обеспечением QUANT EXPRESS. Анали-

тические линии химических элементов для данного метода градуированы в прикладной лаборатории Bruker, а градуировочные коэффициенты сохранены непосредственно в библиотеке линий, для коррекции матричных эффектов использованы теоретические переменные  $\alpha$ -коэффициентов. По умолчанию QUANT EXPRESS выполняет измерения в режиме сканирования, что позволяет проверить наложение аналитических линий с близкими энергиями возбуждения, получить более детальную информацию об образце. Полуколичественный анализ согласно ГОСТ 41-08-205-04 «Методики количественного химического анализа» относится к V категории точности. Результаты анализа получены при помощи метода QUANT EXPRESS. Сводные данные приведены в табл. 1.

Для определения фазового состава образцы железосодержащего сырья истирали в агатовой ступке со спиртом и исследовали методом порошковой дифракции на рентгеновском дифрактометре ДРОН 3.0 (Россия). Условия съемки: излучение –  $\text{CuK}\alpha$ ,  $V= 30$  кВ,  $I = 20$  мА, угловой диапазон  $3 - 55^\circ 2\theta$ , шаг сканирования –  $0,05^\circ$ , экспозиция – 1 с/шаг. Фазовый состав проб расшифрован с помощью программы поиска фаз (Diffracplus, PDF-2, 2007 г.). Количественное соотношение компонентов рассчитано по корундовым числам методом RIR. Полученные соотношения фаз носят приближенный характер.

Таблица 1

Химический состав руды ООО «Бакальское рудоуправление»

Наименование компонентов																
$\text{Fe}_2\text{O}_3$	MgO	CaO	$\text{SiO}_2$	MnO	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{K}_2\text{O}$	$\text{SO}_3$	Cl	$\text{TiO}_2$	$\text{P}_2\text{O}_5$	NiO	CuO	Cr	SrO	ZnO	C
Содержание, мас. %																
49,49	17,61	7,32	1,9655	1,04	0,77	0,10	0,03	0,02	0,02	0,01	0,0086	0,0045	0,0042	0,0039	0,0033	21,6

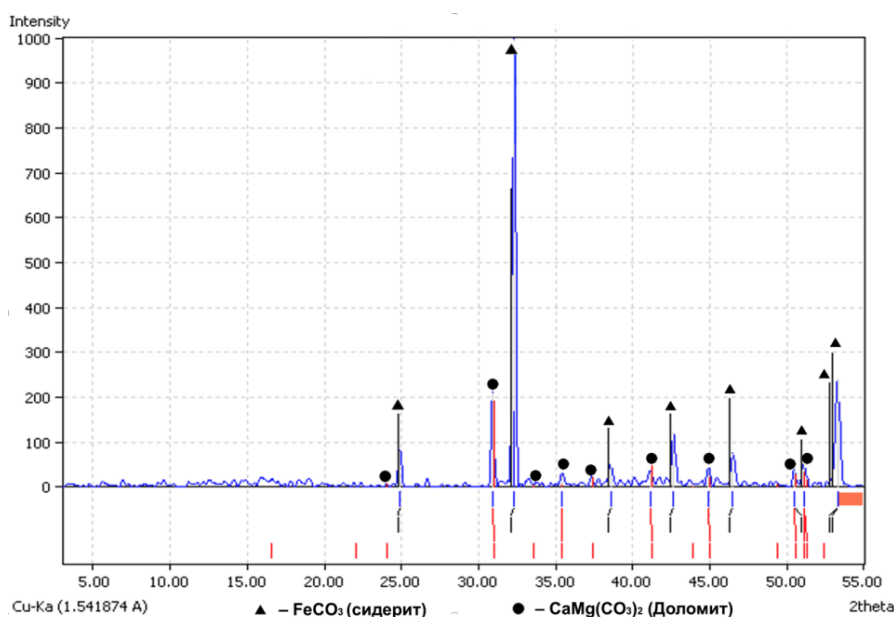


Рис. 1. Рентгенограмма образца руды БРУ

Согласно данным рентгенофазового анализа, проба руд содержит сидерит  $90\pm 5\%$ , доломит –  $10\pm 5\%$ , зафиксированы следы кварца. В пробе сидерит имеет межплоскостные расстояния меньше на  $0,02 \text{ \AA}$ , чем у эталонного образца (в эталоне –  $2,79 \text{ \AA}$ ); вероятно, в данном случае зафиксирован минерал изоморфного ряда магнезит-сидерит, где содержание  $\text{FeCO}_3$  составляет  $60\%$ .

### Подготовка шихты для проведения экспериментальных работ

Цель исследований заключается в изучении влияния параметров восстановительного процесса на получение железа прямого восстановления (гранулированного чугуна) при переработке сидеритовой руды БРУ. На начальных этапах исследований ставилась задача определить возможность получения гранулированного чугуна при переработке данной руды и определить условия проведения процесса.

В качестве углеродистого восстановителя в экспериментах по восстановлению железа из руды БРУ использовался каменный уголь Шубаркольского месторождения (г. Караганда, Казахстан) [14], крупность частиц данного угля не превышала  $0,25 \text{ мм}$ . Основные технические характеристики данного углеродсодержащего восстановителя приведены в табл. 2.

В качестве флюсов для образования шлака в экспериментальных работах по получению гранулированного чугуна использовали магнезит и оксиды кальция и кремния (химические реагенты марки «Ч») с крупностью частиц не более  $0,1 \text{ мм}$ . В экспериментах по отработке методики окомкования шихты применяли карбоксиметилцеллюлозу (КМЦ) как связующее.

Количество вводимых в шихту флюсов –  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$  и  $\text{SiO}_2$  – рассчитывали с учетом формирования шлака указанного состава с учетом наличия этих компонентов в железосодержащем рудном сырье и восстановителе.

### Теоретические основы получения гранулированного чугуна

Предварительный металлургический расчет состава шихты для плавки базировался на следующих положениях:

- процесс осуществляется на полное восстановление оксида железа до металлического с образованием жидкого сплава железа с углеродом (при содержании последнего  $3,0\text{--}4,3\%$ ) с температурой плавления  $\sim 1140\text{--}1280^\circ\text{C}$ ;
- процесс ведется с образованием относительно легкоплавкого шлака с содержанием компонентов на основе диаграммы состояния системы  $\text{CaO-SiO}_2\text{-MgO}$  с температурой плавления  $\sim 1300\text{--}1380^\circ\text{C}$  (рис. 2) [15].

Таблица 2

Характеристика каменного угля Шубаркольского месторождения

Показатели технического анализа*, %			Наименование компонентов																
$V_{\text{dat}}$	$W_{\text{tr}}$	$A^d$	Элементный состав, мас. %					Содержание в золе, мас. %											
			C	H	O	N	S	$\text{SiO}_2$	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{CaO}$	$\text{TiO}_2$	NiO	MnO	$\text{V}_2\text{O}_5$	$\text{P}_2\text{O}_5$	CuO		
43,5	14,5	1,7	54,1	10,86	31,63	3,01	0,4	56,374	5,8	25,3	10,7	0,62	0,022	0,094	0,014	1,05	0,026		

\* $A^d$  – зольность,  $V_{\text{dat}}$  – летучие,  $W_{\text{tr}}$  – влажность

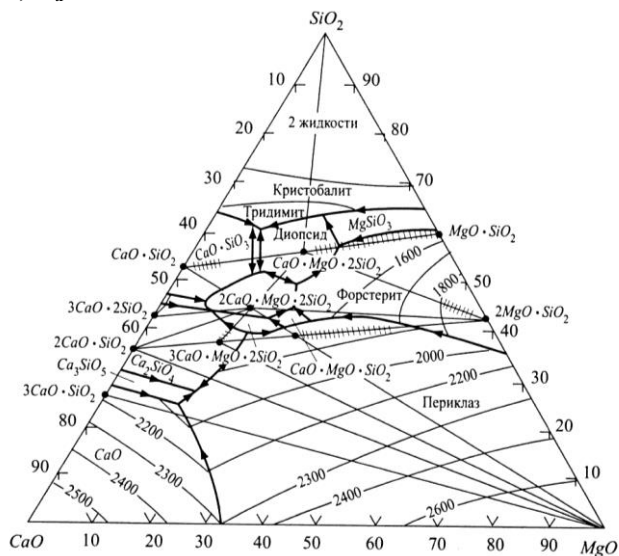


Рис. 2. Диаграмма состояния системы  $\text{CaO-SiO}_2\text{-MgO}$



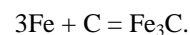
Химизм процесса металлизации железорудного сырья заключается в превращении оксидного железа, находящегося в виде  $Fe_2O_3$ ,  $Fe_3O_4$  и  $FeO$ , в металлическое железо. Процесс восстановления железа из оксидов (по принципу А.А. Байкова о последовательности превращений) проходит путем ступенчатого перехода от высших оксидов к низшим по схеме:  $Fe_2O_3 \rightarrow Fe_3O_4 \rightarrow FeO \rightarrow Fe$  [16].

Наиболее легко восстановимым оксидом железа является  $Fe_2O_3$ . При температуре 300–350°C он начинает восстанавливаться до  $Fe_3O_4$ . Восстановление же  $Fe_3O_4$  начинается при температуре более 450°C, данная реакция является эндотермической.

Реакция взаимодействия  $FeO$  с  $CO$  начинается при более высоких температурах (~ 750–800°C) и сопровождается выделением тепла.

Суммарный тепловой эффект превращения трех молекул  $Fe_2O_3$  в металлическое железо составляет 77,23 кДж и характеризуется в целом как экзотермический. При этом восстановитель – монооксид углерода – генерируется в системе за счет взаимодействия диоксида углерода, образующегося при сжигании топлива, с углеродом угля, входящего в состав окомкованной шихты, по известной реакции Будуара.

Помимо описанных выше реакций, в системе протекает реакция науглероживания металлического железа, которая приводит к образованию карбида железа:



В отличие от чистого железа, науглероженное железо имеет более низкую температуру плавления. Так, если у чистого железа температура плавления равна 1539°C, то при содержании углерода 2 и 4% данный показатель снижается до 1380 и 1170°C соответственно. В результате расплавления науглероженное железо переходит в жидкое состояние, и вследствие когезии мелких частичек в более крупные образуются капли расплавленного железа.

Формирование чугуна в самостоятельную фазу зависит и от образующегося шлака, температура плавления которого должна находиться в интервале температур 1300–1380°C. Состав шлакообразующих компонентов рассчитывается на основе трехкомпонентной системы  $CaO-SiO_2-MgO$ .

В расплавленном состоянии металл и шлак представляют собой несмешивающиеся жидкости, разделяющиеся благодаря различию в плотностях и имеющие границу раздела с разной поверхностной энергией (межфазным натяжением). При охлаждении железосодержащий расплав кристаллизуется с образованием отдельных самостоятельных фаз: шлака и чугуна. В общем виде стадии процесса получения гранулированного чугуна представлены на рис. 3.

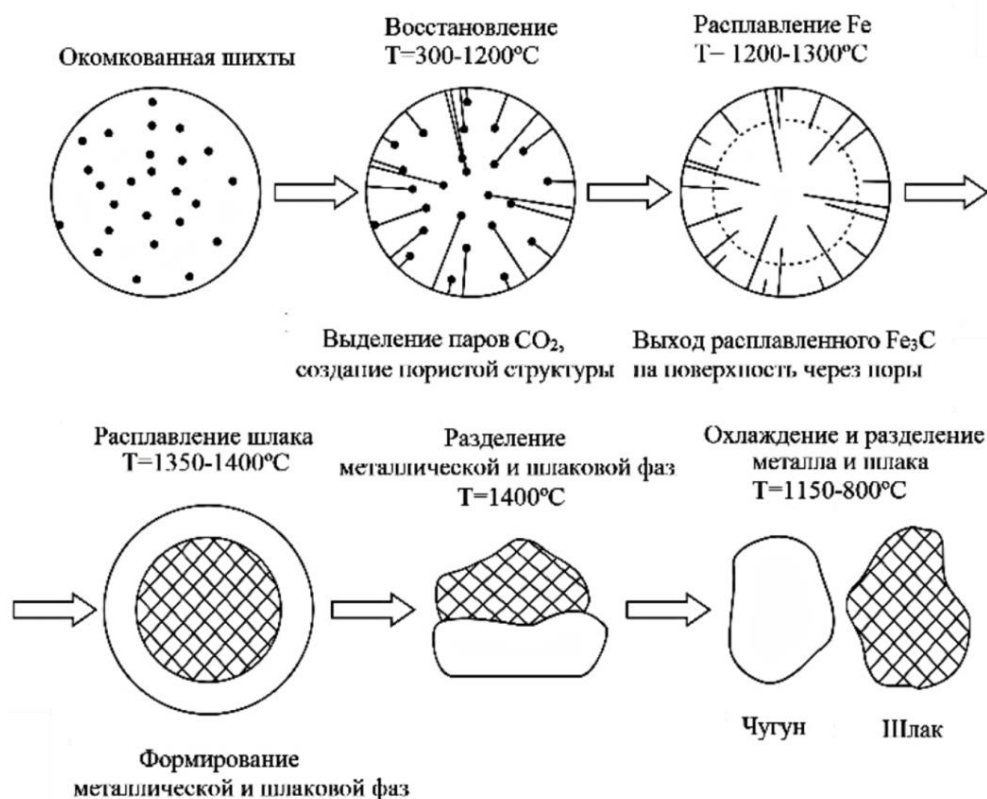


Рис. 3. Стадии процесса получения гранулированного чугуна

### Методика лабораторных исследований

Методика лабораторных исследований заключается в отработке параметров углетермического восстановления железосодержащего сырья БРУ с получением гранулированного чугуна.

Взвешивание компонентов шихты и продуктов плавки проводились на лабораторных весах A&D DL-200 с точностью измерения 0,001 г. Навески компонентов шихты высыпали в фарфоровую ступку и смешивали до однородного состояния.

Для проведения экспериментов по плавке необходимо использовать окомкованную шихту. Для этого к подготовленной смеси добавляли отмеренный объем воды с получением густой пасты, из которой получали окатыши массой 10-15 г. Влажные окатыши сушили в лабораторной муфельной электропечи ЭКПС 10 (ОАО «Смоленское СКТБ СПУ», Россия) при температуре 200°C в течение 30 мин.

Высокотемпературную обработку железосодержащих окатышей осуществляли в лабораторной высокотемпературной печи LHT 08/17 (Nabertherm, Германия). С целью воспроизводства в проводимых экспериментах условий, существующих в промышленной кольцевой подовой печи (планируемой в дальнейшем в качестве основного металлургического агрегата для переработки железосодержащих руд и концентратов при использовании разрабатываемой технологии), эксперименты проводились в следующей последовательности:

– в корундовый тигель объемом ~55 мл насыпали 20-30 г углеродистого восстановителя крупностью частиц 0,5-1,0 мм;

– в тигель на поверхность угля помещали подготовленный окатыш;

– тигель с окатышем загружали в печь при температуре 1200°C;

– высокотемпературную обработку окатыша проводили с нагревом до 1400°C (рис. 4);

– тигель с продуктами плавки извлекали из печи, охлаждение продуктов плавки осуществлялось в емкости с водой, затем проводили внешний осмотр и взвешивание продуктов плавки.

На основании полученных данных по характеру разделения продуктов плавки (гранул чугуна и шлака), массе этих продуктов и их химическому составу делался вывод об оптимальности состава шихты и температуры плавки. Полученные пробы чугуна направляли на анализ их химического состава. Шлак анализировали на содержание основных компонентов методом РФА с помощью спектрометра S8 TIGER. Результаты экспериментов представлены в табл. 3.

Высокотемпературную обработку окатыша проводили по следующему температурному режиму: загрузка в печь – при 1200°C, последующий постепенный (в течение 10 мин) нагрев до 1350°C, следующие 10 мин – нагрев до 1400°C и выдержка при этой температуре в течение 5 мин (см. рис. 4).



Рис. 4. Температурный режим плавки шихты из сидеритовой руды БРУ

Таблица 3

Условия и результаты проведения опытных испытаний по получению гранулированного чугуна

Номер шихты	Содержание в шихте, %						Масса, г			Извлечение Fe в готовый продукт, %
	Руда БРУ	Уголь	CaO	SiO <sub>2</sub>	КМЦ	Вода	Вес окатыша после сушки	Чугун	Шлак	
1	45,61	6,52	6,63	21,02	0,68	19,54	11,382	0,898	6,68	36,80
2	45,62	6,52	6,63	21,02	0,66	19,55	12,52	0,957	6,56	38,16
3	45,62	6,52	6,63	21,02	0,66	19,55	12,54	0,971	6,53	38,70
4	45,62	6,52	6,63	21,02	0,66	19,55	12,48	0,93	6,59	37,12

Химический состав гранулированного чугуна, полученного из руды БРУ

Элементы	Fe	C	Si	S	Ni	Cu
Содержание, мас. %	96,64	3,07	0,09	0,1	0,06	0,04

Наряду с низким содержанием железа руда БРУ содержит большое количество MgO в своем составе (см. табл. 1). MgO в известных пределах понижает температуру плавления шлага. В зависимости от содержания в шлагах прочих компонентов температура плавления может понижаться иногда при возрастании содержания MgO до 10-20%. По достижении некоторого значения содержания MgO, дающего минимальную температуру плавления, дальнейшее возрастание содержания оксида магния вызывает повышение температуры плавления шлага в целом. Исходя из этого, можно сделать вывод, что высокое содержание MgO в руде затрудняет процесс получения гранулированного чугуна. Вместе с тем стоит отметить, что в результате нагрева FeCO<sub>3</sub> и его диссоциации будет образовываться CO<sub>2</sub>, который по реакции Будуара ( $C + CO_2 = 2CO$ ) будет выступать источником образования CO, то есть восстановителя для оксида железа, находящегося в руде. Исходя из этого, нами было снижено расчетное количество восстановителя (каменного угля) в составе шихты. Состав шихты формировался на основе трехкомпонентной системы CaO-SiO<sub>2</sub>-MgO с получением относительно легкоплавкого шлага (с температурой плавления ~ 1360°C) и с примерным содержанием компонентов в нем, мас. %, соответственно: CaO – 25, SiO<sub>2</sub> – 55, MgO – 20 (см. рис. 2).

В ходе серии экспериментов было установлено, что получение гранулированного чугуна непосредственно из руды БРУ возможно. Пробы чугуна анализировались на содержание железа и основных примесей рентгеноспектральным микроанализом на анализаторе Camebax SX50 (Camesa, Франция) (табл. 4).

В продуктах плавки преобладающим по массе и объему являлся шлаг, чугун имел форму гранулы с размерами 3-5 мм (рис. 5). Однако извлечение железа в чугун составило всего 38%. Невысокое извлечение железа в целевой продукт обусловлено низким содержанием железа в шихте и большим количеством шлага, который не позволяет части расплавленного железа собраться в одну каплю. Соотношение (в % по массе) продуктов плавки – чугун/шлаг – составило ~12/88.

### Заключение

Проведенные экспериментальные работы подтвердили возможность получения гранулированного чугуна непосредственно из сидеритовой руды Бакальского месторождения, однако в виду низкого содержания железа в исходной руде его извлечение в целевой продукт также оказалось не столь высоким – 38%.

Следовательно, необходимо совершенствовать технологию переработки данной сидеритовой руды путем предварительного обогащения, что позволит более полноценно извлечь ценный компонент.

Альтернативным вариантом можно считать использование руды в качестве добавки к более богатым (по содержанию железа) рудам и другим железосодержащим материалам.



Рис. 5. Продукты плавки шихты на основе руды ООО «Бакальское рудоуправление»



## Список источников

1. Backman J., Kyllönen V., Helaakoski H. Methods and Tools of Improving Steel Manufacturing Processes: Current State and Future Methods // IFAC PapersOnLine, 2019. Vol. 52. Issue 13. P. 1174–1179. <https://doi.org/10.1016/j.ifacol.2019.11.355>.
2. Wang P., Ryberg M., Yang Y., Feng K., Kara S., Hauschild M., et al. Efficiency stagnation in global steel production urges joint supply- and demand-side mitigation efforts // Nature Communication, 2012. No.12. Article number: 2066. <https://doi.org/10.1038/s41467-021-22245-6>.
3. Liu Q., Cho J.-W., Pereloma E. Editorial: Advances in Steel Manufacturing and Processing // Frontiers in Materials, 2021. No. 8. Article number: 708572. <https://doi.org/10.3389/fmats.2021.708572>.
4. Sun Y., Tian S., Ciais P., Zeng Z., Meng J., Zhang Z. Decarbonising the iron and steel sector for a 2 °C target using inherent waste streams // Nature Communication, 2022. No. 13. Article number: 297. <https://doi.org/10.1038/s41467-021-27770-y>.
5. Sonter L., Barrett D., Moran C., Soares-Filho B. Carbon emissions due to deforestation for the production of charcoal used in Brazil's steel industry // Nature Climate Change, 2015. No. 5. P. 359–363. <https://doi.org/10.1038/nclimate2515>.
6. Fennell P., Driver J., Bataille C., Davis S. Cement and steel: nine steps to net zero // Nature. 2022. Vol. 603. P. 574–577. <https://doi.org/10.1038/d41586-022-00758-4>.
7. Sheshukov O., Mikheenkov M., Vedmid L. Features of Technogenic Iron Oxide Recovery // IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, 2020. No. 969. P. 12–52. <https://doi.org/10.1088/1757-899X/969/1/012052>.
8. Nielsen H. Technology and scale changes: The steel industry of a planned economy in a comparative perspective // Economic History of Developing Regions, 2018. Vol. 33. Issue 2. P. 90–122. <https://doi.org/10.1080/20780389.2018.1432353>.
9. Дорофеев Г.А., Зинягин Г.А., Макаров А.Н. Производство стали на основе железа прямого восстановления: монография. Старый Оскол: ООО «Тонкие наукоемкие технологии», 2021. 324 с.
10. Товаровский И.Г., Лялюк В.П., Эволюция доменной плавки. Днепропетровск: Пороги, 2001. 424 с.
11. Улучшение эколого-экономических параметров технологий литейного производства на основе использования рентгеновской вычислительной томографии / Самочкин В.Н., Барахов В.И., Васин Л.А., Курский В.А. // Известия ТулГУ. Науки о земле. 2018. № 4. С. 33–41.
12. Леонтьев Л.И., Колпаков С.В., Селиванов Е.Н. Современные проблемы металлургии России и Урала // Недвижимость и инвестиции. Правовое регулирование, 2007. № 3–4(32–33). С. 1–6.
13. Панишев Н.В., Бигеев В.А., Дудчук И.А. Опыт проблемы и перспективы переработки шпатовых железняков Бакальского месторождения // Теория и технология металлургического производства. 2017. № 1(20). С. 7–15.
14. Анализ возможного использования углей месторождения Шубарколь при выплавке технического кремния / Сафонов А.А., Маусымбаева А.Д., Портнов В.С., Парафилов В.И., Коробко С.В. // Уголь. 2019. № 2(1115). С. 68–72.
15. Диаграммы состояния силикатных систем: справочник. Выпуск третий. Тройные силикатные системы / Торопов Н.А., Барзаковский В.П., Ланин В.В., Курцева Н.Н., Бойкова А.И.; под ред. В.П. Барзаковского. Л.: Наука, Ленингр. отд., 1972. 448 с.
16. Рощин В.Е., Рощин А.В. Физика пирометаллургических процессов. М: Инфа-Инженерия, 2021. 301 с.

## Сведения об авторах

**Чувашов Дмитрий Николаевич** – аспирант кафедры металлургии цветных металлов, ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Россия. E-mail: dimachuvashov@list.ru

**Немчинова Нина Владимировна** – доктор технических наук, профессор, заведующая кафедрой металлургии цветных металлов, ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Россия. E-mail: ninavn@yandex.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-9895-1709>

**Черных Владимир Евгеньевич** – главный специалист ООО «Инновационные технологии экологии и металлургии» (ООО «ИТЭМ»), г. Иркутск, Россия. E-mail: vchernih@38.mtrci.ru

**Тютрин Андрей Александрович** – кандидат технических работ, доцент, доцент кафедры металлургии цветных металлов, ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Россия. E-mail: an.tu@inbox.ru. ORCID: <http://orcid.org/0000-0001-9983-2680>

**ON THE POSSIBILITY OF PROCESSING SOUTH URAL DEPOSIT'S SIDERITE ORES TO PRODUCE GRANULATED IRON**

**Chuvashov Dmitrii N.** – post-graduate student of the Department of Non-Ferrous Metallurgy, Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk, Russia. E-mail: dimachuvashov@list.ru

**Nemchinova Nina V.** – Doctor of Technical Sciences, Professor, Head of the Department of Non-ferrous Metallurgy, Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk, Russia. E-mail: ninavn@yandex.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-9895-1709>

**Chernykh Vladimir E.** – Main specialist of LLC “Innovative Technologies of Ecology and Metallurgy” (LLC “ITEM”), Irkutsk, Russia. E-mail: vchernih@38.mtrci.ru

**Tyutrin Andrey A.** – Candidate of Technical Works, Associate Professor, Associate Professor of the Department of Non-ferrous Metallurgy, Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk, Russia. E-mail: [an.tu@inbox.ru](mailto:an.tu@inbox.ru). ORCID: <http://orcid.org/0000-0001-9983-2680>

**Abstract.** Depleting iron-ore deposits put the problem of processing poorer and hard-to-dress ores point-blank. Developing blast-furnace ironmaking as the key iron ore processing technique is hindered by the growing shortage of coking coal and significant environmental issues. The research is aimed at studying the impact of the charge reduction parameters and composition on the direct-reduced (granulated) ironmaking when processing South Ural Bakal Mining Administration LLC’s siderite ore (Bakal, Chelyabinsk Region) to obtain granulated iron. The research object was siderite ore samples with an iron oxide content of ~49.5 % wt. (according to X-ray fluorescence analysis). The basic ore sample minerals are siderite (~90 %) and dolomite (~10 %); traces of quartz are also detected. As a reducing agent to extract iron from ores, the Shubarkol deposit (Karaganda, Kazakhstan) coal with 0.25 mm particles was used. Magnesite and calcium and silicon oxides (with 0.1 mm max. particles) were added to the charge as fluxes to obtain a slag of the following composition, % wt.: 25 CaO, 55 SiO<sub>2</sub>, 20 MgO. Carboxymethyl cellulose was used as a binder in the charge sintering technology adjustment experiments. The temperature regime of the pelletized charge melting was as follows: furnace charging at 1200°C, gradual (for 10 min) heating up to 1350 °C, heating up to 1400°C for the next 10 min, and holding at this temperature for 5 min. The experiments confirmed the possibility of ironmaking from the siderite ore being studied, however, the iron extraction turned out to be quite low – 38 %. It is further planned to concentrate this ore and perform experiments to obtain granulated iron from the concentrate.

**Key words:** Bakal Mining Administration, siderite ores, granular pig iron, pellets, slag, pig iron.

---

Ссылка на статью:

О возможности переработки сидеритовых руд месторождения Южного Урала с получением гранулированного чугуна / Д.Н. Чувашов, Н.В. Немчинова, В.Е. Черных, А.А. Тютрин // Теория и технология металлургического производства. 2022. №3(42). С. 31-38.  
Chuvashov D.N., Nemchinova N.V., Chernykh V.E., Tyutrin A.A. On the possibility of processing South Ural deposit’s siderite ores to produce granulated iron. *Teoria i tehnologiya metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2022, vol. 42, no. 3, pp. 31-38.



## ИНФОРМАЦИОННОЕ ПИСЬМО

*Уважаемые коллеги!*

Приглашаем Вас принять участие в издании научного журнала «Теория и технология металлургического производства» («*Teoriã i tehnologiã metallurgiçeskogo proizvodstva*») (Аббревиатура: **Teor. tehnol. metall. proizv.**) Периодичность издания – 4 раза в год.

Журнал зарегистрирован в Научной электронной библиотеке, включен в базу данных Российского индекса научного цитирования (РИНЦ). ISSN 2311-5378. Не забывайте в библиографических ссылках статей указывать свои труды и труды Ваших коллег для повышения индекса научного цитирования и изданий в целом.

**Журнал включает в себя следующие разделы:**

1. Металловедение и термическая обработка металлов и сплавов.
2. Металлургия черных, цветных и редких металлов.
3. Литейное производство.
4. Обработка металлов давлением.

Для публикации статьи в журнале необходимо представить **следующие материалы:**

- электронную версию статьи выслать по электронной почте;
- экспертные заключения о возможности опубликования от всех организаций, сотрудниками которых являются авторы статьи;
- контактный E-mail: , контактный телефон, почтовый адрес для получения экземпляра журнала;
- адрес редакции Ленина пр., д. 38, г. Магнитогорск, 455000. Тел. (3519) 29-85-18, E-mail: TТаPEoMP@mail.ru; ttmp@magtu.ru.
- лицензионный договор на передачу прав
- авторская справка

Авторам, представившим статьи для публикации, будет выслан один экземпляр журнала. Материалы, переданные в журнал, редакционной коллегией не возвращаются.

**Статьи должны быть выполнены в текстовом редакторе MS Office Word 2007 и оформлены в соответствии со следующими требованиями:**

- формат страницы – А4 (210x297мм), отступы: слева, справа и сверху по 18 мм, снизу – 20 мм; нумерация страниц снизу по центру;
- шрифт основного текста – Times New Roman размера 12 пунктов;
- межстрочный интервал – одинарный;
- отступ перед каждым абзацем (красная строка) – 5 знаков (примерно 10 мм);
- формулы должны быть набраны в тексте, вписывание формул от руки не допускается; размер базового шрифта в формулах – 12 пунктов;
- горизонтальные страницы допускается оформить отдельно от вертикальных страниц статьи, они должны быть также формата А4;
- рисунки должны быть вставлены в текст;
- не допускается разрыв таблиц, рисунков, заголовков при переходе со страницы на страницу;
- статья должна включать: УДК, авторов, название, аннотацию, ключевые слова, текст, список литературы, сведения об авторах.
- структура основной части статьи: введение, теория, результаты исследования, заключение. Пример оформления статьи приведен в (Приложении 1).
- аннотация (*Abstracts*) (150-250слов), выполняется курсивом (аннотация должна быть логически выстроена);
- ключевые слова (*Keywords*) (5-15 основных терминов), выполняется курсивом;
- список литературы выполняется в соответствии с требованиями (пример оформления литературы приведен в (Приложении 2);
- сведения об авторах (*Information about authors*) должны включать: Ф.И.О. полностью, должность, место работы, ученая степень, ученое звание, контактный телефон, электронный и почтовый адреса;
- в конце статьи дается английская версия фамилий, инициалов авторов, названия статьи, авторского резюме, ключевых слов, сведений об авторах. **За качество перевода несут ответственность авторы статьи. Использование электронного переводчика не допустимо.**

Редакционная коллегия оставляет за собой право исправлять орфографические ошибки без согласования с авторами.

*Пример оформления статьи*

УДК 621.746.5.047

Столяров А.М., Шевченко Е.А.

**УЛУЧШЕНИЕ КАЧЕСТВА УЗКИХ ГРАНЕЙ СЛЯБОВОЙ НЕПРЕРЫВНОЛИТОЙ ЗАГОТОВКИ***Аннотация. 150-250 слов**Ключевые слова: 5-15 основных терминов*

Текст статьи

Список литературы

Сведения об авторах

Stolyarov A.M., Shevchenko Y.A.

**IMPROVING THE QUALITY OF NARROW FACES CONTINUOUS SLAB BILLET***Abstract. 150-250 words**Keywords: 5-15 basic terms**References:**Information about authors**Пример оформления литературы***Список литературы**

1. Шевченко Е.А., Столяров А.М., Шаповалов А.Н. Изучение качества слябовой заготовки, отлитой на криволинейной МНЛЗ с вертикальным участком // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №1 (41). С. 27 – 30.
2. Шевченко Е.А., Столяров А.М., Шаповалов А.Н. Влияние температуры разливаемого металла на качество непрерывнолитого сляба и листового проката // Теория и технология металлургического производства: межрегион. сб. науч. тр. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И.Носова, 2012. Вып.12. С. 68–74.
3. Пат. 2061756 РФ, МПК С 21 В 7/00. Доменная печь / Курбацкий М.Н., Манаенко И.П., Монастырков В.П. и др.; заявитель и патентообладатель ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», Товарищество с ограниченной ответственностью «Техника и технология» (RU). № 9305232/02; заявл. 18.11.93; опубл. 10.06.96, Бюл. № 16. 4 с.: ил.
4. Донсков Е.Г., Лялюк В.П., Севернюк В.В. Работа воздушных фурм доменных печей. Днепропетровск: Пороги, 1997. 120 с.
5. Лукашов Г.Г., Савелов Н.И., Плискановский С.Т. Опыт работы доменных печей на воздушных фурмах различного диаметра // Сталь. 1972. № 7. С. 587-589.
6. Максимов Е.В, Альжанов М.К., Ержанов У.К. Влияние параметров фурмы на перепад газа в доменной печи. // Тез. докл. III Международного конгресса доменщиков. Новокузнецк, 1995. С.120.

*На английском языке:* Авторы (транслитерация). Название статьи на английском языке. Название журнала курсивом (транслитерация) [Название журнала на английском языке (если есть)]. Выходные данные на английском языке, либо цифровые.

1. Moshkunov V.V., Stolyarov A.M., Kazakov A.S. Determination of the length to point of solidification in strands of Peritectic Low Alloyed steels for pipes with using “Mini whale” effect. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tehnicheskogo universiteta im. G.I.Nosova* [Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University]. 2012, no. 1(37), pp. 24-26.

**Ответственный по изданию журнала: канд. техн. наук. Тютеряков Н.Ш.**

По всем вопросам обращаться по тел.: +7 (3519)29-85-18, 89049410710, либо по E-mail: [ttmp@magtu.ru](mailto:ttmp@magtu.ru)