

ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

№ 1 (52) 2025

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 Metallurgy 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 материалообработки, д-р техн. наук,
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»

Научный редактор:

Н.Ш. Тютеряков – 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», 2025

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: TTaPEoMP@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 28.03.2025. Заказ 93. Тираж 500 экз.
Цена свободная.

THE THEORY AND PROCESS ENGINEERING OF METALLURGICAL PRODUCTION

No. 1 (52) 2025

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. Ostrovski – 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”, 2025

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 28.03.2025. Order 93. Circulation: 500.
Open price.

СОДЕРЖАНИЕ

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ.....	4
Харченко А.С., Сибгатуллин С.К., Сысоев В.И., Логачев Г.Н., Решетова И.В., Харченко Е.О., Свиридова М.А. ИССЛЕДОВАНИЕ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ПРОЦЕССА ПРИ ЗАМЕНЕ СИДЕРИТОВ НА РУДУ МЕСТОРОЖДЕНИЯ БАПЫ В СОСТАВЕ ШИХТЫ.....	4
Макарова И.В., Щелоков Н.С., Макаров К.Р., Зарицкий Б.Б., Ярославцев А.В. СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ МЕТОДИК РАСЧЕТА ПРОФИЛЯ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ: ПОИСК ОПТИМАЛЬНЫХ РЕШЕНИЙ.....	11
Женин Е.В., Шаповалов А.Н. ВЛИЯНИЕ АКТИВНОСТИ ИЗВЕСТИ НА ДЕСУЛЬФУРАЦИЮ СТАЛИ	17
Ровин С.Л., Ёкубов Д.Р. ИССЛЕДОВАНИЕ И РЕЦИКЛИНГ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ШЛАКОВ.....	22
МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ	29
Мокрицкий М.И., Великоцкий Р.Е., Сумец А.В., Шабрацкий С.В. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ И ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОРРОЗИОННОЙ КОНСТАНТЫ ДЛЯ РЕАЛЬНОГО И НУЛЕВОГО СОДЕРЖАНИЯ УГЛЕРОДА В ТРУБНОЙ СТАЛИ ФЕРРИТО-БАЙНИТО-ПЕРЛИТНОГО КЛАССА .	29
ОБОРУДОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА	39
Андросенко М.В., Усатая Т.В., Кенарь Е.В., Куликов С.С., Усатый Д.Ю., Налимова М.Н. ОПТИМИЗАЦИЯ РОЛИКОВОЙ СЕКЦИИ ПОД КРИСТАЛЛИЗАТОРОМ СЛЯБОВОЙ МАШИНЫ НЕПРЕРЫВНОГО ЛИТЬЯ ЗАГОТОВОК ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ СРОКА СЛУЖБЫ ПОДШИПНИКОВ И СНИЖЕНИЯ ЧИСЛА РЕМОНТОВ.....	39
ПОДГОТОВКА СЫРЬЯ К МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ПРОИЗВОДСТВУ	44
Свечникова Н.Ю., Эпова И.А., Ярославцев А.В. ВЛИЯНИЕ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕАГЕНТОВ- ПЕНООБРАЗОВАТЕЛЕЙ «Т-80», «ФЛОТЕК», «ДК-80» НА ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ ВЫСОКОМИНЕРАЛИЗОВАННОЙ УГОЛЬНОЙ МЕЛОЧИ	44

CONTENTS

METALLURGY OF BLACK, COLOR AND RARE METALS	4
Kharchenko A.S., Sibagatullin S.K., Sysoev V.I., Logachev G.N., Reshetova I.V., Kurguzov K.V., Kharchenko E.O., Sviridova M.A. STUDY OF THE SINTERING PROCESS WHILE REPLACING SIDERITES IN THE COMPOSITION OF SINTER MIX WITH THE MAGNESIUM ORE OF THE BAPY DEPOSIT	4
Makarova I.V., Shchelokov N.S., Makarov K.R., Zaritskii B.B., Jaroslavtsev A.V. COMPARATIVE ANALYSIS OF BLAST FURNACE PROFILE CALCULATION METHODS: SEARCH FOR OPTIMAL SOLUTIONS	11
Zhenin E.V., Shapovalov A.N. EFFECT OF LIME ACTIVITY ON STEEL DESULPHURIZATION	17
Rovin S.L., Yokubov D.R. RESEARCH AND RECYCLING OF ELECTRIC STEELMAKING SLAGS	22
MATERIAL SCIENCE	29
Mokritsky M.I., Velikotsky R.E., Sumets A.V., Shabratsky S.V. MATHEMATICAL AND PHYSICAL MODELING OF DETERMINATION OF CORROSION CONSTANT FOR REAL AND ZERO CARBON CONTENT OF FERRITE-BAINITE-PEARLITE PIPE STEEL	29
METALLURGICAL PRODUCTION EQUIPMENT	39
Androsenko M.V., Usataya T.V., Reshetova I.V., Kenar E.V., Kulikov S.S., Usaty D.Yu., Nalimova M.N. OPTIMIZATION OF THE ROLLER SECTION UNDER THE SLAB CONTINUOUS CASTING MACHINE FOR INCREASING THE SERVICE LIFE OF BEARINGS AND REDUCING THE NUMBER OF REPAIRS	39
PREPARATION OF RAW MATERIALS FOR METALLURGICAL PRODUCTION.....	44
Svechnikova N.Yu., Epova I.A., Jaroslavtsev A.V. THE INFLUENCE OF THE REAGENT REGIME USING FOAMING AGENTS T-80, FLOTEC, DK-80 ON THE FLOTATION PERFORMANCE OF HIGHLY MINERALIZED COAL FINES.....	44

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

УДК 669.162.263.4

Харченко А.С., Сибгатуллин С.К., Сысоев В.И., Логачев Г.Н., Решетова И.В., Харченко Е.О., Свиридова М.А.

ИССЛЕДОВАНИЕ АГЛОМЕРАЦИОННОГО ПРОЦЕССА ПРИ ЗАМЕНЕ СИДЕРИТОВ НА РУДУ МЕСТОРОЖДЕНИЯ БАПЫ В СОСТАВЕ ШИХТЫ

Аннотация. В лаборатории кафедры металлургии и химических технологий ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова» проведены исследования по изучению возможности повышения качества агломерата, полученного из шихты, включающей высокомагнезиальные сидеритовые руды, путем замены их в составе смеси сырьевых материалов на магнезиальные руды месторождения Бапы. Замену производили при сохранении содержания оксида магния в шихте на уровне 2,20 % и общем количестве аглоруды на уровне 16,4 % от общей массы сухой шихты. При изменении состава шихтовых материалов произошло улучшение ряда показателей. Увеличение крупности окомкованной шихты с 2,91 до 4,21 мм (на 44,6%) совместно с ростом сопротивления сырых гранул удару вызвало уменьшение коэффициентов сопротивления слоя шихты прохождению газового потока. В результате произошло увеличение вертикальной скорости спекания агломерата. Совместное увеличение выхода годного агломерата с 89,0 до 91,4% (на 2,7 отн.%) и вертикальной скорости спекания с 21,0 до 22,0 мм/мин (на 4,7%) обусловило увеличение удельной производительности агломашины по годному агломерату с 1,457 до 1,622 т/(м²·ч) (на 11,3%).

Ключевые слова: качество агломерата, оксид магния, сидерит, месторождение Бапы, выход годного агломерата, скорость спекания, удельная производительность агломашины

Введение

Технико-экономические показатели доменной плавки в значительной мере определяются качеством агломерата, составляющего основу железорудной части доменной шихты [1-3], поэтому к агломерату предъявляется большое количество требований как по химическому составу, так и по физико-химическим и механическим свойствам [4, 5]. Качественный агломерат должен содержать минимальное количество вредных примесей, в первую очередь серы [6], иметь высокие значения показателей «холодной» и «горячей» прочности, а также восстановимости [7]. Одним из путей повышения качества агломерата является подбор оптимального для данных шихтовых условий содержания оксида магния и выбор его минералогической формы [8].

Влияние магнезии на свойства агломерата по данным ряда исследований является благоприятным. Холодная прочность агломерата с ростом содержания MgO в пределах 1-2% возрастает в связи с появлением ряда новых фаз, получением мелкокристаллической структуры спека [9, 10]. Магнезия также улучшает «горячую» прочность агломерата при низкотемпературном восстановлении за счет подавления образования и ускорения термического распада Fe₂O₃, интенсификации образования Fe₃O₄, смещения интервала размягчения в область более высоких температур [11].

Содержание оксида магния в агломерате в основном задается требованиями доменного цеха и выбирается так, чтобы обеспечить высокую жидкоподвижность доменного шлака и его обессеривающую способность [12]. Для шихтовых условий ПАО «ММК»

повышение содержания MgO в доменном шлаке с 7,7 до 12,5% уменьшало вязкость шлака при температуре 1440°C с 2,30 до 0,85 Па·с. Шлак с содержанием 12,5% MgO оказался самым жидкотекучим [вязкость 0,85 Па·с] при исследуемой температуре. Шлаки с содержанием MgO 10-12% были рациональны как по жидкоподвижности [вязкость от 1,20 до 0,85 Па·с.], так и по содержанию серы [0,025%]. Поэтому увеличение содержания MgO в шлаке доменных печей ПАО «ММК» с 8 до 10 % положительно влияло на технико-экономические показатели работы печи [13].

В то же время известно, что при повышении содержания оксида магния MgO снижается восстановимость агломерата, причем степень снижения восстановимости зависит от минералогической формы оксида магния. Данные [14] спекания рудных смесей, состоящих из сидерита и бакальского бурого железняка или сидерита и соколовско-сарбайской магнетитовой руды, позволили установить, что с увеличением доли сидероплезитов в шихте до 70 и 80 % готовый агломерат характеризуется высокой механической прочностью, но низкой восстановимостью. Это связано с тем, что в сидероплезите магний находится в составе твердого раствора карбоната магния в карбонате железа, и в процессе агломерации при разложении карбоната переходит в тугоплавкий магнезиоферрит, имеющий кристаллическую решетку типа шпинели [15].

Целью настоящего исследования является изучение возможности повышения качества агломерата ПАО «Уральская Сталь» путем замены высокомагнезиальных сидеритовых руд на магнезиальные руды месторождения Бапы при сохранении постоянным содержания оксида магния.

Методы и материалы

В табл. 1 представлены результаты определения химического состава проб бакальских сидеритовых руд и руды месторождения Бапы на рентгенофлуоресцентном спектрометре.

В соответствии с табл. 1 руда месторождения Бапы имеет следующие преимущества по сравнению с сидеритами:

1) более высокое содержание Fe – 52,3% в руде месторождения Бапы против 32,7% в сидеритах (выше на 37,0 отн. %);

2) более высокое содержание MgO – 26,30% в руде месторождения Бапы против 12,50% в сидеритах (выше в 2,1 раза), что обеспечивает меньший расход руды в аглошихте при неизменном рациональном содержании MgO в агломерате;

3) содержит меньше серы (на 30 отн. %);

4) ниже расход топлива на эндотермическое разложение карбонатов.

В лабораторных условиях руду месторождения Бапы и сидериты дробили в щековой дробилке до

крупности 0-3 и 3-8 мм, известняк и коксик – до крупности 0-2 и 2-3 мм. Подготовленный железорудный концентрат, взвешенные по фракциям аглоруды и известь загружали в общий контейнер – сборник рудных компонентов шихты. Гранулометрический состав концентрата и кусковых компонентов приведены в табл. 2, 3. Химический состав проб агломерата приведен в табл. 4.

Как видно из табл. 2, руда месторождения Бапы имеет повышенное содержание крупной фракции 3-8 мм (73,0%), по сравнению с сидеритами (61,0%), которая обеспечивает при спекании более высокую газопроницаемость шихты. Компонентный состав аглошихт представлен в табл. 5.

При замене сидеритов на руду месторождения Бапы изменился компонентный состав аглошихты. Замену производили за счёт изменения количества михайловской руды при сохранении постоянным содержания оксида магния на уровне 2,20% и общего количества аглоруды на уровне 16,4%.

Таблица 1

Химический состав магниезиальных компонентов агломерационной шихты

Вид магниезиальной руды	Fe	CaO	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	TiO ₂	SO ₃	P ₂ O ₅	MnO	ППП*
Руда месторождения Бапы	52,3	0,50	13,84	26,30	0,46	-	0,14	0,06	0,33	0,46
Сидериты	32,7	4,55	8,00	12,50	2,40	0,15	0,20	-	1,29	31,70

*Потери при прокаливании.

Таблица 2

Гранулометрический состав концентрата

Вид концентрата	Содержание фракции, %					
	+ 100 мкм	71-100 мкм	63-71 мкм	50-63 мкм	40-50 мкм	0-40 мкм
Михайловский	1,0	1,0	1,0	3,0	7,0	87,0

Таблица 3

Гранулометрический состав кусковых компонентов аглошихты

Наименование компонента	Содержание фракции, %			
	5-8 мм	3-5 мм	2-3 мм	0-2 мм
Руда михайловская	28,8		71,2	
Сидерит	61,0		39,0	
Руда месторождения Бапы	73,0		27,0	
Возврат	-	48,0	52,0	
Кокс	-	-	25,1	74,9
Известняк	-	-	27,6	72,4

Таблица 4

Химический состав проб агломерата при использовании в составе шихты различных магниезиальных руд

Вид магниезиальной руды	Химический состав									
	Fe	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	K ₂ O	S	MnO
Руда месторождения Бапы	53,4	19,9	54,27	10,30	0,24	2,26	12,63	0,13	0,056	0,10
Сидерит	53,6	17,8	56,87	10,00	0,43	2,18	12,42	0,23	0,050	0,20

Компонентный состав аглошихты

Название компонента	Содержание в разновидностях аглошихты, %	
	на основе сидерита	на основе руды месторождения Бапы
Михайловский концентрат	43,6	42,6
Руда михайловская	6,8	12,0
Сидерит	9,6	-
Руда месторождения Бапы	-	4,4
Возврат	20,8	20,3
Кокс	4,7	4,7
Известняк	14,1	16,0

Смешивание, увлажнение и последующее окомкование компонентов шихты проводили в одном агрегате – смесителе-окомкователе, который представляет собой пустотелый цилиндрический барабан диаметром по рабочей поверхности 320 мм и длиной 125 мм. Скорость вращения барабана составляла 32 об/мин. Угол наклона оси барабана регулировался, и при работе в режиме смешения он составлял 45 град к горизонтальной плоскости, что обеспечивало водопадный режим движения материала, требуемый для эффективного смешивания. При работе в режиме окомкования угол наклона оси барабана к горизонтальной плоскости уменьшали до 30 град, чтобы движение материала происходило в режиме переката, благоприятствующем окомкованию. Сначала в течение 30 с производили перемешивание компонентов без добавления влаги. По истечении 30 с подавали воду в количестве 80% от расчетного ее содержания в агломерационной шихте с учетом её исходной влажности. По истечении 3 мин с начала смешивания материала барабан выключали, и увлажненная шихта находилась в остановленном барабане без движения на протяжении 1 мин.

На 4-й минуте с начала смешивания барабан вновь включали, для проведения операции окомкования, при этом снижали наклон барабана к горизонтали, чтобы уменьшить высоту подъема материала вдоль стенок и избежать разрушения сформированных сырых окатышей при их падении с высоты в ходе окомкования. Материал в барабане двигался в режиме переката.

В этих условиях проводили увлажнение шихты оставшимся количеством воды (20%) до достижения расчетной влаги, после чего в барабане сразу же отмечалось интенсивное формирование гранул окомкованной шихты. В последующий период в барабане происходило укрупнение и упрочнение образовавшихся при добавлении влаги гранул сырой окомкованной шихты. Вращение барабана прекращали на отметке в 9 мин с начала смешивания. После окомкования проверяли прочность сырых гранул (табл. 6) и определяли распределением по крупности на ситах гранулометрический состав, по результатам которого рассчитали среднюю эквивалентную по поверхности крупность, которая составила 2,91 мм в случае шихты на основе сидеритов и 4,21 мм для шихты

на основе руды месторождения Бапы. Таким образом, средняя эквивалентная по поверхности крупность увеличилась на 44,6%.

В соответствии с табл. 6 улучшились показатели окомкованной шихты:

– увеличилось сопротивление удару сырых гранул фракции 5-12 мм по содержанию фракции +5 мм после 10 сбрасываний с высоты 300 мм, с 50 до 55% (на 10 отн. %);

– увеличилось сопротивление удару сырых гранул фракции 3-5 мм по содержанию фракции +5 мм после 10 сбрасываний с высоты 300 мм с 80 до 90% (на 12,5 отн. %).

Таблица 6

Сопротивление удару гранул сырой окомкованной аглошихты

Показатели	Содержание фракции +5 мм после испытания, %	
	в шихте с рудой месторождения Бапы	в шихте с сидеритами
Сопротивление сырых гранул фракции 5-12 мм удару, $h = 300$ мм, 5 сбрасываний	75	75
Сопротивление сырых гранул фракции 3-5 мм удару, $h = 300$ мм, 5 сбрасываний	70	95
Сопротивление сырых гранул фракции 5-12 мм удару, $h = 300$ мм, 10 сбрасываний	55	50
Сопротивление сырых гранул фракции 3-5 мм удару, $h = 300$ мм, 10 сбрасываний	90	80

Агломерат спекали в аглочаще, выполненной из стальной трубы диаметром 70 мм и высотой 300 мм. Аглогаз из вакуум-камеры отсасывали эксгаустером с регулируемой производительностью. В качестве постели использовали возврат крупностью 3-5 мм (см. рисунок). Зажигали спекаемый слой шихты с помощью зажигательного горна, предварительно центрируя его относительно оси аглочаши и располагая так, что нижняя кромка горна находится над верхним срезом аглочаши на высоте около 5 мм. Продолжительность зажигания составляла точно 2 мин.

По ходу спекания поминутно фиксировали следующие параметры:

- 1) Время от начала зажигания, мин.
- 2) Разрежение в вакуум-камере, мм вод. ст.
- 3) Температура в вакуум-камере, °С.
- 4) Перепад давления на шайбе ТНЖ, мм вод. ст.

Рассчитывали газопроницаемость спекаемого слоя в начале зажигания, в момент окончания спекания и в момент окончания опыта. Момент окончания процесса спекания фиксировали с секундной точностью по соответствующей ему максимальной температуре в вакуум-камере.

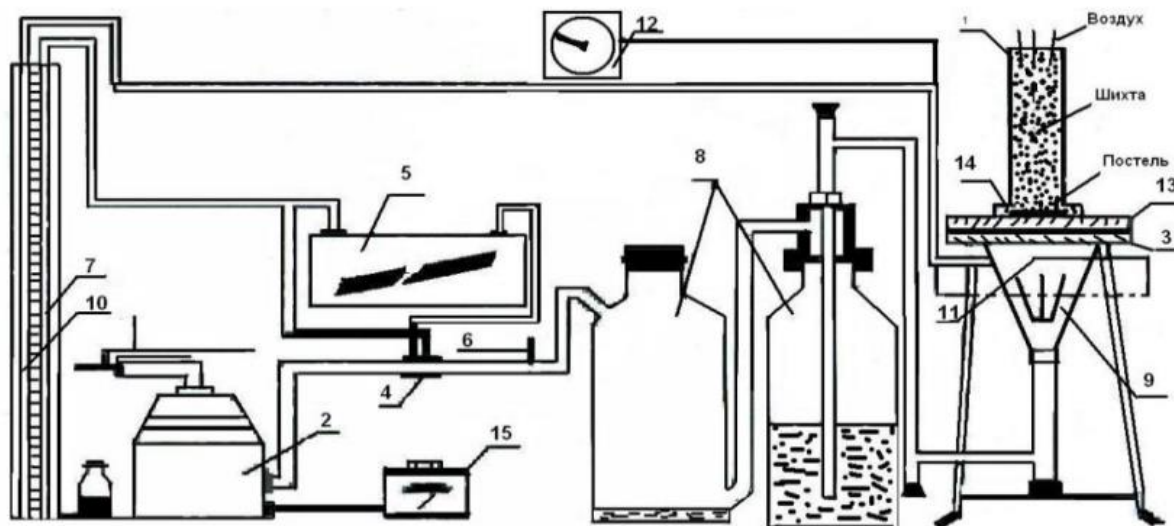
Опыт заканчивали при снижении температуры в вакуум-камере после окончания спекания до 100°C, момент окончания опыта фиксировали с точностью до 10 с.

Экспериментальные результаты

В табл. 7 представлены результаты спекания. При замене в шихтовых материалах сидеритов на руду месторождения Бапы улучшились следующие показатели:

- удельная производительность возросла с 1,457 до 1,622 т/(м²·ч) (на 11,3%);
- выход годного агломерата увеличился с 89,0 до 91,4% (на 2,7 отн.%);
- увеличилась вертикальная скорость спекания с 21,0 до 22,0 мм/мин (на 4,7%);
- усадка спекаемого слоя уменьшилась с 34,5 до 27 мм (на 21,7%);
- уменьшился коэффициент сопротивления слоя сырой шихты прохождению газового потока с 0,53 до 0,41 (на 22,6%);
- уменьшился коэффициент сопротивления слоя шихты прохождению газового потока в момент зажигания с 1,26 до 0,94 (на 25,4%);
- уменьшился коэффициент сопротивления слоя шихты прохождению газового потока в момент окончания спекания с 0,8 до 0,73 (на 8,7%);
- уменьшился коэффициент сопротивления слоя шихты прохождению газового потока в момент окончания опыта с 0,28 до 0,27 (на 3,6%).

Увеличение крупности окомкованной шихты с 2,91 до 4,21 мм (44,6%) совместно с увеличением сопротивления сырых гранул удару (см. табл. 6) вызвало уменьшение коэффициентов сопротивления слоя шихты прохождению газового потока. В результате произошло увеличение вертикальной скорости спекания агломерата. Совместное увеличение выхода годного агломерата с 89,0 до 91,4% (на 2,7 отн.%) и вертикальной скорости спекания с 21,0 до 22,0 мм/мин (на 4,7%) обусловило значительное увеличение удельной производительности агломашины по годному агломерату – с 1,457 до 1,622 т/(м²·ч) (на 11,3%).



Установка для спеканий агломерата:

- 1 – спекательная чаша; 2 – вакуум-насос; 3 – решётка; 4 – калиброванная шайба для измерения перепада давления; 5 – тягонапоромер; 6 – ртутный термометр; 7 – водяной манометр; 8 – стеклянные бутылки;
- 9 – вакуум-камера; 10 – водяной манометр; 11 – хромель-алюмелевая термопара; 12 – потенциометр;
- 13 – верхний фланец вакуум-камеры; 14 – влажный асбест; 15 – автотрансформатор

Показатели спекания и качества агломерата

Параметры	Материал в составе шихты	
	Руда месторождения Бапы	Сидериты
Выход годного (по классу +5 мм), %	91,4	89,0
Удельная производительность (по классу +5 мм), т/(м ² ·ч)	1,622	1,457
Коэффициент сопротивления слоя шихты в момент окончания опыта	0,27	0,28
Показатели холодной прочности, %:		
– сопротивление годного агломерата удару (+5 мм)	81,5	81,7
– разрушение годного агломерата (0,5-5 мм)	15,2	15,5
– истирание годного агломерата (0-0,5 мм)	3,4	3,0
Основность агломерата	1,3	1,3
Усадка спекаемого слоя, мм	27	34,5
Скорость спекания, мм/мин	22,0	21,0
Газопроницаемость сырой шихты по потерям напора газа, кПа	1,7	2,0
Газопроницаемость спекаемого слоя в момент зажигания по потерям напора газа, кПа	2,8	3,2
То же в момент окончания спекания, кПа	2,3	2,5
То же в момент окончания опыта, кПа	1,2	1,2
Продолжительность спекания, мин	11,8	12,4
Продолжительность опыта, мин	19,8	19,6
Продолжительность охлаждения аглоспека, мин	8,0	7,2
Скорость охлаждения аглоспека (снижение температуры газового потока в вакуум-камере от максимальной до 150°C), град/мин	56,7	68,1
Коэффициент сопротивления слоя сырой шихты	0,41	0,53
Коэффициент сопротивления слоя шихты в момент зажигания	0,94	1,26
Коэффициент сопротивления слоя шихты в момент окончания спекания	0,73	0,8

Заключение

В лаборатории кафедры металлургии и химических технологий ФГБОУ ВО «МГТУ им Г.И. Носова» проведены исследования процесса агломерации при замене в составе шихты высокомагнезиальных сидеритов на руду месторождения Бапы в условиях сохранения содержания оксида магния на уровне 2,2%.

Получены следующие результаты:

- 1) удельная производительность агломашины по годному агломерату фракции +5 мм возросла с 1,457 до 1,622 т/(м²·ч) (на 11,3%);
- 2) выход годного агломерата фракции +5 мм увеличился с 89,0 до 91,4% (на 2,7 отн. %);
- 3) увеличилась средняя эквивалентная по поверхности крупность окомкованной шихты с 2,91 до 4,21 мм (на 44,6%);
- 4) уменьшился коэффициент сопротивления слоя сырой шихты прохождению газового потока с 0,53 до 0,41 (на 22,6%);
- 5) уменьшился коэффициент сопротивления слоя шихты прохождению газового потока в момент зажигания с 1,26 до 0,94 (на 25,4%).

Список источников

1. Рациональные технологические решения при производстве чугуна в доменных печах ПАО «ММК»

/ Харченко А.С., Сибгатуллин С.К., Павлов А.В., Полинов А.А. // Черные металлы. 2021. № 12. С. 10-15.

2. Оценка показателей доменной плавки титаномагнетитовых концентратов с различным содержанием диоксида титана / Дмитриев А.Н., Витькина Г.Ю., Петухов Р.В., Петрова С.А., Чесноков Ю.А. // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2019. Т. 75. № 2. С. 154-166.
3. Харченко А.С. Закономерности поступления компонентов шихты по крупности из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи в зависимости от условий загрузки // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2018. Т. 16. № 3. С. 46-56.
4. Исследование физико-химических свойств агломерата повышенного качества фабрики №5 ПАО «ММК» при восстановлении в среде водорода / Сибгатуллин С.К., Харченко А.С., Сысоев В.И., Полинов А.А. // Черные металлы. 2022. № 3. С. 4-9.
5. Исследование формирования структурных составляющих железорудных агломератов различной основности при нагреве / Вязникова Е.А., Дмитриев А.Н., Витькина Г.Ю., Ведмидь Л.Б. // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и эко-

- номической информации. 2022. Т. 78. № 11. С. 935-942.
6. Особенности повышения показателей агломерации: монография / А.А. Паньчев. Москва; Вологда: Инфра-Инженерия, 2023. 200 с.
7. Инновационное оборудование и усовершенствованная технология производства агломерата для доменной плавки: монография / Лялюк В.П. и др. Москва; Вологда: Инфра-Инженерия, 2022. 264 с.
8. Kalenga M.K., Garbers- Craig A.M. Investigation into how the magnesia, silica and alumina contents of iron ore sinter influence its mineralogy and properties // The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2010, vol. 10, pp. 447-456.
9. Вегман Е.Ф. Теория и технология агломерации. М.: Металлургия, 1974. 286 с.
10. Совершенствование технологии агломерационного процесса / Ф.Ф. Колесанов, Н.С. Хлапонин, В.Н. Кривошеев, В.И. Чикуров. К.: Техника, 1983. 110 с.
11. Влияние MgO на высокотемпературные свойства агломерата. РЖМет. 1982. 12В 123.
12. Анализ шлакового режима доменной плавки с использованием модельных систем поддержки принятия решений / Павлов А.В., Спирин Н.А., Бегинюк В.А., Лавров В.В., Гурин И.А. // Известия высших учебных заведений. Черная Металлургия. 2022. Т. 65. № 6. С. 413-420.
13. Исследование влияния ввода железомagneзиальной руды в агломерационную шихту на показатели доменной плавки / Харченко А.С., Миникаев С.Р., Игликова У.Ж., Полинов А.А., Гушин Д.Н., Сибгатуллин С.К. // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2020. Т. 76. № 9. С. 910-920.
14. Влияние бакальских сидеритов на показатели процесса спекания и качество агломерата / А.Г. Жунов, Н.С. Шумаков, Е.П. Лысков, А.Г. Русакова // Сталь. 1967. № 2. С.100–102.
15. Селективное извлечение соединений магния и комплексная переработка сидероплезитовой руды / В.Ф. Костин, З.И. Костина, С.А. Крылова, И.В. Понурко // Теория и технология металлургического производства. 2015. № 2(17). С. 65-69.

Сведения об авторах

Харченко Александр Сергеевич – доктор технических наук, заведующий кафедрой металлургии и химических технологий, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: as.mgtu@mail.ru

Сибгатуллин Салават Камилевич – доктор технических наук, профессор кафедры металлургии и химических технологий, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: 10tks@mail.ru

Сысоев Виктор Иванович – кандидат технических наук, старший преподаватель кафедры металлургии и химических технологий ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: viktor.sysoev.86@yandex.ru

Логачев Григорий Николаевич – аспирант кафедры металлургии и химических технологий, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: lokkigrom@mail.ru

Решетова Ирина Валерьевна – ассистент кафедры металлургии и химических технологий, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: irareshetova@rambler.ru

Харченко Елена Олеговна – кандидат технических наук, старший преподаватель кафедры металлургии и химических технологий, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: eo.mgtu@mail.ru;

Свиридова Милена Андреевна – бакалавр кафедры металлургии и химических технологий ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: sviridova-milena@mail.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

STUDY OF THE SINTERING PROCESS WHILE REPLACING SIDERITES IN THE COMPOSITION OF SINTER MIX WITH THE MAGNESIUM ORE OF THE BAPY DEPOSIT

Kharchenko Alexander S. – ScD, head of the metallurgy and chemical technologies department of Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: as.mgtu@mail.ru

Sibagatullin Salavat K. – ScD, professor of the metallurgy and chemical technologies department of Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: 10tks@mail.ru

Sysoev Viktor I. – PhD, Assistant-professor at the Department of Metallurgy and Chemical Technologies of the Metallurgy, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: viktor.sysoev.86@yandex.ru

Logachev Grigoriy N. – Post-graduate student at the Department of Metallurgy and Chemical Technologies of the Metallurgy, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: lokkigrom@mail.ru

Reshetova Irina V. – Assistant-professor at the Department of Metallurgy and Chemical Technologies of the Metallurgy, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: irareshetova@rambler.ru

Kharchenko Elena O. – PhD, Senior Lecturer at the Department of Metallurgy and Chemical Technologies of the Metallurgy, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: eo.mgtu@mail.ru

Sviridova Milena A. – Undergraduate student at the Department of Metallurgy and Chemical Technologies of the Metallurgy, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: sviridova-milena@mail.ru.

Abstract. In the laboratory of the Department of Metallurgy and Chemical Engineering of the Nosov Moscow State Technical University, the study was conducted to study the possibility of improving the quality of agglomerate obtained from a batch including high-magnesia siderite ores by replacing some of them in the composition of the raw material mixture with magnesia ores from the Bapy deposit while maintaining a constant magnesium oxide content. The replacement was carried out while maintaining the magnesium oxide content in the batch at 2.20% and the total amount of sintering ore at 16.4% of the total dry batch weight. A number of indicators improved when the composition of the batch materials changed. An increase in the size of the pelletized batch from 2.91 to 4.21 mm (by 44.6%) together with an increase in the impact resistance of green granules caused a decrease in the resistance coefficients of the batch layer to the passage of a gas flow. As a result, the vertical sintering rate of the agglomerate increased. The combined increase in the yield of suitable agglomerate from 89.0 to 91.4% (by 2.7% (relative)) and the vertical sintering speed from 21.0 to 22.0 mm/min (by 4.7%) resulted in an increase in the specific productivity of the sintering machine for suitable agglomerate from 1.457 to 1.622 t/(m²·h) (by 11.3%).

Keywords: agglomerate quality; magnesium oxide; siderite; Bapa deposit; yield of suitable agglomerate; sintering speed; specific productivity of the sintering machine

Ссылка на статью:

Исследование агломерационного процесса при замене сидеритов на руду месторождения Бапы в составе шихты / Харченко А.С., Сибэгатуллин С.К., Сысоев В.И., Логачев Г.Н., Решетова И.В., Харченко Е.О., Свиридова М.А. // Теория и технология металлургического производства. 2025. №1(52). С. 4-10.

Kharchenko A.S., Sibagatullin S.K., Sysoev V.I., Logachev G.N., Reshetova I.V., Kurguzov K.V., Kharchenko E.O., Sviridova M.A. Study of the sintering process while replacing siderites in the composition of sinter mix with the magnesium ore of the Bapy deposit. *Teoria i tecnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2025, vol. 52, no. 1, pp. 4-10.

УДК 669.162.16:669.162.22

Макарова И.В., Щелоков Н.С., Макаров К.Р., Зарицкий Б.Б., Ярославцев А.В.

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ МЕТОДИК РАСЧЕТА ПРОФИЛЯ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ: ПОИСК ОПТИМАЛЬНЫХ РЕШЕНИЙ

Аннотация. Исследование посвящено влиянию размеров и очертания профиля доменной печи на процессы, протекающие в ней. Проведен сравнительный анализ различных методик расчета профиля доменных печей. Показано, что в статистических методах диаметры в основном рассчитывались на основе полезного объема печей. Однако существенным недостатком этих методов является их неспособность адаптироваться к современным условиям шихтовки и дутья, что ограничивает их практическое применение. В настоящее время при проектировании профиля доменных печей за основу берется методика, разработанная М.А. Павловым. Ее ключевая концепция заключается в учете процессов, происходящих в доменной печи, а также шихтовых и дутьевых условий. Такой подход позволяет создавать более точные и адаптируемые профили, соответствующие современным требованиям эксплуатации. Исследование подчеркивает важность учета динамики процессов и эксплуатационных условий при проектировании, что способствует повышению эффективности и производительности доменных печей. Благодаря этому методика обеспечивает оптимизацию профиля для современных промышленных задач, что способствует устойчивому развитию металлургической отрасли.

Ключевые слова: доменная печь, профиль, колошник, шахта, распар, заплечики, горн, методика расчета

Доменный процесс основан на принципе противотока материалов и газов, что обеспечивает ей высокую интенсивность тепло- и массообмена. От совершенства организации противотока зависят основные технико-экономические показатели: производительность и расход топлива.

Сегодня доменное производство достигло значительного уровня развития, и на данный момент существуют разнообразные высокоэффективные технологии для управления распределением потоков материалов и газов. Тем не менее, если профиль печи не оптимизирован, общий эффект от этих технологий может оказаться незначительным. Важно отметить, что форма рабочего пространства в данном случае служит «направляющим» элементом для взаимодействующих потоков шихты и газа.

Профиль доменной печи является ключевым фактором, определяющим технико-экономические показатели доменной плавки. Размеры и контуры профиля влияют на склонность печи к периферийному или осевому потоку, а также на стабильность работы и уровень расхода кокса. Поэтому при проектировании профиля доменных печей необходимо обеспечить стабильный и равномерный процесс, максимальное использование восстановительной способности газа и минимальный расход кокса. Это возможно лишь при соблюдении рациональных размеров и форм элементов профиля доменных печей.

Улучшение технико-экономических показателей работы печей и увеличение продолжительности их кампании невозможно без внедрения новых конструктивных решений в устройстве как самих доменных печей, так и вспомогательного оборудования. В первую очередь это касается выбора рационального профиля печей.

В России и зарубежных странах отсутствует четкая методология для проектирования профиля доменной печи. Это связано со сложностью протекающих в доменной печи процессов и отсутствием математической модели, охватывающей весь доменный процесс.

Теоретические основы влияния размеров и очертания элементов профиля на работу доменных печей

Размеры и очертания отдельных элементов профиля доменных печей значительно влияют на работу доменной печи. Высота колошника зависит от типа загрузочного устройства и в последние десятилетия с вводом в эксплуатацию современных лотковых загрузочных устройств высота колошника уменьшилась до 1700–2000 мм. Это изменение способствовало снижению потерь напора на колошнике.

Высота шахты значительно влияет на процессы восстановления, прогрева и газодинамики. Шахта является ключевым элементом профиля доменной печи, отвечающим за подготовку шихтовых материалов перед их опусканием в зону высоких температур. Она должна обеспечивать достаточное время для оптимального прогрева и косвенного восстановления шихтовых материалов. При этом шихта в шахте должна оставаться в кусковом состоянии, исключая образование вязких и пластичных масс. Наличие таких масс нарушает газораспределение в шахте, снижая степень косвенного восстановления и нарушая нагрев отдельных зон шахты. Проблема выбора высоты шахты заключается в том, что разные типы ЖРС начинают размягчаться в своем диапазоне температур. Высота шахты должна заканчиваться на изотерме, соответствующей началу размягчения самого легкоплавкого компонента. Угол наклона шахты должен обеспечить, с одной стороны, компенсацию теплового расширения шихтовых материалов при движении вниз, с другой – постоянство скорости поднимающегося газового потока. Верхняя часть шахты является наиболее

уязвимой, так как здесь происходит резкое увеличение скорости (потеря напора) газового потока из-за реакций разложения гидратов и слабых карбонатов. Решением проблемы является выполнение шахты с переменным углом наклона (перегиб шахты) на расстоянии 2-4 м от колошника (рис. 1). Это позволяет снизить вероятность возникновения верхних подвисаний [1-3].

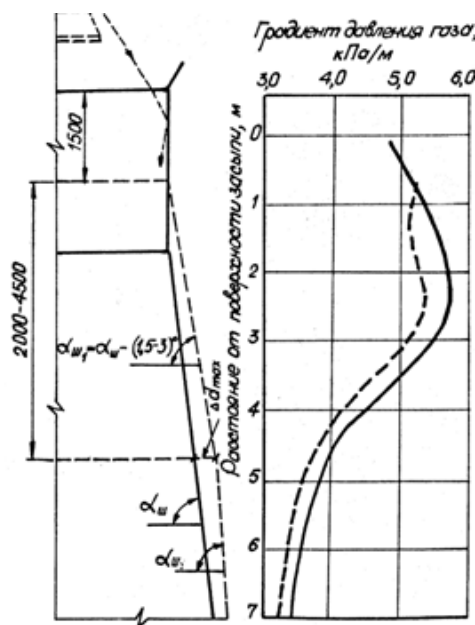


Рис. 1. Влияние очертания верха шахты на удельные потери напора газа:
— обычная шахта; --- шахта с перегибом [1, 2]

Технологической ролью распара является предоставление объема (высоты) для размещения зоны размягчения и плавления материалов. Ранее считалось, что распар не имеет четкой технологической роли и некоторые доменные печи проектировались безраспарными [2]. Однако концепция безраспарных доменных печей не получила широкого распространения. Исследования показали, что объем распара способствует улучшению прохождения газового потока через слой плохого газопроницаемых пластичных масс. Высота зоны когезии зависит от температурного интервала размягчение-плавление: чем меньше этот интервал, тем меньшей высоты можно проектировать распар. Сложность проектирования распара заключается в том, что различные виды шихтовых материалов дают вязкие массы в достаточно большом диапазоне температур. Поэтому высота распара должна быть достаточной для размещения пластичных масс всех типов шихтовых материалов.

Угол наклона заплечиков доменной печи должен способствовать снижению скорости газового потока, выходящего из фурменных очагов, до достижения оптимальных значений. Слишком крутые заплечики (например, с «бутылкообразным профилем») могут привести к слишком высоким скоростям газового по-

тока, что, в свою очередь, негативно скажется на КПД доменной печи. Слишком малый угол наклона приведет к чрезмерному уменьшению скорости газового потока. Наиболее важным вопросом проектирования заплечиков является выбор их высоты. Высота заплечиков является единственным параметром в габаритных размерах элементов профиля доменной печи, который имеет строго установленную минимальную величину – 3 м. Связано это с тем, что высота заплечиков должна обеспечить нормальную работу доменной печи в период работы на пониженных температурах (холодный ход). При возникновении холодного хода зона когезии из распара опускается в заплечики, что создает риск соприкосновения зоны когезии и коксовой насадки, что может привести к повышению давления газов и возникновению нижних подвисаний.

Основным элементом профиля является горн. Его диаметр определяет производительность доменной печи, а высота – накопление продуктов плавки. Сечение горна доменной печи с заданной производительностью должно обеспечивать пропуск необходимого объема фурменных газов, при этом в этой зоне располагается коксовая насадка, через которую стекают жидкие продукты плавки, встречаясь с газами. Поэтому площадь горна определяется допустимыми значениями уравнивания материалов подъемной силой газов, выходящих из фурменных очагов. Высота горна ограничивается температурой чугуна на выходе. Она должна быть соизмерима с объемом печи и количеством чугуна, поступающего в горн, но не должна быть слишком большой, чтобы не увеличивать расстояние между фурменными очагами и поверхностью продуктов плавки, а также для поддержания температуры в горне на достаточном уровне.

Анализ методик расчета профиля доменной печи

Изучали различные методики расчета профиля доменных печей. Существующие методики расчета можно разделить на две группы: статистические методики (А. Ледебур, А.Н. Рамм, Н.К. Леонидов) и методика расчета на основе учета процессов, проходящих в доменной печи (М.А. Павлов) [1-6].

Статистические методики расчета профиля доменной печи основаны на жестком закреплении коэффициентов в формулах по расчету габаритных размеров элементов профиля (табл. 1).

В основном в статистических методиках диаметры рассчитывались в зависимости от полезного объема доменных печей (см. табл. 1), что не лишено смысла, так как при увеличении объема доменной печи ее поперечные размеры растут. Высоты же в основном определялись исходя из общей высоты доменной печи. Недостатком статистических методов расчета профиля является невозможность адаптации профиля доменной печи к современным шихтовым и дутьевым условиям [3].

В настоящее время при проектировании профиля доменных печей за основу берут методику М.А. Пав-

лова. Основная концепция этой методики заключается в учете процессов, происходящих в доменной печи, а также шихтовых и дутьевых условий работы. Также М.А. Павлов вывел коэффициенты для оценки корректности расчета отдельных элементов профиля (табл. 2). Многие ученые и исследователи пытались уточнить методику М.А. Павлова. Б.И. Китаев указал на возможность уменьшения высоты доменных печей с учетом условий теплообмена, Н.К. Леонидов продемонстрировал, что сохранение соотношения сил, влияющих на сход шихты в больших доменных печах, равным таковому в малых печах, возможно при меньшем увеличении высоты печи. Г.Г. Орешкин предложил приблизить очертания заплечиков, распара и шахты к фактическому очертанию их в период работы печи с наилучшими показателями. В.И. Логинов предложил определять площади горизонтальных сечений горна, распара и колошника по количеству образующихся газов на 1 т чугуна и допустимой средней скорости их движения с учетом температуры, и давления газов. Г.Ю. Крячко при выборе профиля проектируемое рабочее пространство доменной печи делит на две зоны – противоточную область и горн [4, 5].

Отправной точкой расчета профиля по методике М.А. Павлова является диаметр горна. В современной интерпретации данной методики диаметр горна рассчитывается исходя из значения сечения горна, обеспечивающей заданную производительность и зависящую от расхода кокса и интенсивности горения кокса.

Сравнительный расчет профиля доменной печи полезным объемом 3800 м³

Сравнительный расчёт профиля проводился в следующие этапы:

1) расчет профиля по нескольким методикам: М.А. Павлова, А. Ледебур, В.К. Леонидова, А.Н. Рамма;

2) критический анализ полученных результатов расчета для выбора наиболее приближенных к современным условиям;

3) адаптация размеров и очертаний профиля к условиям работы современных доменных печей.

Результаты расчета профиля и сравнительный анализ на корректность представлены в табл. 3. Анализ табл. 3 показал несоответствие между полученными результатами расчетов профиля по статистическим методам и рациональными соотношениями. Это также подтверждается чертежами профилей доменных печей, рассчитанных по указанным методикам. Профиль доменной печи, разработанный по методике М.А. Павлова, оказался наиболее близким к рациональным соотношениям (рис. 2).

Рациональность расчетов по методике М.А. Павлова справедлива только для диаметров колошника, распара, горна и высоты заплечиков. Остальные размеры элементов профиля необходимо адаптировать к условиям работы современных доменных печей. Размеры и очертания профиля, удовлетворяющие современным шихтовым условиям работы доменных печей, должны учитывать следующие аспекты:

Таблица 1

Статистические методы расчета профиля доменной печи

Размер элемента профиля, м	Обозначение	Метод А. Ледебур	Метод Н.К. Леонидова	Метод А.Н. Рамма		
				первый	«нормальный»	геометрически подобный
Диаметр:						
распара	D	$0,2857H$	$0,384V_{\Pi}^{0,44}$	$0,53V_{\Pi}^{0,40}$	$0,59V_{\Pi}^{0,38}$	$0,83V_{\Pi}^{0,33}$
горна	d_r	$0,1H$	$0,342V_{\Pi}^{0,44}$	$0,32V_{\Pi}^{0,45}$	$0,32V_{\Pi}^{0,45}$	$0,9D$
колошника	d_k	$0,2H$	$0,593V_{\Pi}^{0,33}$	$0,50V_{\Pi}^{0,36}$	$0,59V_{\Pi}^{0,33}$	$0,7D$
Высота:						
полная	H	$2,85V^{1/3}$			$5,56V_{\Pi}^{0,24}$	$3,35D$
полезная	H_{Π}		$6,42V_{\Pi}^{0,2}$	$6,14V_{\Pi}^{0,2}$	$0,88H$	$2,95D$
горна	h_r	$0,1H$	$0,125H$	$0,115H$	$0,10H$	$0,35D$
заплечиков	h_z	$0,21H$	$0,11H$	3,0	3,2	$0,35D$
распара	h_p	$0,04H$	$0,07H$	$0,08H$	$0,07H$	$0,20D$
шахты	h_{Π}	$0,65H$	$0,60H$	$0,69H-3,0$	$0,63H-3,2$	$1,80D$

Таблица 2

Коэффициенты для проверки корректности расчета элементов профиля

Параметры	H_0/D	D/d_r	d_k/D	h_z/D	V_{Π}/S_r	$\alpha_{\text{зап}}$	$\alpha_{\text{ш}}$
Обозначения коэффициентов		$f_{\text{гр}}$	$f_{\text{кр}}$	$f_{\text{зр}}$	$f_{\text{ш}}$		
Рациональные значения по М.А. Павлову	менее 2,3	1,095-1,13	0,65-0,70	0,27	13-15	77-80	83-85

Таблица 3

Сравнительный анализ рассчитанных элементов профиля доменной печи полезным объемом 3800 м³ по различным методикам

Параметры	V, м ³	H ₀ , мм	d _г , мм	D, мм	d _к , мм	h _к , мм	h _ш , мм	h _р , мм	h _з , мм	h _г , мм	H ₀ /D	D/d _г	d _к /D	h _з /D	V _ш /S _г	α _{зап}	α _ш
Коэффициенты																	
Рациональные отношения											Менее 2,3	1,095-1,13	0,65-0,70	0,27	13-15	77-80	83-85
М. А. Павлов	3584	27919	13523	14808	9921	2000	17455	2000	4000	2604	2,12	1,095	0,67	0,27	14,78	80,9	82,0
А. Ледебур	3800	44500	7600	12700	8892		28900	1780	9340	4446	3,50	1,6716	0,70	0,74	58,92	74,3	86,2
Н.К. Леонидов	3800	33380	12860	14430	9000	3170	20030	2340	3670	4170	2,31	1,122	0,62	0,25	16,92	77,9	82,3
А.Н. Рамм	3800	28910	13060	14330	9720	3320	16950	2310	3000	3320	2,02	1,097	0,68	0,21	11,01	78,0	82,3
А.Н. Рамм – нормальный	3800	35376	13063	13526	8957	3216	22126	2814	3200	4020	2,62	1,035	0,66	0,24	16,61	85,9	84,1
А.Н. Рамм – геометрически подобный	3800	38210	11650	12950	9066	3238	23310	2590	4533	4533	2,95	1,112	0,70	0,35	21,03	81,9	85,3

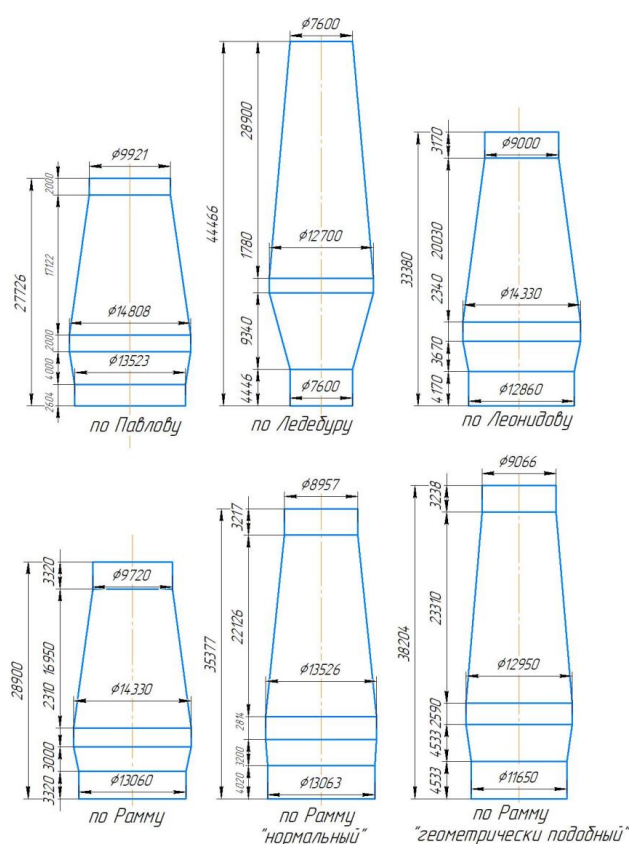


Рис. 2. Профили доменной печи полезным объемом 3800 м³, рассчитанные по различным методикам

1) Тип загрузочного устройства. Современное загрузочное устройство позволяет принять высоту колошника на минимально возможном уровне 1700 мм.

2) Периодическое использование сырых шихтовых материалов в качестве добавок негативно влияет на газодинамику верхней части шахты. Для снижения вероятностей верхних подвисаний рекомендуется проектировать шахту с переменным углом наклона.

3) Сырьевые условия современных доменных печей подразумевают использование смеси агломера-

та и окатышей. Это обстоятельство требует увеличенной высоты распара для оптимального вписывания зоны когезии. На основе анализа практических данных (профили успешно работающих доменных печей большого объема) для доменной печи полезным объемом 3800 м³ рекомендуется принимать высоту распара, равную 3,0 м.

4) Температура загружаемого в доменную печь агломерата. Использование бесконусных загрузочных устройств на доменных печах ограничивает температуру загружаемого сырья (до 200°C). В результате этого поступление тепла с шихтовыми материалами в верхнюю часть доменной печи и доля косвенного восстановления снижаются. Это создает необходимость вести доменный процесс с увеличенным расходом кокса для компенсации потерь тепла на прямое восстановление и недостаточного прогрева шихты при приближении к зоне высоких температур. На этапе проектирования можно частично устранить данные негативные последствия, увеличив высоту шахты. Удлинение шахты позволит увеличить время нахождения шихтовых материалов в зоне косвенного восстановления и обеспечить более качественный прогрев шихтовых материалов при подходе к зоне высоких температур. Рекомендуется увеличение высоты шахты до 18,0 м.

5) Для обеспечения эффективных процессов накопления и выпуска жидких продуктов плавки рекомендуется принять высоту горна 4,5 м.

Используя методику расчета М.А. Павлова и рациональные соотношения размеров элементов профиля, был спроектирован профиль доменной печи объемом 3800 м³, соответствующий современным условиям работы. Результаты расчета представлены в табл. 4 в сравнении с методикой М.А. Павлова. На рис. 3 представлен чертеж спроектированного профиля доменной печи объемом 3800 м³, соответствующего современным условиям работы доменных печей в сравнении с профилем, рассчитанным по методике М.А. Павлова.

Результаты расчета профиля доменной печи объемом 3800 м^3 для условий ПАО «ММК»
в сравнении с методикой М.А. Павлова

Параметры	$V, \text{м}^3$	$H_0, \text{мм}$	$d_t, \text{мм}$	$D, \text{мм}$	$d_k, \text{мм}$	$h_k, \text{мм}$	$h_{ш}, \text{мм}$	$h_p, \text{мм}$	$h_3, \text{мм}$	$h_f, \text{мм}$	H_0/D	D/d_t	d_k/D	h_3/D	$V_{ш}/S_t$	$\alpha_{зап}$	$\alpha_{ш}$
М.А. Павлов	3584	27919	13523	14808	9921	2000	17455	2000	4000	2604	2,12	1,095	0,67	0,27	14,78	80,9	82,0
Предлагаемый профиль	3800	31069	13088	14331	9602	1700	18000	3000	3869	4500	2,17	1,095	0,67	0,27	15,0	80,9	82,5

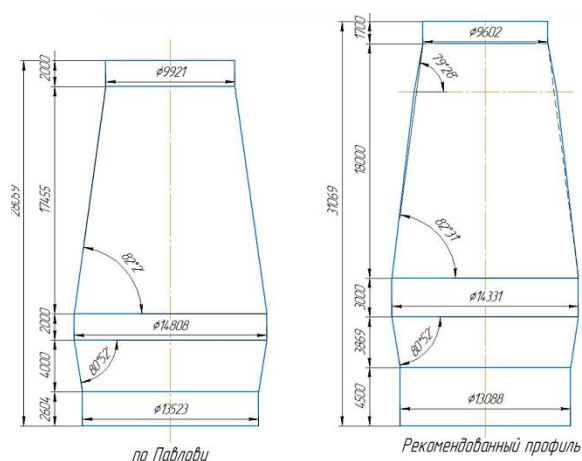


Рис. 3. Сравнение расчетных профилей доменной печи полезным объемом 3800 м^3

Заключение

Рассмотрены влияние размеров и очертаний элементов профиля доменной печи на ее работу. Проведен сравнительный анализ методик расчета профиля.

Приведены результаты расчета профиля для доменной печи объемом 3800 м^3 с использованием различных методик и проведен сравнительный анализ полученных результатов. Выявлен наиболее рациональный профиль. Проведена адаптация профиля к современным шихтовым условиям работы доменных печей. Целесообразно уменьшать высоту

колошника до 1,7 м, увеличивать высоту шахты до 18 м, распара до 3 м, горна до 4,5 м

Список источников

1. Дружков В.Г., Прохоров И.Е., Макарова И.В. Основы проектирования доменных печей: учебное пособие для вузов. Магнитогорск: Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова, 2022. URL: <https://host.megaprolib.net/MP0109/Download/MObject/20292>
2. Проектирование доменного цеха: учеб. пособие / В.Г. Дружков, А.Д. Коноплев, И.Е. Прохоров, И.В. Макарова. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2020. 323 с.
3. Макарова И.В., Макаров К.Р., Аксенов Т.А. К вопросу расчета профиля доменных печей // Технологии металлургии, машиностроения и материаловедения. 2024. №23. С. 28-34.
4. Братковский Е.В., Шаповалов А.Н. Методическое пособие для выполнения курсового проекта по дисциплине «Проектирование сталеплавильных и доменных цехов». Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2013. 83 с.
5. Устройство и проектирование доменных печей: учеб. пособие / Л.И. Каплун, А.В. Малыгин, О.П. Онорин, А.В. Пархачев. Екатеринбург: УрФУ, 2016. 219 с.
6. Бабарыкин Н.Н. Теория и технология доменного процесса: учебное пособие. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. 257 с.

Сведения об авторах

Макарова Ирина Владимировна – доцент кафедры металлургии и химических технологий, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: m.irina1976@mail.ru

Щелоков Николай Сергеевич – студент магистратуры кафедры металлургии и химических технологий, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: mr.ekman@mail.ru

Макаров Кирилл Романович – студент магистратуры кафедры проектирования и эксплуатации металлургических машин и оборудования, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия.

Зарицкий Борис Борисович – старший преподаватель кафедры «Механика», ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия. E-mail: zaritskii.boris.borisovich@yandex.ru.

Ярославцев Алексей Викторович – кандидат технических наук, доцент кафедры машин и технологий обработки давлением и машиностроения, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: a.yaroslavtsev@magtu.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

COMPARATIVE ANALYSIS OF BLAST FURNACE PROFILE CALCULATION METHODS: SEARCH FOR OPTIMAL SOLUTIONS

Makarova Irina V. – Candidate of Technical Sciences, Associate Professor of the Department of Metallurgy and Chemical Technologies, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: m.irina1976@mail.ru

Shchelokov Nikolai S. – Master's student at the Department of Metallurgy and Chemical Technologies, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: mr.ekman@mail.ru

Makarov Kirill R. – Master's student at the Department of Design and Operation of Metallurgical Machines and Equipment, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia.

Zaritskii Boris B. – Senior Lecturer of department «Mechanics», Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: zaritskii.boris.borisovich@yandex.ru.

Jaroslavtsev Alexey V. – PhD. (Eng.), Associate Professor of the Department of Machines and Technologies of Pressure Processing and Mechanical Engineering, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: a.yaroslavtsev@magtu.r

Abstract. The study examines the influence of the dimensions and contour of the blast furnace profile on the processes occurring within it. A comparative analysis of various methodologies for calculating the blast furnace profile was conducted. It was demonstrated that in statistical methods, the diameters were primarily calculated based on the useful volume of the blast furnaces. A significant drawback of these statistical methods is their inability to adapt to modern charging and blowing conditions of blast furnace operation.

Currently, the methodology developed by M.A. Pavlov serves as the foundation for designing blast furnace profiles. Its core concept lies in considering the processes taking place in the blast furnace, as well as the charging and blowing conditions. This approach allows for a more accurate and adaptable design, tailored to the specific operational requirements of modern blast furnaces. The study highlights the importance of integrating process dynamics and operational conditions into the design process to enhance efficiency and performance. By focusing on these factors, the methodology ensures that the blast furnace profile is optimized for contemporary industrial demands, leading to improved productivity and sustainability in metallurgical processes.

Keywords: blast furnace, profile, throat, shaft, steam, shoulders, hearth, calculation method

Ссылка на статью:

Сравнительный анализ методик расчета профиля доменной печи: поиск оптимальных решений / Макарова И.В., Щелоков Н.С., Макаров К.Р., Зарицкий Б.Б., Ярославцев А.В. // Теория и технология металлургического производства. 2025. №1(52). С. 11-16.
Makarova I.V., Shchelokov N.S., Makarov K.R., Zaritskii B.B., Jaroslavtsev A.V. Comparative analysis of blast furnace profile calculation methods: search for optimal solutions. *Teoria i tehnologiya metallurgicheskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2025, vol. 52, no. 1, pp. 11–16.

УДК 669.162

Женин Е.В., Шаповалов А.Н.

ВЛИЯНИЕ АКТИВНОСТИ ИЗВЕСТИ НА ДЕСУЛЬФУРАЦИЮ СТАЛИ

Аннотация. Основным реагентом для десульфурации в сталеплавильном производстве является известь. Это обусловлено как низкой стоимостью исходного сырья, так и достаточно простой технологией её производства. Эффективность десульфурации стали известностью определяется её качеством. В отечественной практике качество извести обычно оценивают по содержанию активного СаО, которое зависит от химического состава известняка и степени завершенности диссоциации карбоната кальция. Вместе с тем более правильно, с точки зрения поведения извести в сталеплавильных процессах, оценивать качество извести по степени её активности. Наиболее точным способом определения степени активности извести является метод кислотно-основного титрования. Одним из вариантов повышения степени активности извести является повышение её открытой пористости, что возможно при проведении обжига при повышенном давлении в среде инертного газа. В данной работе было изучено влияние технологии обжига известняка при повышенном давлении на степень активности извести, а также влияние активности извести на результаты десульфурации стали. Результаты показывают, что с повышением давления инертного газа при прокаливании известняка (до 0,3 МПа) степень активности извести увеличивается, а структура изменяется с мелкопористой на крупнопористую. Установлено, что с повышением степени активности извести наблюдается практически линейное увеличение степени десульфурации стали: на 0,72% на каждый процент увеличения активности извести.

Ключевые слова: известь, технология обжига, давление при обжиге, степень активности извести, десульфурация, крупнопористая структура

Введение

Сера, как одна из наиболее вредных примесей стали, отрицательно влияет на механические свойства и эксплуатационные характеристики готовой продукции [1-5].

Поэтому с повышением требований к уровню механических свойств стальной продукции содержание серы в стали снижают до минимально возможного уровня. Так, например, для трубопроводной, мостовой, автолистовой и других марок стали содержание серы снижают до уровня 0,005% и менее [6-11]. Для удовлетворения таких жестких требований к качеству стали особое внимание уделяют удалению серы на всех этапах металлургического передела, начиная с доменной плавки и заканчивая ковшевой десульфурацией стали, чему посвящено множество исследований [9-21].

Основным десульфурующим агентом в сталеплавильном производстве является известь. Это обусловлено как низкой стоимостью исходного сырья, так и достаточно простой технологией её производства [18-22]. Однако эффективность десульфурации стали известностью определяется её качеством. В отечественной практике качество извести обычно оценивают по содержанию активного СаО, которое зависит как от химического состава известняка, так и от степени завершенности диссоциации карбоната кальция при обжиге извести [23]. Вместе с тем более правильно, с точки зрения поведения извести в сталеплавильных процессах, оценивать качество извести по её реакционной способности, или так называемой «степени активности».

Степень активности характеризует скоростные возможности реакции между известью и другими ве-

ществами в шлаке. Поскольку степень активности трудно измерить непосредственно в процессе десульфурации стали, то её обычно определяют путем измерения скорости реакции гидратации извести в воде. Таким образом, степень активности извести определяется содержанием в ней активных СаО и MgO, способных участвовать в реакциях гидратообразования. Поэтому качество извести повышается с увеличением содержания в ней свободных оксидов кальция и магния. При этом наиболее точным способом определения степени активности извести является метод кислотно-основного титрования (по ГОСТ 22688-77 «Известь строительная. Методы испытаний»), при реализации которого водные растворы извести титруют нормальным раствором соляной кислоты в присутствии фенолфталеина.

В настоящее время в качестве агрегатов для производства извести в промышленных масштабах используют шахтные и вращающиеся печи, печи кипящего слоя, конвейерные, а также карусельные машины. При этом при постоянстве состава известняка качество извести, оцениваемое по содержанию активного СаО, определяется технологическими возможностями обжигового агрегата. Так, содержание активного СаО в извести, получаемой на конвейерных обжиговых машинах, составляет 60-70 % [24]. В шахтных печах долю активного СаО в извести удается довести до 75-80 %. Максимальное содержание активного СаО (88-92 %) обеспечивается при обжиге известняка в печах кипящего слоя [24]. Поэтому можно сделать вывод о наличии резервов для повышения активности извести и эффективности её применения.

Одним из вариантов повышения степени активности извести является повышение её открытой пористости, что равносильно увеличению реакционной поверхности. Повышение открытой пористости извести и крупности пор возможно при проведении обжи-

га при повышенном давлении в среде инертного газа (в отличие от обжига при атмосферном давлении в промышленных условиях). В этих условиях улучшаются кинетические условия диссоциации карбонатов кальция, а превышение парциального давления CO_2 над атмосферным позволяет реализовать каналы прохода CO_2 через слой CaO [25]. В итоге формируется крупнопористая структура извести, обеспечивающая повышенную степень её активности.

Поэтому в настоящей работе исследовали влияние технологии обжига известняка при повышенном давлении на степень активности извести, а также влияние активности извести на результаты десульфурации стали.

Методика получения активной извести

Известняк является основным материалом, используемым для производства активной извести. В настоящем исследовании использовали известняк Аккермановского месторождения по ТУ 08.11.20-011-36362871-2021 первого сорта с крупностью от 20 до 40 мм.

Требования к химическому составу флюсового известняка, согласно ТУ 08.11.20-011-36362871-2021, представлены в табл. 1. Фактический состав известняка, используемого в исследовании, представлен в табл. 2.

Таблица 1

Требования к химическому составу флюсового известняка 1 сорта по ТУ, %

CaO	SiO ₂	MgO	P	P ₂ O ₅	НО
≥ 52	≤ 2,39	≤ 0,99	≤ 0,08	≤ 0,18	≤ 3,0

Таблица 2

Химический состав опытного известняка, %

CaO	SiO ₂	MgO	P	S	ППП
53,7	0,81	0,43	0,02	0,02	41,92

Активная известь была получена путем прокаливания известняка при температуре 1150°C в печи сопротивления при изменении давления от 0,1 до 0,3 МПа с шагом 0,05 МПа, поддерживаемого постоянной подачей газообразного азота.

Процесс прокаливания проводился следующим образом: известняк крупностью 10-20 мм помещали в электрическую печь (в корундовом тигле) и создавали в ней разрежение до 100 кПа с помощью насоса. Затем в печь подавался газообразный азот особой чистоты до достижения заданного давления. Печь нагревали до температуры обжига (1150°C) за 30 мин и поддерживали температуру в течение 2 ч. Затем печь охлаждали до комнатной температуры. Полученная известь хранилась в сухом контейнере.

Методика определения степени активности извести. Степень активности извести определяли методом кислотно-основного титрования в соответствии с

ГОСТ 22688-77. В результате определяли содержание активных $\text{CaO} + \text{MgO}$ в % по массе, которое и характеризует активность извести.

Методика проведения десульфурации стали

Эксперименты по десульфурации металла проводились в индукционной печи емкостью до 10 кг по стали.

В качестве металлошихты использовали сталь марки 3сп с содержанием серы 0,030%. Эксперименты проводились при массе металлошихты 3,0-3,2 кг (в зависимости от массы стальных заготовок). Для первичного шлакообразования в тигель добавляли 2% (от массы металла) твердого шлака, состоящего из 39,9% CaO , 23,6% SiO_2 , 12,4% MgO , 11,8% Al_2O_3 и 3,5% FeO и характерного для начала обработки стали на установке «ковш-печь». После расплавления и достижения температуры ванны 1600°C проводили раскисление шлака гранулированным алюминием (5 г на опыт). Далее в тигель присаживали опытную известь с расходом 10 кг/т металла, что обеспечивало формирование шлака основностью по отношению CaO/SiO_2 на уровне 3,5 ед. при количестве рафинировочного шлака 3% (от массы металла).

Для эффективности десульфурации осуществляли принудительное перемешивание ванны. Процесс десульфурации проводили в течение 10 мин, после чего осуществляли слив металла и шлака с последующим определением содержания серы в металле и степени его десульфурации.

Результаты и их обсуждение

Степень активности извести. Зависимость между степенью активности извести и давлением в печи при её обжиге показана на рис. 1.

Согласно рис. 1, при увеличении давления в печи при обжиге степень активности извести, то есть суммарное содержание активных оксидов кальция и магния, увеличивалась с 76% при 0,1 МПа до 90,7% при давлении 0,3 МПа. При этом наблюдается снижение эффективности повышения давления при обжиге по мере его увеличения. Поэтому повышение давления при обжиге более 0,3 МПа нецелесообразно.

Повышение активности извести, полученной при повышенном давлении в процессе её производства, вероятно, связано с изменением её структуры, а именно с увеличением размера пор. На рис. 2 представлены характерные микрофотографии активной извести, полученной в процессе обжига при различных давлениях.

Результаты оценки микроструктуры частиц активной извести, полученные с использованием сканирующей электронной микроскопии (см. рис. 2), показывают, что по мере повышения давления при обжиге увеличиваются как размеры зерен CaO , так и размеры пор.

Таким образом, большее количество и размер пор извести, полученной при повышенном давлении, улучшает кинетику гидратации CaO , поскольку сни-

жается вероятность блокирования пор продуктами реакции – $\text{Ca}(\text{OH})_2$.

Эффективность десульфурации стали. Влияние степени активности извести на степень десульфурации стали показано на рис. 3.

Из рис. 3 следует, что с увеличением степени активности извести, то есть суммарного содержания в

ней активных оксидов кальция и магния, степень десульфурации стали линейно повышается: на 0,72 % на каждый процент увеличения активности извести. Уравнение регрессии полученной линейной зависимости характеризуется высокой достоверностью, о чем свидетельствует коэффициент детерминации, равный 0,94 ед.

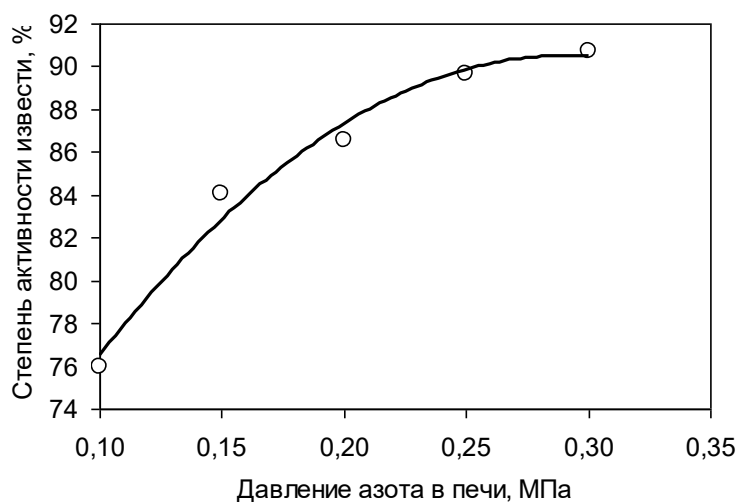


Рис. 1. Влияние давления при обжиге на степень активности извести



Рис. 2. Характерные микрофотографии частиц извести, обожженной при давлении 0,1 МПа (а), 0,2 МПа (б) и 0,3 МПа (в)

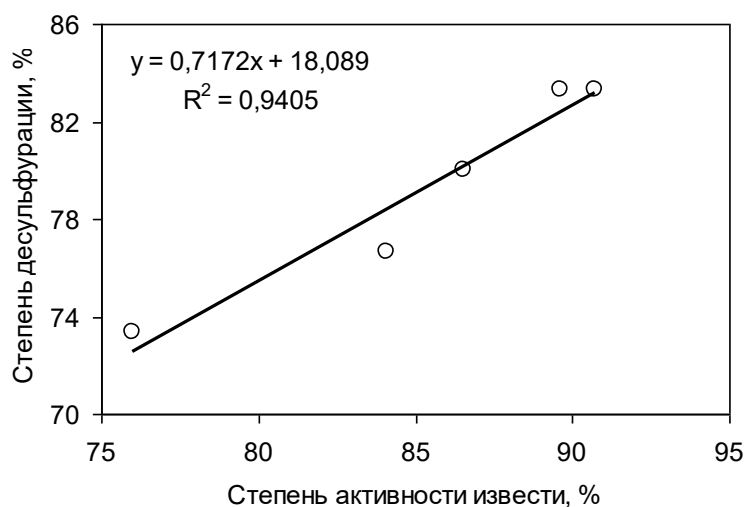


Рис. 3. Влияние степени активности извести на степень десульфурации стали

Таким образом, повышение степени активности извести позволяет существенно улучшить результаты десульфурации металла, что является как резервом повышения качества стали, так и возможностью снижения расхода извести.

Выводы

С повышением давления инертного газа при прокаливании известняка степень активности извести увеличивается, а структура изменяется с мелкопористой на крупнопористую. В лабораторных условиях максимальная степень активности извести обеспечивается при прокаливании известняка в среде инертного газа под давлением 0,3 МПа. Дальнейшее увеличение давления при прокаливании нецелесообразно.

С повышением степени активности извести наблюдается практически линейное увеличение степени десульфурации стали: на 0,72 % на каждый процент увеличения активности извести.

Список источников

1. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали: учебник для вузов. М.: Мир: ООО «Издательство АСТ», 2003. 528 с.
2. Бигеев А.М., Бигеев В.А. Металлургия стали. Теория и технология плавки стали. Магнитогорск: МГТУ, 2000. 543 с.
3. Колокольцев В.М., Коток А.П., Долбилов К.А. Проблема серы в литейных сталях // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. № 3 (47). С. 30-32.
4. Руденко С.П., Валько А.Л., Парфенчик В.Н. Влияние серы на анизотропию пластических свойств конструкционных сталей // Сталь. 2018. № 2. С. 46-49.
5. Матросов Ю.И., Колясникова Н.В. Зависимость свойств малоуглеродистых трубных сталей от содержания вредных примесей // Проблемы черной металлургии и материаловедения. 2024. № 3. С. 68-75.
6. Воробьев А.В., Гнедаш А.В., Носоченко А.О. Разработка и освоение технологии производства стали с содержанием серы не более 15 ppm // Металлург. 2006. № 3. С. 46-49.
7. Шаповалов А.Н. Разработка сквозной технологии производства стали заданного качества в условиях ОАО «Уральская Сталь» // Металлург. 2012. № 2. С. 41-43.
8. Шаповалов А.Н., Долгополова Л.Б. Комплексный подход к решению проблемы качества металла // Литейные процессы. 2013. № 12. С. 51-59.
9. Опыт получения сверхнизкого содержания серы при производстве высококачественных трубных сталей в ККЦ ПАО «ММК» / Сарычев Б.А., Чигасов Д.Н., Исаков И.Ф., Добрынин С.М. // Сталь. 2020. № 12. С. 31-32.
10. Шаповалов А.Н. Использование статистического моделирования для обоснования рациональной технологии производства стали в условиях АО «Уральская Сталь» // Бюллетень науки и практики. 2017. № 11 (24). С. 227-235.
11. Технологии производства стальных бесшовных труб для добычи трудноизвлекаемых углеводородов / Ширяев А.Г., Четвериков С.Г., Чикалов С.Г., Пышминцев И.Ю., Крылов П.В. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2018. Т. 61. № 11. С. 866-875.
12. Шаповалов А.Н. Эффективность десульфурации чугуна при производстве высококачественной стали в условиях ОАО «Уральская Сталь» // Машиностроение: сетевой электронный научный журнал. 2013. Т. 1. № 1. С. 34-37.
13. Анализ возможных путей снижения содержания серы в чугуне / Мясоєдов С.В., Филатов С.В., Пантелеев В.В., Листопадов В.С., Загайнов С.А. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2020. Т. 63. № 11-12. С. 878-882.
14. Потапова М.В., Шаповалов А.Н. Влияние параметров доменной плавки на качество передельного чугуна в условиях АО «Уральская Сталь» // Технологии металлургии, машиностроения и материаловобработки. 2018. № 17. С. 4-14.
15. Шевченко А.Ф. Комплексная оценка различных технологий внепечной десульфурации чугуна // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2011. № 7 (1339). С. 33-41.
16. Шаповалов А.Н., Дружков В.Г. Повышение эффективности десульфурации чугуна: монография. Магнитогорск, 2011. 148 с.
17. Перцева Е.В. Совершенствование технологии десульфурации стали в условиях электросталеплавильного цеха АО «Уральская Сталь» // Наука и производство Урала. 2024. Т. 20. С. 21-24.
18. Турсунов Н.К., Саноклов Э.А., Семин А.Е. Исследование процесса десульфурации конструкционной стали с использованием твердых шлаковых смесей и РЗМ // Черные металлы. 2016. № 4 (1012). С. 32-37.
19. Соколов И.Л., Соколова Е.В. Особенности десульфурации низкоуглеродистых, низкремнистой стали на агрегате «ковш-печь» // Теория и технология металлургического производства. 2020. № 3 (34). С. 4-7.
20. Ковшовая десульфурация конвертерной трубной низкосернистой стали / С.Н. Ушаков, В.А. Бигеев, А.М. Столяров, М.В. Потапова // Металлург. 2018. №7. С. 50-53.
21. Исследование эффективности десульфурации при применении низкосернистого чугуна и различных вариантов внепечной обработки стали в ковше / Харлашин П.С., Коломийцева Ю.С., Бакланский В.М., Плохих П.А. // Известия высших учебных заведений. Черная Металлургия. 2012. №2 (55). С. 3-5.
22. Производство извести в дробильно-обжиговом цехе горно-обогатительного производства ОАО «ММК» / Хасанов Н.И., Калинин В.В., Гостенин В.А., Маликова Е.Б., Осипова Л.В. // Горный журнал. 2012. № S3. С. 28-30.

23. Бойтон Р.С. Химия и технология извести. Сокращенный перевод с английского. М.: Изд-во по строительству и архитектуре, 1972. 239 с.
24. Фролов Ю.А. Агломерация. Технология. Тепло-техника. Управление. Экология. М.: Metallurgizdat, 2016. 672 с.
25. Мирзаев Д.А., Копцев В.В. Особенности кинетики декарбонизации CaCO_3 // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. № 2 (38). С. 79-81.

Сведения об авторах

Женин Евгений Вячеславович – кандидат технических наук, доцент кафедры металлургических технологий и оборудования, Новотроицкий филиал НИТУ «МИСиС», г. Новотроицк, Россия. E-mail: evzhenin@mail.ru.

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

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

EFFECT OF LIME ACTIVITY ON STEEL DESULPHURIZATION

Zhenin Evgeny V. – Ph.D. (Eng.), Associate Professor of Metallurgical Technologies and Equipment Department, Novotroitsk branch of University of Science and Technology MISIS, Novotroitsk, Russia. E-mail: evzhenin@mail.ru.

Shapovalov Alexey N. – Ph.D. (Eng.), Associate Professor of Metallurgical Technologies and Equipment Department, Novotroitsk branch of University of Science and Technology MISIS, Novotroitsk, Russia. E-mail: alshapo@yandex.ru.

Abstract. The main reagent for desulfurization in steelmaking is lime. This is due to both the low cost of raw materials and rather simple technology of its production.

The efficiency of steel desulphurization with lime is determined by its quality. In domestic practice, the quality of lime is usually assessed by the content of active CaO , which depends on the chemical composition of limestone and the degree of completeness of calcium carbonate dissociation. At the same time, it is more correct, from the point of view of lime behavior in steelmaking processes, to assess the lime quality by its activity degree. The most accurate way to determine the degree of lime activity is the acid-base titration method.

One of the options for increasing the degree of lime activity is to increase its open porosity, which is possible when burning at high pressure in an inert gas environment.

In this work, the influence of limestone burning technology at high pressure on the degree of lime activity, as well as the influence of lime activity on the results of steel desulfurization, was studied.

The results show that with increasing inert gas pressure during limestone burning (up to 0.3 MPa) the degree of lime activity increases, and the structure changes from fine-porous to large-porous.

It was found that with an increase in the degree of lime activity, a practically linear increase in the degree of steel desulphurization is observed: by 0.72% for each percent increase in lime activity.

Keywords: lime, burning technology, burning pressure, lime activity degree, desulfurization, large pore structure

Ссылка на статью:

Женин Е.В., Шаповалов А.Н. Влияние активности извести на десульфурацию стали // Теория и технология металлургического производства. 2025. №1(52). С. 17-21.

Zhenin E.V., Shapovalov A.N. Effect of lime activity on steel desulphurization. *Teoria i tehnologiya metallurgicheskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2025, vol. 52, no. 1, pp. 17-21.

УДК 658.567.1, 621.745.58

Ровин С.Л., Ёкубов Д.Р.

ИССЛЕДОВАНИЕ И РЕЦИКЛИНГ ЭЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ШЛАКОВ

Аннотация. В статье представлены результаты исследования шлаков сталеплавильных дуговых печей, анализ методов их переработки и возвращения в производство содержащегося в них металла. В ходе исследований были получены новые данные о структуре, составе и свойствах дисперсных материалов, остающихся в настоящее время в отвалах после традиционной переработки сталеплавильных шлаков путем их дробления и омагничивания, определены наиболее рациональные способы извлечения из этих материалов остаточного железа и возвращения его в производство. Для рециклинга омагниченного дисперсного отсева шлаков предлагается использовать ротационные наклоняющиеся плавильные печи, позволяющие не только эффективно, без угара, переплавлять тонкодисперсный скрап, но и восстанавливать содержащиеся в шлаке оксиды железа.

Ключевые слова: сталеплавильные шлаки, дисперсные железосодержащие отходы, обогащение, восстановление, рециклинг

Введение

Экономическая и экологическая важность и актуальность переработки и возвращения в производство дисперсных железосодержащих отходов с каждым годом становится все более и более очевидной. По оценкам специалистов, сегодня перерабатывается и возвращается в производство не более 55-60% таких отходов, а их накопление в отвалах и на промышленных полигонах достигает объемов добычи руды и исчисляется сотнями миллионов тонн, создавая серьезную экологическую опасность [1, 2].

К дисперсным отходам черных металлов принято относить материалы с размерами частиц менее 30-35 мм и толщиной не более 3-5 мм, их источниками, как правило, являются технологические процессы производства металлов и обработки металлических заготовок и изделий. Основными видами этих отходов являются шлаки плавки и обработки жидких металлов, аспирационные пыли металлургических процессов, скрап процессов разлива чугуна и стали, пыли процессов резки, дробеметной очистки и зачистки заготовок, окалина процессов сварки, а также прокатных, кузнечных и термических цехов, шламы шлифовки и стружка цехов механической обработки и т.п. Дисперсные железосодержащие отходы относятся к одним из самых крупнотоннажных твердых промышленных отходов. Количество шлака достигает 10% от количества жидкого металла в чунолитейных и 15-25% в сталелитейных и сталеплавильных цехах, аспирационные пыли составляют около 1,0-1,6% от массы выплавляемого металла, окалина – 1-2% от массы поковок и проката, шламы и стружка – до 5-10% от массы обрабатываемых заготовок. При этом в настоящее время лишь стружка и мелкий скрап возвращаются в производство в количествах, сопоставимых с объемами их образования – утилизируется около 65-75% образующейся стружки черных металлов, а объемы рециклинга оксидных и многокомпонентных отходов, таких как окалина и шламы, не превышают 15-20% [3, 4].

Главная причина такой ситуации – в непригодности традиционных плавильных печей, применяемых сегодня в литейных цехах и на металлургических заводах, к работе на дисперсной шихте. Вторая важная причина – чрезвычайная неоднородность металлосодержащих отходов, как по размеру частиц – от нескольких сантиметров (как в скрапе и шлаке) до нескольких микрон (как в аспирационной пыли), так и по составу – от металлических (стружка, скрап, отходы дробы, пыль зачистки отливок) до оксидных и многокомпонентных отходов (окалина, шламы шлифовки, металлургическая пыль и т.п.). Немаловажное значение имеет и недостаточная изученность физико-химических свойств этих отходов, особенно многокомпонентных, таких как шлаки, аспирационные пыли и шламы [3].

Один из наиболее крупнотоннажных железосодержащих отходов сталеплавильного производства – это шлаки плавки и внепечной обработки жидкого металла, однако общее содержание железа в них, как правило, не превышает 30-35%, но при этом большая часть железа в шлаке (до 75-80%) находится в металлическом состоянии – в виде скрапа. Включения скрапа в электросталеплавильном шлаке могут иметь размеры от долей миллиметра до метра и более (когда вместе со шлаком из ковша сливаются остатки металла).

Переработка шлаков, традиционно применяемая сегодня на большинстве электросталеплавильных заводов, включает в себя следующие операции: на первом этапе – транспортировку в шлаковые отделения, кантовку шлаковых чаш в шлаковые ямы (траншеи), охлаждение шлака, дробление его падающим грузом, разрыхление и извлечение с помощью грузоподъемных электромагнитов крупных кусков металла – так называемых сливов, размером от 300-400 до 1000 мм и более; на втором этапе – магнитную сепарацию, дробление с помощью щековых, валковых или конусных дробилок, грохочение (как правило, используется полотно с ячейкой от 80 до 100 мм), повторную магнитную сепарацию и грохочение. Повторному грохочению (рассеву) подвергают, как правило, как отмагниченный, так и немагнитный шлак. Чаще всего используют сито с ячейкой от 10 до 30 мм. Извлеченный на первом и втором этапе скрап имеет зашлакованность на уровне 5-15% и воз-

вращается обратно в дуговую сталеплавильную печь. Таким образом удастся вернуть до 75-80% металла, содержащегося в шлаке. В немагнитной части шлака содержание железа общего, как правило, не превышает 8-10%, и после сортировки она может быть использована для изготовления строительных материалов, для отсыпки дорожного полотна, для укрытия полигонов промышленных и бытовых отходов и т.д. [5-7].

Дисперсный отмагниченный отсев шлака с размерами частиц от 0 до ~30 мм имеет общее железосодержание на уровне 45–55%, но в настоящее время практически не используется. Непосредственное возвращение такого материала в электродуговую печь приводит к снижению всех технических параметров плавки и значительному угару – переходу его снова в шлак. В то же время, по оценкам специалистов, количество такого материала составляет до 10–12% от исходной массы электросталеплавильного шлака, и его рециклинг позволил бы дополнительно вернуть в производство около 10 тыс. т железа на каждый 1 млн т выплавленной стали.

Исследование и анализ результатов

В работе были исследованы образцы электросталеплавильного шлака, прошедшего предварительную переработку в соответствии с представленной выше схе-

мой, включая дробление, магнитную сепарацию и рассев, отобранные в отвалах различных электрометаллургических заводов в Беларуси, России и Узбекистана, в том числе ОАО «Белорусский металлургический завод», АО «Узметкомбинат», АО «Таганрогский металлургический завод» и Выксунского металлургического завода. Несмотря на широкую географию источников отобранных проб, исследования выявили их близость по ряду существенных характеристик, как по внешнему виду (рис. 1), так и по составу, в первую очередь по общему железосодержанию и форме, в которой находится железо (табл. 1), что позволяет говорить о возможности и целесообразности единого подхода к вопросам переработки и рециклинга этих отходов.

На первом этапе исследования определяли влажность (W , %) образцов путем сушки до постоянной массы при температуре $110 \pm 5^\circ\text{C}$, насыпную плотность (ρ_n , кг/м^3) – взвешиванием заданного объема шлака после свободной засыпки в мерную емкость, потери при прокаливании (п.п.п., %) – потери массы после нагрева до 900°C и выдержки в течение 30 мин, а также состав образцов с помощью рентгенофлуоресцентного анализа. Усредненные результаты анализов представлены в табл. 1.



Рис. 1. Образцы железосодержащего шлака: а – АО «ТМЗ»; б – ОАО «БМЗ»; в – АО «Узметкомбинат»

Таблица 1

Состав образцов омагниченного отсева электросталеплавильного шлака

Номер образца	Наименование материала	Состав материала, %										Потери п.п.п., %	Влажность W , %	Плотность ρ_n , кг/м^3
		$\text{Fe}_{\text{общ}}$	$\text{Fe}_{\text{мет}}$	P	S	C	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	MnO			
1	Шлак ОАО «БМЗ»	45,8	32,1	0,06	0,07	1,5	21,0	15,80	3,3	5,4	0,53	2,24	2,25	1870
2	Шлак АО «Узметкомбинат»	52,1	38,5	0,08	0,03	1,3	22,3	11,5	3,15	3,68	0,55	3,21	1,3	2020
3	Шлак АО «ТМЗ»	48,6	35,4	0,1	0,12	2,1	20,6	14,1	3,79	3,42	0,77	3,12	2,05	1960
4	Шлак «БМЗ»	54,3	39,8	0,09	0,1	1,2	21,25	9,4	2,9	3,3	0,61	2,52	0,65	2140

Анализ показал, что, несмотря на то, что образцы хорошо магнитятся, в их составе имеется значительное количество компонентов, не содержащих железо

(балласта), а поверхности металлических включений сильно зашлакованы. В связи с этим были проведены действия, направленные на дополнительное

обогащение образцов: после удаления свободной влаги (сушки), они обрабатывались на вибросите с размером ячейки 2,5 мм (отделялась мелкая фракция) и подвергались галтовке в лабораторной установке «пьяная бочка» (рис. 2, а), что позволило удалить значительную часть неметаллических загрязнений с поверхности металлических частиц. Количество отсеянной мелочи составило от 15,6 до 22,5% от массы образцов, а количество пыли, отделенной при галтовке – от 10,2 до 16,7% от массы загруженного в установку материала.

Исследование элементного состава и микроструктуры пыли и отсеянных мелких частиц шлака проводилось с помощью энергодисперсионного спектрометра INCA-350 и электронного сканирующего микроскопа Vega Tescan, анализ их фазового состава осуществлялся на дифрактометре ДРОН-3. Отгалтованная часть с размерами элементов $\geq 2,5$ мм расплавлялась в лабораторной высокочастотной индукционной установке

(рис. 2, б) с целью определения количества содержащегося в ней металла (металлургического выхода).

Исследования микроструктуры и элементного состава мелочи выявили значительную неоднородность: от частиц с содержанием железа ($Fe_{общ}$) до 64-65% до частиц, в которых железа нет вообще или содержание его не превышает 3-5%. При этом суммарное количество частиц, богатых железом, и металлизированных включений в этой фракции во всех образцах оказалось незначительным. В целом, как показал анализ, количество железа металлического ($Fe_{мет}$) в материале, прошедшем через сито 2,5 мм, не превышает 2-3%, а железо общее ($Fe_{общ}$) – не более 20-25%. Причем было установлено, что элементные составы отсева (то есть фракции с размером частичек менее 2,5 мм) для всех проб достаточно близки. Структура, спектрограмма и усредненный элементный состав частиц размером менее 2,5 мм некоторых образцов представлен на рис. 3 и 4.

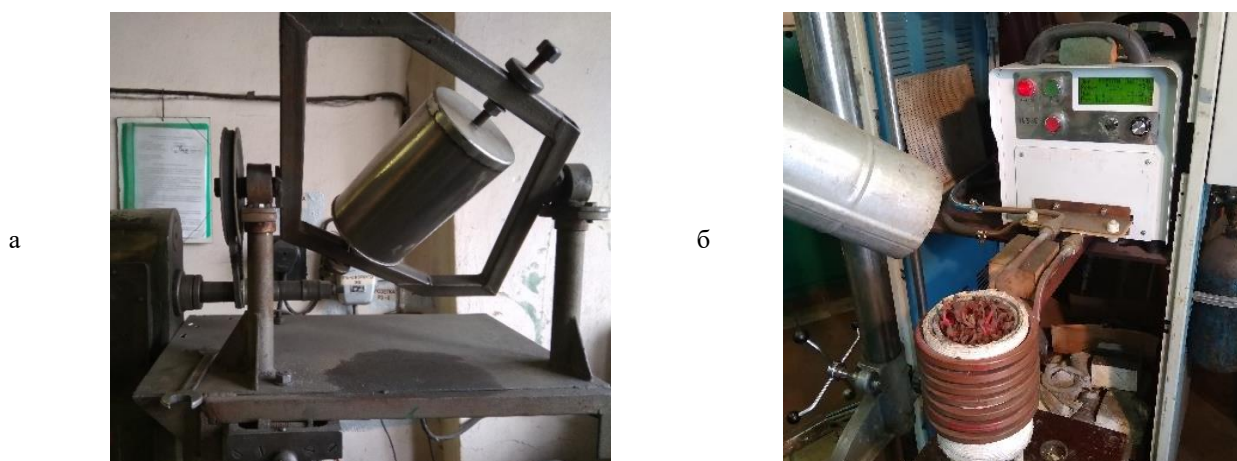


Рис. 2. Лабораторное оборудование:

а – галтовочная установка «пьяная бочка»; б – высокочастотная индукционная установка

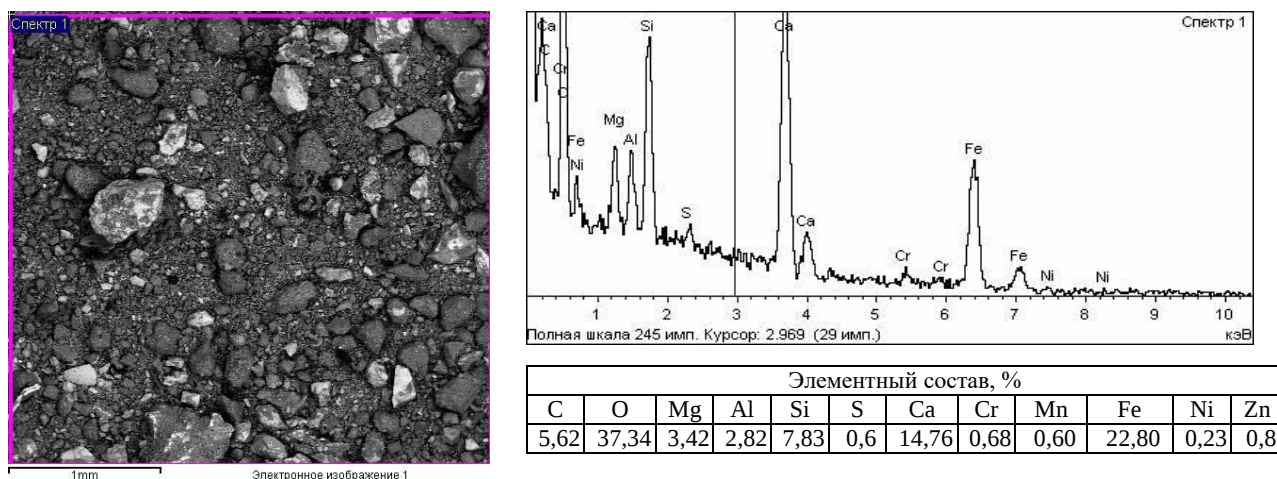


Рис. 3. Структура, спектрограмма и усредненный элементный состав шлака из ВМЗ фракции < 2,5 мм

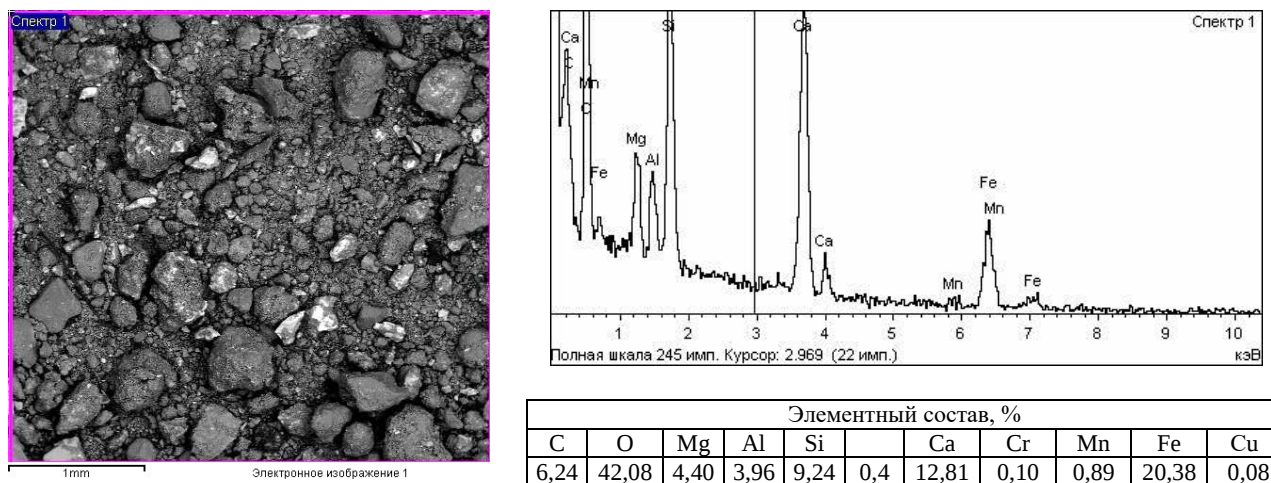


Рис. 4. Структура, спектрограмма и усредненный элементный состав шлака из БМЗ фракции < 2,5 мм

Помимо железа и его соединений, в частицах этой фракции значительную часть составляют кремний, алюминий, кальций, магний, которые согласно фазовому анализу находятся в составе оксидов, силикатов, алюмосиликатов, фаялитов, ферритов и других соединений.

Учитывая относительно невысокое общее содержание железа в отсеке шлака с размером частиц менее 2,5 мм, была проведена попытка его обогащения путем дополнительной магнитной сепарации. Однако даже двукратным омагничиванием удалось отделить от этого материала лишь около 15% балласта (содержащего не более 5% железа) и довести содержание $Fe_{общ}$ в нем до ~23-28%. При таком содержании любые пирометаллургические методы извлечения железа из материала экономически невыгодны.

Примерно такое же содержание железа было обнаружено в пыли, отделенной от образцов в процессе галтовки: $Fe_{общ}$ находилось в пределах ~23-30%, при этом содержание $Fe_{мет}$ не превышало 1-3 %.

Плавку отгатованного материала с размером частиц от 2,5 до 30 мм вели при частотах 11000-13000 Гц. В графитовый тигель загружали около 1,0 кг материала. После расплавления для исключения дополнительного окисления металла при контакте с воздухом на поверхность расплава подавали защитный углеродсодержащий флюс (измельченный бой графитовых тиглей). Среднее время плавки составило 50-55 мин, включая время разогрева, расплавления,

перегрева, удаления шлака, заливки пробы на химанализ и слива полученного расплава в металлический кокиль. Выход металла, полученный в результате лабораторных плавок, составил от ~54 до ~62% от массы переплавляемого образца.

Анализ состава полученного металла проводился на оптико-эмиссионном спектрометре ARL 3460, его результаты представлены в табл. 2. В результате экспериментальных плавок во всех случаях получили углеродистую сталь с низким содержанием марганца (Mn) и кремния (Si) и достаточно высоким углеродом (C). Эти особенности состава (низкий Mn и Si) объясняются в первую очередь происхождением переплавленного скрапа – ливиную долю (до 85-90%) шлака электросталеплавильных цехов составляет печной шлак, скачанный из ДСП до начала доводки расплава по составу, а высокое содержание углерода связано с особенностями проведения экспериментальных плавок – использованием графитового тигля и покровного углеродистого флюса.

Состав шлака, полученного при переплавке образцов, определялся с помощью рентгенофлуоресцентного анализа. Общее количество железа в шлаке составило от ~23 до 28,5%, при содержании железа металлического от 3,0 до 7,5%.

Результаты разделения исследованных образцов омагниченного дисперсного электросталеплавильного шлака на металлическую и неметаллическую части представлены в итоговой табл. 3.

Таблица 2

Состав металла, полученного при переплавке отгатованных образцов шлака

Номер образца*	Элементный состав, %											
	C	Mn	Si	Cr	Ni	Mo	Cu	Al	Ti	P	S	Fe
1	0,56	0,16	0,12	0,10	-	0,02	0,17	0,07	0,03	0,03	0,060	Остальное
2	0,50	0,05	0,04	0,21	-	0,05	0,12	0,07	0,01	0,028	0,056	
3	0,63	0,10	0,05	0,30	0,18	0,04	0,15	0,09	0,06	0,020	0,050	
4	0,48	0,09	0,10	0,10	0,26	0,07	0,11	0,02	0,09	0,030	0,065	

*Номер образца соответствует исходному номеру и названию в табл. 1.

Содержание и распределение железа в дисперсном электросталеплавильном шлаке

Номер образца*	Влажность, W, %	Фракция размером $\geq 2,5$ мм, % от массы образца			Фракция $< 2,5$ мм, % от массы образца (Fe _{общ} , %)
		Скрап		Пыль очистки скрапа (Fe _{общ} в пыли, %)	
		металл	шлак плавки (Fe _{общ} в шлаке, %)		
1	2,3	30,3	26,1 (24,0)	16,7 (28,1)	22,5 (20,4)
2	1,3	36,4	28,5 (26,4)	16,3 (26,8)	15,8 (23,1)
3	2,0	34,0	27,6 (22,9)	14,4 (23,2)	19,4 (24,7)
4	0,7	36,9	29,0 (28,5)	10,2 (30,8)	20,4 (22,9)

*Номер образца соответствует его номеру и названию в табл. 1.

Полученные данные подтверждают, что, во-первых, большая часть железа в исследованных образцах шлака находится в виде металлических включений (до 70-75%) и, во-вторых, содержание железа общего в частицах размером менее 2,5 мм и пылевидной фракции является относительно небольшим (не более 20-30%), а железа металлического – ничтожным (не более 3-5%). Кроме того, экспериментальные плавки показали, что, несмотря на очистку (галтовку) поверхности извлеченного из шлака скрапа, количество неметаллических включений в скрапе остается значительным – при переплавке скрапа масса образующегося шлака доходила до 40-45% от количества загруженного в тигель материала.

Учитывая дисперсность (от ~ 2 до ~ 30 мм), неоднородность и сильное загрязнение скрапа, входящего в состав шлака, в условиях реального производства наиболее подходящим агрегатом для его переплава представляются специальные ротационные наклоняющиеся печи (РНП) нового поколения с управляемой атмосферой в рабочем пространстве, в которых нагрев и расплавление материалов реализуются в динамическом, постоянно перемешиваемом слое, продуваемом потоком газотеплоносителей, движущихся по винтовой петлеобразной траектории (рис. 5) [8, 9].

Переплав мелкого скрапа в ротационных наклоняющихся печах может осуществляться в соответствии с уже отработанной в печах такого типа технологией плавки чугуна и дробленой стальной стружки. Эта технология включает в себя: высокотемпературный безокислительный нагрев, расплавление, при необходимости – науглероживание расплава, выдержку до прекращения кипа, скачивание шлака и выдачу расплава в

изложницы или в разливочный ковш с передачей жидкого металла в традиционные электрические плавильные печи или установки внепечной обработки для доводки расплава до заданного химсостава [9].

При использовании такой технологии, помимо удаления неметаллических включений, появляется возможность не только минимизировать угар металла при нагреве и расплавлении, но и восстановить присутствующие в скрапе оксиды железа как в твердой фазе – в процессе нагрева в восстановительной атмосфере, так и в жидкой фазе – в процессе кипа ванны в присутствии твердого восстановителя. Режим безокислительного нагрева реализуется в РНП путем сжигания жидкого или газообразного топлива с недостатком кислорода (с коэффициентом избытка воздуха $\alpha \approx 0,9$) и добавления в завалку твердых углеродсодержащих материалов (коксик, отсеб угля, антрацита и т.п.). Переход от твердой к жидкой фазе осуществляется с использованием дутья, обогащенного до 28-30% кислорода (скорость подъема температуры в печи при этом достигает 50-60 К/мин, а время перехода сокращается до 5-10 мин), что позволяет предотвратить спекание дисперсных частиц, обеспечивает необходимый для расплавления стального скрапа температурный напор и при этом минимизирует потери на угар (окисление) металла в переходный период. При необходимости (значительном содержании оксидов железа в исходном материале) процесс может быть дополнен жидкофазным восстановлением и науглероживанием (с использованием дробленого электродного боя, графита и т.п.), которые реализуются здесь же, в РНП, после расплавления шихты [9,10].

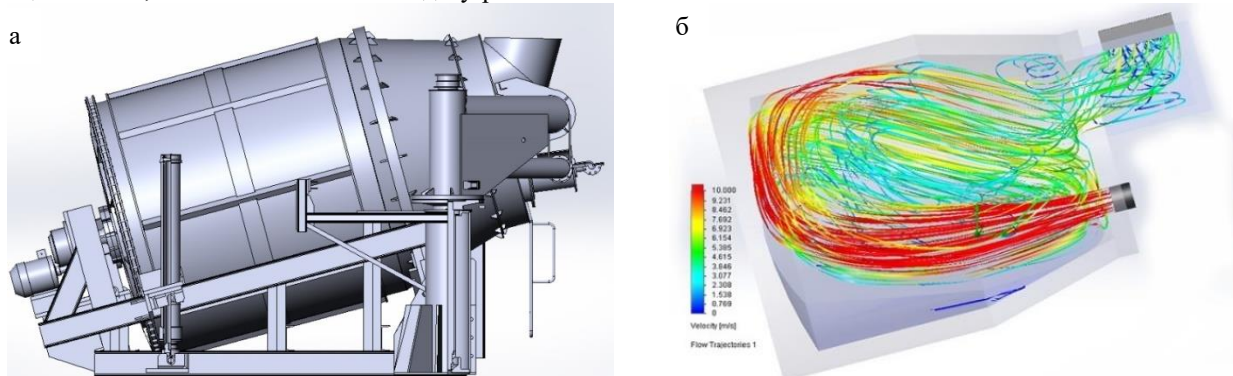


Рис. 5. Общий вид печи (а) и траектория движения газового потока в РНП (б)

Полный цикл плавки мелкого скрапа в РНП составит около 60 мин. Результаты расчета ориентировочных удельных затрат материалов и энергоносителей на переплавку в РНП мелкого скрапа, извлеченного из электросталеплавильного шлака, представлены в табл. 4.

Таблица 4

Удельные затраты материалов и энергоносителей* на получение 1 т стали из мелкодисперсного скрапа в РНП

Материалы и энергоносители	Удельный расход
1. Железосодержащее сырье (омагниченный очищенный мелкий скрап), кг	1650-1800
2. Восстановитель – коксик, отсеб угля, отсеб антрацита, лигнин, кг	50-60
3. Флюсы – известняк, плакировый шпат, кг	50-60
4. Топливо – природный газ, м ³	100-110
5. Кислород, м ³	17-20
6. Электроэнергия, кВт·ч	5-6

* При непрерывном технологическом процессе, без учета энергозатрат на разогрев печи.

Выводы

Исследования образцов дисперсного (с размером частиц до 30 мм), прошедшего магнитную сепарацию электросталеплавильного шлака позволили уточнить характеристики материала, выявить ряд важных структурных особенностей и определить рациональные (экономически целесообразные) варианты его переработки и рециклинга.

Содержание железа общего в таких материалах находится на уровне 45-55%, причем до 70-75% этого железа присутствует в металлическом виде, а большая часть балласта (с содержанием $Fe_{общ}$ не более 25%) имеет размер частиц менее 2-3 мм. Массовая доля такой фракции в исследованных образцах составила от 15,8 до 22,5%.

С учетом результатов исследования, наиболее рациональной технологической схемой рециклинга таких материалов представляется последовательное проведение следующих операций: галтовка и обеспыливание с целью отделения от металлического скрапа

неметаллических загрязнений, рассев – отделение мелкой фракции с размером частиц менее ~2,5 мм, содержащей наименьшее количество железа, а затем безокислительная плавка выделенного очищенного скрапа в РНП. Использование такой технологии при минимальных затратах на переработку позволит извлечь из дисперсных электросталеплавильных шлаков, которые сегодня остаются в отвалах, до 80-85% содержащегося в них железа, что эквивалентно дополнительному возвращению в производство до 10000 т металла на каждый миллион выплавленной стали.

Список источников

1. Юсфин, Ю.С., Леонтьев Л.И., Черноусов П.И. Промышленность и окружающая среда. М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. 469 с.
2. Шатоха В.И. Вторичные ресурсы металлургии. Днепропетровск: РИА «Днепр», 2009. 338 с.
3. Ровин С.Л., Ровин Л.Е., Насевич И.С. Переработка и утилизация дисперсных металлоторходов // Металлургия машиностроения. 2022. № 1. С. 17-24.
4. Управление ресурсами. Оценка и снижение эколого-экономического ущерба / Лисиенко В.Г., Дружинина О.Г., Зобнин Б.Б., Роговин В.И., Морозова В.А. Екатеринбург: ГОУ УГТУ-УПИ, 2002. 307 с.
5. Валуев Д.В., Гизатулин Р.А. Технологии переработки металлургических отходов. Томск: Изд-во Томского политех. ун-та, 2012. 196 с.
6. Айкашев А.В., Панишев Н.В., Махоткина Е.С. Эффективность переработки металлургических шлаков // Теория и технология металлургического производства. 2021. № 4 (39). С. 9-12.
7. Современное состояние переработки шлаков сталеплавильного производства / Бельский С.С., Зайцева А.А., Тютрин А.А., Исмаилов З.З., Баранов А.Н., Сокольникова Ю.В. // iPolytech Journal. 2021. № 6 (25). С. 782-794.
8. Rovin S.L., Kalinichenko A.S., Rovin L.E. Recycling of Dispersed Metal Wastes in Rotary Furnaces // Journal of Casting & Materials Engineering. 2019. №2. Р. 43-49.
9. Ровин С.Л., Ровин Л.Е., Заяц Т.М. Металлургические достоинства ротационных наклоняющихся печей // Литье и металлургия, 2010. №4. С. 40-44.
10. Ровин С.Л. Исследование работы ротационных наклоняющихся плавильных печей // Наука и техника. 2016. № 1. С. 18-28.

Сведения об авторах

Ровин Сергей Леонидович – доктор технических наук, доцент, заведующий металлургическим научным центром, АО «Узметкомбинат», г. Бекабад, Республика Узбекистан. E-mail: s.rovinsl@uzbeksteel.uz

Ёкубов Дильмурод Рашидбекович – ведущий инженер-исследователь, АО «Узметкомбинат», г. Бекабад, Республика Узбекистан. E-mail: d.yokubov@uzbeksteel.uz

RESEARCH AND RECYCLING OF ELECTRIC STEELMAKING SLAGS

Rovin Sergey L. – Doctor of Technical Sciences, Head of the Metallurgical Research Center of JSC Uzmetkombinat, Bekabad, Republic of Uzbekistan. E-mail: s.rovinsl@uzbeksteel.uz

Yokubov Dilmurod R. – leading research engineer of JSC Uzmetkombinat, Bekabad Republic of Uzbekistan. E-mail: d.yokubov@uzbeksteel.uz

Abstract. The article presents the results of a study of slag from steelmaking arc furnaces, an analysis of the methods of their processing and the return to production of the metal contained in them. In the course of the research, new data were obtained on the structure, composition and properties of dispersed materials currently remaining in landfills after traditional processing of steelmaking slags by crushing and magnetization, and the most rational ways to extract residual iron from these materials and return it to production were determined. For the recycling of magnetized dispersed slag screening, it is proposed to use rotary tilting melting furnaces, which allow not only efficient, carbon-free melting of finely dispersed scrap, but also the reduction of iron oxides contained in the slag.

Keywords: steelmaking slags, dispersed iron-containing waste, enrichment, recovery, recycling

Ссылка на статью:

Ровин С.Л., Ёкубов Д.Р. Исследование и рециклинг электросталеплавильных шлаков // Теория и технология металлургического производства. 2025. №1(52). С. 22-28.

Rovin S.L., Yokubov D.R. Research and recycling of electric steelmaking slags. *Teoria i tecnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2025, vol. 52, no. 1, pp. 22-28.

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

УДК 621.774.04

Мокрицкий М.И., Великоцкий Р.Е., Сумец А.В., Шабрацкий С.В.

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ И ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОРРОЗИОННОЙ КОНСТАНТЫ ДЛЯ РЕАЛЬНОГО И НУЛЕВОГО СОДЕРЖАНИЯ УГЛЕРОДА В ТРУБНОЙ СТАЛИ ФЕРРИТО-БЕЙНИТО-ПЕРЛИТНОГО КЛАССА

Аннотация. В работе представлен металлургический анализ причин образования питтинговой коррозии на поверхности горячекатаного проката трубных сталей феррито-перлитно-бейнитного класса категории прочности от K56 до K60, с элементами математического и физического моделирования питтингообразования в зависимости от температуры нагрева и времени выдержки металла. Получил дальнейшее развитие математический аппарат прогнозирования питтинговой коррозии трубной стали классов прочности K56-K60. Результаты математического и физического моделирования позволили расширить представления по определению коррозионной константы в температурном интервале 900-1300°C для реального и нулевого содержания углерода. Рассмотрены морфологические особенности коррозионно-активных неметаллических включений (КАНВ). Установлено, что КАНВ состоят из сульфидной и окисульфидной частей. Присутствие в твёрдом металле алюмокальциевых включений $12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$, не удалённых в процессе выплавки и разлива, оказывает наиболее отрицательное воздействие не только на питтинговую коррозию, но и на вязкость и пластичность стали, по сравнению с алюмокальциевыми включениями другого состава. Наиболее предпочтительным видом включения для трубной стали категории прочности K52-K60 является КАНВ, состоящее из $3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$, так как такой состав имеет максимальную сульфидную ёмкость, достаточно высокую температуру плавления и сравнительно хороший коэффициент термического расширения. Чистота стали по КАНВ обеспечивается оптимизацией технологических параметров внепечной обработки Ca-содержащими материалами, комплексом производственных мероприятий, направленных на снижение содержания кислорода и водорода в жидкой стали, а также минимизацию образования неметаллических включений. Предварительно обработанный металл (дробеструйная обработка + грунтовка поверхности) предотвращает развитие питтингообразования. Глубина питтингов зависит от двух основных факторов: величины гетерогенности поверхности (минимизация КАНВ), и температуры нагрева, причём первый фактор оказывает решающее значение.

Ключевые слова: питтингообразование, коррозионно-активные неметаллические включения (КАНВ), питтинговая коррозия, математическое моделирование питтингообразования, неметаллические включения, глубины питтингообразования, стойкость против питтинговой коррозии

Проблема высокотемпературной коррозии малоуглеродистой низколегированной стали является одной из малоизученных в современном материаловедении. Особый акцент делается на общеизвестной и наиболее распространённой проблеме – питтингообразования на поверхности горячекатаного проката трубных марок стали феррито-перлитного, феррито-бейнитного и феррито-бейнито-перлитного классов категории прочности K56 и выше (до X70 включительно). Основное внимание уделяется представлениям о механизме высокотемпературного окисления или так называемой «горячей» коррозии в аспекте их термодинамики и кинетики развития, согласно классической теории окисления Вагнера.

Согласно классическим представлениям [1], возникновение питтинга связано с нарушением пассивного состояния на отдельных участках поверхности низколегированной стали в результате воздействия анионов-активаторов. На этих участках происходит ускоренное разрушение оксидных плёнок, что вызывает местное активирование, связанное с адсорбционным вытеснением кислорода анионами-активаторами на участках, где прочность связи кислорода с металлом меньше, чем с анионами. Нарушение пассивного

состояния на отдельных участках поверхности горячекатаного проката приводит к увеличению скорости коррозии и возникновению питтинга.

Как правило, такими участками являются неметаллические включения, особенно сульфиды [1]. Центром питтинговой коррозии является граница «металл – неметаллическое включение». В этих местах из-за низких защитных свойств пассивных плёнок облегчается адсорбция анионов-активаторов. Рост питтинга связан с работой коррозионного гальванического элемента, в котором анодом является питтинг, а катодом – остальная поверхность металла, находящегося в пассивном состоянии [1]. Эффективной работе такого коррозионного элемента благоприятствует достаточное количество деполяризатора (O_2 , катионов Fe^{3+} и др.), а также нахождение питтингов в активном состоянии, чему способствует понижение pH раствора в нём вследствие гидролиза катионов корродирующей поверхности листа стали. В процессе роста питтингов их число практически не увеличивается, так как возникшие питтинги, работающие анодами, играют роль протекторов и тем самым резко снижают вероятность возникновения новых питтингов.

Механизм изотермического питтингообразования низколегированной стали предметно изучен Н.Г. Бирксом в работе [2]. Исходя из представленного в работе [2] механизма, химическая реакция между

атомами железа, углерода и кислорода выражается формулой $\text{FeO} + \text{C} = \text{CO} + \text{Fe}^{2+} + 2\text{e}^-$ и решается по уравнению второго закона Фика для случая полубесконечного литого сляба: $dC/dt = Dd^2C/dx^2$, для $x > X$, где x – расстояние от исходной поверхности стали, X – положение границы раздела «окалина-металл».

Согласно [3], при питтинговой коррозии стали размеры областей внутри зёрен, занятых перлитом, уменьшаются, расширяя оболочку феррита. Также акцентируется внимание на образование неопределённых углеводородов типа СН, молекулы которых имеют малые размеры, что и позволяет им свободно перемещаться по субграницам.

В работе [4] делается акцент на том, что основной причиной коррозии трубных марок стали является загрязнённость металла неметаллическими включениями особого типа – коррозионно-активными неметаллическими включениями (КАНВ), вносимыми в сталь в процессе ковшевой обработки при неоптимальных технологических параметрах, и, как следствие, получение электрохимической гетерогенности металла. Установлено [4], что КАНВ являются двухфазными и состоят отдельно из сульфидной и оксидной частей, плотно прилегающих друг к другу. Сульфидная часть представляет собой сульфид кальция с марганцем, а в оксиде алюминия с магнием (магнезиальная шпинель – $\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$) в некоторых случаях наблюдаются отдельные частицы сульфида кальция.

Как отмечает С. В. Беликов с коллегами [4], при понижении температуры расплавленной стали ниже ликвидуса начинают выделяться сульфидные включения, при этом их образование происходит на включениях окислов, формирующихся в жидкой стали уже в твёрдом состоянии. Сульфиды выделяются в процессе кристаллизации. Сульфиды марганца образуются также в жидкой стали, но ниже температуры начала кристаллизации. Марганцево-кальциевый сульфид образуется при дальнейшем понижении температуры расплавленной стали либо уже в твёрдом состоянии. Формирующиеся оксиды в виде магнезиальной шпинели являются подложкой для образования на них сульфидов марганца. При дальнейшем охлаждении стали в оксидной и сульфидной части КАНВ происходит растворение сульфида кальция.

Исходя из этого [4], включения сульфидов и сульфоксидов марганца в низколегированной стали служат предпочтительными центрами образования питтингов. Провоцирующее действие включений MnS обусловлено тем, что при контакте с водными средами они легко растворяются с образованием ионов S^{2-} , которые, подобно ионам Cl^- , способны вытеснять с поверхности металла пассивирующий кислород, инициируя тем самым вторичные явления, приводящие к формированию устойчивого питтинга. В итоге исследователи [4] делают вывод, что механизм локальной питтинговой коррозии запускается на термодинамически неустойчивых сульфидах.

Тем не менее А.С. Тюсенковым [5] акцентируется внимание на том, что в качестве центров питтинго-

образования могут выступать неметаллические включения разной природы – КАНВ, вносимые в процессе ковшевой обработки при неоптимальных технологических параметрах. Данный исследователь обращает особое внимание на то, что параметры кристаллических решёток оксидов и сульфидов железа и марганца разнятся, способствуют к разрыхлению продуктов коррозии и их отслаиванию, а также провоцируют растворение кристаллов карбоната и образование вследствие этого полостей и отверстий, через которые в металл проникают коррозионно-активные компоненты.

Таким образом, А. С. Тюсенков [5] делает вывод, что при питтинговой коррозии на поверхности листов низколегированной стали наблюдается образование гальванической пары вследствие неоднородности её поверхности, а также на возможность образования в поверхностных слоях прокатанного листа труднорастворимых соединений, сопровождающихся падением анодного тока.

В работе [6] обращается внимание на два направления по повышению коррозионной стойкости. Первое – ограничение содержания марганца, формирование карбидов зернистой формы, минимизация полосчатости и контроль неметаллических включений. Второе – жёсткое ограничение КАНВ, так как именно КАНВ, состоящие из алюмината кальция или из $\text{Ca}_3\text{Al}_2\text{O}_6$, окружённого оболочкой CaS, являются очагами питтинговой коррозии. Как отмечает А. И. Степанов с коллегами [6], чистота стали по КАНВ обеспечивается оптимизацией технологических параметров внепечной обработки Ca-содержащими материалами.

Установлено [6], что на месте частиц, классифицируемых как КАНВ1, обнаруживается оксид, состоящий из алюминия, магния и кислорода (шпинель), со следами серы, реже – серы и кальция. Следы серы в КАНВ1 свидетельствуют, что изначально включения состояли из оксидной и сульфидной частей. Выявленные КАНВ2 состоят из сульфида и оксида типа шпинели, содержащего алюминий, магний и кислород, иногда со следами кремния. Области вокруг включений содержат кислород, серу, алюминий и кремний. Детальный анализ показал [6], что КАНВ состоит из сульфидной и оксисульфидной частей, то есть включение двухфазной и состоит из сульфида кальция с марганцем и оксида типа магнезиальной шпинели $\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ со следами кальция и серы. Исследование [6] поперечного сечения показало, что в оксиде присутствуют частицы CaS. Во включении, состоящем из трёх частей (в центре $\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$, с двух сторон к ней примыкают сульфидные части CaS), фазы включения были идентифицированы по кристаллографическим параметрам: магнезиальная шпинель имеет пространственную группу Fd3m с параметром решётки 0,808 нм, сульфид кальция обладает пространственной группой Fm3m с параметром решётки 0,522 нм.

В работе [7] установлено, что наиболее предпочтительным видом включения для трубной стали категории прочности K52-K60 является КАНВ, состоя-

щее из $3\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$, так как такой состав имеет максимальную сульфидную ёмкость, достаточно высокую температуру плавления и сравнительно хороший коэффициент термического расширения. Использование специальных режимов раскисления, продувки и защиты металла при разливке позволяет снизить загрязнённость стали неметаллическими включениями. Применённые производственно-технологические мероприятия [7] позволили существенно снизить долю алюмината кальция состава $12\text{CaO}\cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$, являющегося нежелательным и получить включения с меньшими размерами (менее 12 мкм) и более благоприятной морфологией.

В своих исследованиях Т. В. Морозовой [8] достигнуто увеличение стойкости трубных марок стали к питтинговой коррозии 1,5-2,0 г/м²·ч, что на 0,8 г/м²·ч (или на 40%) выше по отношению к трубам в обычном исполнении. Для обеспечения данного уровня питтинговой коррозии металл должен соответствовать следующим требованиям: полосчатость структуры – не более 2 баллов, микроструктурная неоднородность – не более 2 баллов, макроструктурная неоднородность – не более 2 баллов, оксидные неметаллические включения – не более 2 баллов, сульфидные включения – не более 0 баллов.

Микрорентгеноспектральный анализ [8] включений позволил установить, что основным типом неметаллических включений вне зависимости от общего балла загрязнённости являются относительно мелкие (не более 15 мкм) недеформированные алюминаты кальция с переменным соотношением в своём составе алюминия и кальция, соответствовавшим $\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$, $\text{CaO}\cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3$, $3\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$, в некоторых случаях с CaS в оболочках включений. Крупные включения в металле, загрязнённости которого оценивали 4 баллами и выше, содержали алюминаты кальция с соотношением алюминия и кальция, аналогичным составу $12\text{CaO}\cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$ и $\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$ в виде строчечных неметаллических включений и в составе глобулярных недеформируемых включений. В некоторых крупных недеформируемых гетерогенных включениях обнаружены шпинельные структуры состава, близкого к $\text{MgO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$ и $3\text{CaO}\cdot\text{MgO}\cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3$, присутствие магния в которых свидетельствует об их экзогенном происхождении.

Технологические мероприятия [8], связанные со снижением содержания кислорода в металле и предотвращением разрушения футеровки сталеразливочных ковшей, позволили избежать образования крупных неметаллических включений состава, близкого к $12\text{CaO}\cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$ и/или содержащих MgO , являющихся причиной повышения загрязнённости металла включениями 4-5 баллов, а также снизить общее количество неметаллических включений примерно в три раза, с 0,14 до 0,05%.

С технологической точки зрения [8] в жидкой стали предпочтительно образование включений состава, близкого к $3\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$, так как они имеют более высокую температуру плавления и при выплавке легко уда-

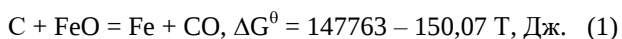
ляются из расплава. При этом присутствие в твёрдом металле алюмокальциевых включений $12\text{CaO}\cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$, не удалённых в процессе выплавки и разлива, оказывает наиболее отрицательное воздействие не только на питтинговую коррозию, но и на вязкость и пластичность стали, по сравнению с алюмокальциевыми включениями другого состава. Такое влияние обусловлено тем, что включения этого типа обладают низкой температурой плавления и при прокатке деформируются, образуя строчки и создавая структурные напряжения между металлической матрицей и неметаллическим включением (НВ). В работе [8] также приведена технология производства стали с целью достижения указанного выше качества металла.

Исходя из вышеизложенного, процесс питтингообразования развивается на поверхности горячекатаного проката в присутствии НВ и состояния поверхности. Наличие дефектов (задилов, закатов части окалин, вмятин, остатков неудалённых загрязнений и пр.), повышающих гетерогенность поверхности и облегчающих возникновение концентрационных неоднородностей и микрощелей, имеет большую склонность к ПК.

В работе [9] показано, что наличие повышенного содержания оксидных неметаллических включений, идентифицируемых как КАНВ 1-го и 2-го типа, в образцах с хрупким изломом является стимулирующим фактором, приводящим к снижению уровня ударной вязкости. Вследствие этого возможны концентрация напряжений, а также образование вокруг КАНВ зон растяжения и сжатия металла в результате их гидратации (как следствие, вокруг этих частиц образуются области сосредоточенной пластической деформации, приводящие к увеличению хрупкости стали при отрицательных температурах).

В работе [10] О. А. Клецовой с коллегами убедительно доказано, что данные включения в зависимости от глубины залегания в металлической матрице по-разному проявляют свою коррозионную активность. Если КАНВ погружено в металл на незначительную глубину, то при взаимодействии с водой включение увеличится в объеме и может беспрепятственно покинуть металл. В этом случае поле напряжений вокруг КАНВ не образуется, и, соответственно, ни «темной зоны», ни ореола не наблюдается. Если КАНВ погружено в металл на значительную глубину, оно также увеличивается в объеме в процессе гидратации, но вследствие отсутствия возможности покинуть металл будет создавать растягивающие напряжения на окружающую матрицу, и на шлифе проявится характерный вид КАНВ.

Как показал детальный анализ проведенных ранее исследований, механизм протекания коррозии и, как следствие, обезуглероживания поверхности низколегированной стали предметно изучен в [11-14]. В окислительной атмосфере печи в основном образуются и растут высокотемпературные оксиды железа (вюстит, гематит и др.). На границе раздела «питтинг-металл» углерод взаимодействует с окалиной с образованием монооксида углерода по реакции



Обезуглероживание происходит в поверхностных слоях металла, при этом преобладает зернограничное обезуглероживание. Обезуглероживание – это явление поверхностное, тем не менее четкого критерия для оценки точного положения внутренней границы зоны обезуглероживания до сих пор не существует. Последнее важно учитывать, так как измерения «глубины обезуглероживания» используются в промышленной практике для описания состояния стали. Однако эти измерения неточны и требуют толкования положений этой внутренней границы и тем самым внесения субъективного элемента в измерения. Дополнительные затруднения обусловлены влиянием скорости охлаждения в стали таких элементов, как марганец, на выделение при охлаждении псевдоэвтектоидного феррита и на конечный состав перлита, образующегося в виде доэвтектоидной структуры.

В случае рассматриваемой математической модели Ю.Я. Иоссея [15] для трубной стали К60: C_0 – это исходное содержание углерода, C_s – содержание углерода на границе раздела «окалина – металл», x – расстояние, измеряемое от исходной поверхности металла, X – положение границы раздела «окалина – металл».

Таким образом, целью работы является металловедческий анализ причин образования питтинговой коррозии на поверхности горячекатаного проката трубной стали феррито-бейнитно-перлитного класса, категории прочности К56-К60 с элементами математического моделирования питтингообразования в зависимости от температуры нагрева металла.

Для достижения поставленной цели были определены следующие задачи:

1. Установить морфологию, химический состав и микроструктуру, обеспечивающую минимальный уровень питтинговой коррозии по полосчатости структуры, микроструктурной и макроструктурной неоднородности, оксидным и сульфидным неметаллическим включениям.

2. Установить химический состав наиболее предпочтительного КАНВ с учётом температуры плавления и коэффициента термического расширения.

3. Установить влияние алюмокальциевых включений $12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$, не удалённых в процессе выплавки и разливки, а также $12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$ и $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ в виде строчечных неметаллических включений и в составе глобулярных недеформируемых включений на процесс питтингообразования.

4. При помощи математического моделирования получить формулу для определения глубины обезуглероживания трубной стали феррито-бейнитно-перлитного класса категории прочности К56-К60.

5. Разработать технологические рекомендации внепечной обработки, транспортировки и хранения металла для снижения интенсивности питтинговой коррозии.

При исследовании использовали образцы, полученные из горячекатаного толстолистового проката трубных марок стали (близких к химическому составу стали 10Г2ФБЮ) категории прочности К56-К60 макро- и микроструктурными методами. Для исследования были использованы образцы стали, выплавленной в кислородном конвертере комбинированного дутья емкостью 300 т и разлитой на машине непрерывного литья заготовок на слябы сечением 220×200 мм. Термомеханический контролируемый процесс производили на стане 3000. Для математического анализа и математического моделирования проанализировали 157 образцов, полученных из 43 плавов трубных марок стали категории прочности К56-К60, в зависимости от температур и времени выдержки. Температура нагрева металла и время выдержки находились в пределах $900\text{--}1300^\circ\text{C}$ и $3600\text{--}18000$ с соответственно. В математических исследованиях использовали следующие обозначения: C_0 – исходное содержание углерода, %; C_s – содержание углерода на границе раздела «окалина – металл», %; x – расстояние от исходной поверхности металла, мм; X – положение границы раздела «окалина – металл», мм; D – коэффициент диффузии углерода, $\text{см}^2/\text{с}$; k_c – коррозионная константа, $\text{мм}^2/\text{с}$; T – температура, $^\circ\text{C}$; t – время, с; d – глубина обезуглероживания, мм.

Металлографическими исследованиями установлено наличие питтинговой коррозии на поверхности горячекатаного проката (рис. 1). Проведённые исследования показали присутствие в очагах питтинговой (точечной) коррозии различных высокотемпературных соединений на основе железа и кислорода (вюстит, гематит и др.).

Коррозия металла на поверхности листов имеет преимущественно глобулярную морфологию. Это свидетельствует об аналогичной морфологии фаз, в местах образования которых сформировались различные конгломераты предшествующих фаз и/или структур (рис. 2) при окислении (в процессе прокатки и охлаждения на воздухе).

Установлено, что в процессе кристаллизации литого слитка в поверхностных слоях формируются оксисульфиды сложного химического состава на основе цветных металлов, например меди. Попадание меди в поверхностные слои сляба, находящегося в твёрдом жидком состоянии, возможно от медного кристаллизатора МНЛЗ.



Рис. 1. Очаги питтинговой коррозии на поверхности горячекатаного проката

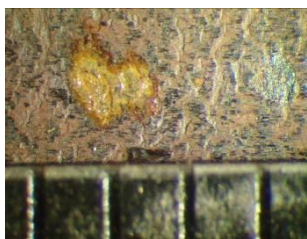


Рис. 2. Конгломераты фаз и структур при окислении в процессе прокатки и охлаждения на воздухе

В прокатанном листе данные оксисульфиды имеют глобулярную форму. При охлаждении слывов оксисульфиды претерпевают ряд фазовых превращений, в результате которых в металле образуются высокотемпературные фазы окислов железа. В дальнейшем при прокатке области залегания данных окислов «вскрываются» и продолжают окисляться на воздухе (рис. 3).

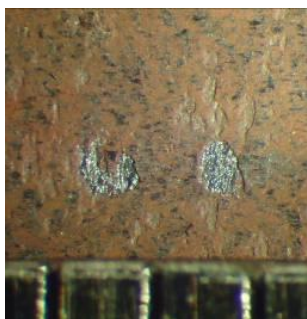


Рис. 3. Области залегания окислов после прокатки

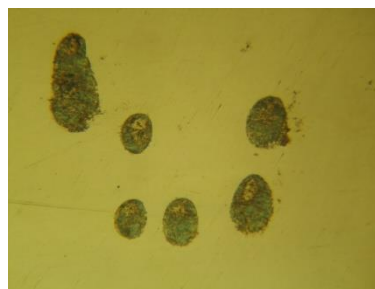
Морфология наиболее часто встречаемых КАНВ представлена на рис. 4. КАНВ имеют преимущественно овальную (рис. 4, а) или шаровидную морфологию (рис. 4, б). Также встречаются КАНВ без чётко выраженной сферической формы (рис. 4, в) и конгломераты КАНВ с соприкасающейся фазовой границей (рис. 4, г).

Получил дальнейшее развитие математический аппарат прогнозирования питтинговой коррозии трубной стали классов прочности K56-K60, представленный в работе [16]. Дальнейшие результаты математического и физического моделирования позволили расширить представления по определению коррозионной константы k_c в температурном интервале 900-1300°C для реального содержания углерода в исследуемых сталях ($C = 0,11\%$) и коррозионной константы нулевого содержания углерода ($k_c [0\%]$).

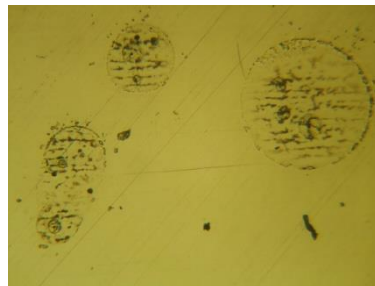
Исходя из представленного Н.Г. Бирksom [2] механизма, химическая реакция между атомами железа, углерода и кислорода выражается формулой (1) и решается по уравнению второго закона Фика для случая полубесконечного литого сляба для $x > X$:

$$dC/dt = Dd^2C/dx^2, \quad (2)$$

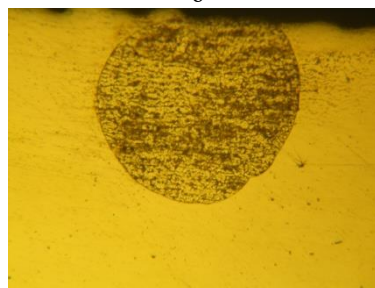
где x – расстояние от исходной поверхности стали; X – положение границы раздела «окалина-металл».



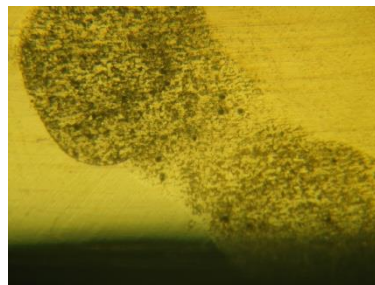
а



б



в



г

Рис. 4. Морфология КАНВ

Принимая, что коэффициент диффузии углерода D постоянный, получаем общее решение уравнения (2) для полубесконечного сляба:

$$C = A + B \operatorname{erf} (x/2 \sqrt{Dt}). \quad (3)$$

Константы A и B можно исключить с помощью приведенных ниже граничных условий:

$$C = C_0 \text{ при } x > 0, t = 0, \quad (4)$$

то есть концентрация углерода сначала равномерна, и

$$C = C_s \text{ при } x = X, t > 0, \quad (5)$$

то есть концентрация углерода на границе раздела «металл-окалина» C_s остается постоянной в равновесии с окалиной.

При таких условиях решение уравнения (3) при постоянной температуре имеет вид

$$\frac{C_o - C}{C_o - C_s} = \frac{\operatorname{erfc}(x / 2\sqrt{Dt})}{\operatorname{erfc}(k_c / 2D)^{1/2}}, \quad (6)$$

где k_c – «коррозионная константа» исследуемой стали, определяемая как

$$k_c = X^2 / 2t, \quad (7)$$

где X – глубина металла, израсходованного на окалинообразование к моменту t .

Уравнение (6) можно упростить, полагая $C_s = 0$, так как значение C_s очень мало ($\sim 0,01\%$), что даёт

$$C = C_o \frac{\operatorname{erfc}(x / 2\sqrt{Dt})}{\operatorname{erfc}\left(\frac{k_c}{2D}\right)^{1/2}}. \quad (8)$$

В нашем случае для стали К60 (среднестатистические значения) $C = 0,11\%$, $Mn = 1,34\%$, $Si = 0,43\%$, величина k_c , $\text{мм}^2/\text{с}$, определяется из выражения (значения k_c в уравнении (9) установлены экспериментальным путём):

$$k_c = 57,1 \exp(-21720 / T). \quad (9)$$

Зависимость между температурой в печи и коррозионной константой k_c , установленная экспериментальным путём для стали К60, представлена на рис. 5.

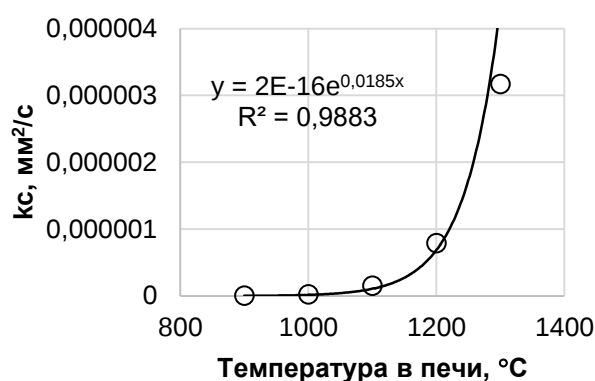


Рис. 5. Зависимость между температурой в печи и коррозионной константой k_c для стали К60

Экстраполируя установленные (экспериментальные) данные до нулевого содержания углерода, получим

$$k_c = 24,6 \exp\left(-\frac{17540}{T}\right). \quad (10)$$

Зависимость между коррозионной константой (k_c [0,11%]) для реального содержания углерода

($C = 0,11\%$) в стали К60 и коррозионной константой нулевого содержания углерода (k_c [0%]) для температурного интервала от 900 до 1300°C представлена на рис. 6.

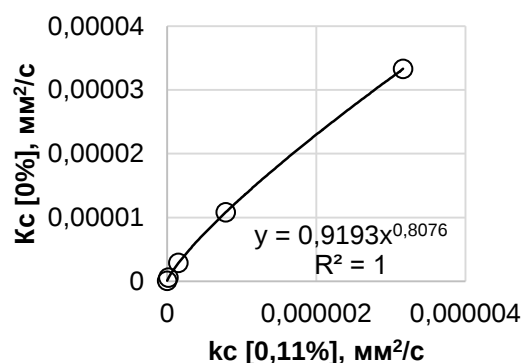


Рис. 6. Зависимость между коррозионной константой (k_c [0,11%]) для реального содержания углерода ($C = 0,11\%$) и коррозионной константой нулевого содержания углерода (k_c [0%])

Согласно рис. 6, при гипотетическом нулевом содержании углерода коррозионная константа для стали К60 снижается примерно на один порядок, то есть решающую роль в коррозии играет углерод.

Обозначая положение этой внутренней границы через $x = x^*$, где $C = C^* = 0,92 C_o$, получаем для глубины обезуглероживания d :

$$d = x^* - X = x^* - (2k_c t)^{1/2}. \quad (11)$$

Из уравнения (11) видно, что величина d зависит от X (или k_c). В атмосферах печи, в которых окалинообразование происходит быстро, $k_c = X$, а величина d соответственно мала.

Для случая стали с содержанием углерода 0,11% используются следующие значения: $C = C^* = 0,92 C_o$ при $x = x^*$ и $C_o - C_s \approx C_o$, тогда $(C_o - C)/(C_o - C_s) = 0,08$. Воспользовавшись этим значением в уравнении (6) и подставляя уравнения (9) и (10), получаем следующее соотношение для x^* :

$$\operatorname{erfc}(x^* / 2\sqrt{Dt}) = 0,08 \operatorname{erfc}(1,16 \exp(-4180/m)]^{1/2}. \quad (12)$$

Использование уравнения (12) для интервала от 900 до 1300°C показывает, что значение $x^* / 2\sqrt{Dt}$ изменяется соответственно от 1,30 до 1,36.

В нашем случае X^* определяется как

$$x^* = 2\sqrt{Dt}, \quad (13)$$

где α незначительно изменяется с температурой.

После подстановки (13) в (11) получим:

$$d = [2\alpha D^{1/2} - (2k_c)^{1/2}] t^{1/2}. \quad (14)$$

Подставляя D и k_c из (9) и (10), получим

$$d = 9,92 \alpha \exp(-8710/T) \times [1 - (10,66/9,92 \alpha) \exp(-2150/T)] t^{1/2}. \quad (15)$$

Оценим выражение в квадратных скобках и найдём значение α для 900 и 1300°C.

Тогда $d_{900^\circ\text{C}} = 10,84 \exp(-8710/T) t^{1/2}$ и

$d_{1300^\circ\text{C}} = 10,06 \exp(-8710/T) t^{1/2}$ мм.

Итак, глубину обезуглероживания d , мм, можно определять из выражения

$$d = 10,5 \exp(-8710/T) t^{1/2}, \quad (16)$$

где t – время, с.

А также, используя формулу (17), определим коррозионную константу k_c в температурном интервале от 900 до 1300°C:

$$k_c = 2^{-16} \exp(0,0185 \cdot T). \quad (17)$$

Уравнение (16) применимо для расчёта глубины окисления d (или обезуглероживания), то есть питтинговой коррозии трубной стали классов прочности К56-К60 при постоянной температуре T в интервале до 1300°C, содержащей $\approx 0,11\%$ С.

Для практического понимания влияния температуры и времени на образование глубины обезуглероживанного слоя (ГОС) на основании уравнения (16) получены эмпирические зависимости, представленные на рис. 7, 8.

На рис. 7 представлена зависимость между температурой нагрева металла и глубиной обезуглероживанного слоя на поверхности толстолистового горячекатаного проката исследуемой стали для случая нагрева сляба в нагревательной печи в течение 1 ч.

На рис. 8, представлена зависимость между временем нагрева металла и глубиной обезуглероживанного слоя на поверхности стали для случая нагрева при температуре 1300°C. Согласно рис. 8, при температуре нагрева 1300°C и времени нагрева 3 ч, или 10800 с, глубина обезуглероживанного слоя составит около 1,3 мм.

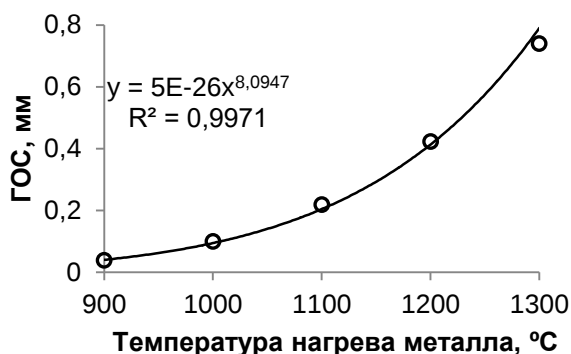


Рис. 7. Зависимость между температурой нагрева металла и глубиной обезуглероживанного слоя на поверхности толстолистового горячекатаного проката

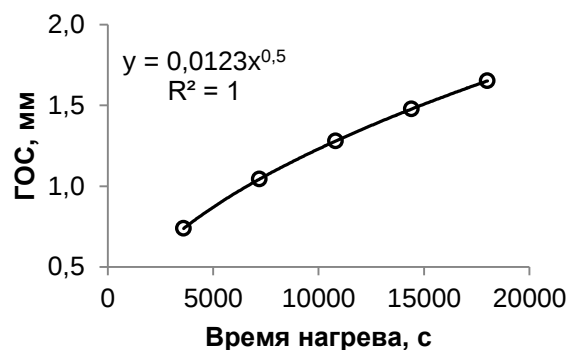


Рис. 8. Зависимость между временем нагрева металла и глубиной обезуглероживанного слоя на поверхности стали

В таблице представлены значения глубины питтингообразования (ГП) в зависимости от температуры и времени технологических режимов прокатного производства.

Глубина питтингообразования в зависимости от температуры и времени технологических режимов прокатного производства

Технологический режим	Температура, °C	Время, с	ГП, мм
Черновая прокатка	1200	120	0,0770
Остывание перед чистовой прокаткой	900	600	0,0150
Чистовая прокатка	820	120	0,0030
Установка контролируемого охлаждения	750	10	0,0003
Σ			0,0953

Согласно таблице, суммарная глубина питтингообразования в процессе технологических режимов прокатного производства составит около 0,1 мм, то есть в пределах допустимой нормы ($< 0,2$ мм).

Интенсификация процесса питтингообразования на поверхности горячекатаных листов трубной стали феррито-бейнитно-перлитного и феррито-перлитного класса категории прочности К56-К60 является следствием атмосферной коррозии в результате неправильной транспортировки и хранения металла («под открытым небом»). Как правило, предварительно обработанный металл (дробеструйная обработка + грунтовка поверхности) предотвращает развитие питтингообразования.

Таким образом, глубина питтингов главным образом зависит от двух основных факторов: 1) величины гетерогенности поверхности (минимизация КАНВ), 2) температуры нагрева, причём первый фактор оказывает решающее значение.

Выводы

1. При помощи математического моделирования получена формула для расчета глубины питтингооб-

разования для трубной стали категории прочности от K56 до K60.

2. Суммарная глубина питтингообразования в процессе технологических режимов прокатного производства составит около 0,1 мм, то есть в пределах допустимой нормы (< 0,2 мм).

3. Получили дальнейшее развитие математический аппарат прогнозирования питтинговой коррозии трубной стали классов прочности K56-K60.

4. Результаты математического и физического моделирования позволили расширить представления по определению коррозионной константы k_c в температурном интервале 900-1300°C для реального содержания углерода в исследуемых сталях ($C = 0,11\%$) и коррозионной константы нулевого содержания углерода ($k_c [0\%]$).

5. Основной причиной коррозии трубных марок стали является загрязнённость металла неметаллическими включениями особого типа – коррозионно-активными неметаллическими включениями (КАНВ), вносимыми в сталь в процессе ковшевой обработки при неоптимальных технологических параметрах, и, как следствие, получение электрохимической гетерогенности металла. КАНВ состоят из сульфидной и окисульфидной частей, то есть включения двухфазные и состоят из сульфида кальция с марганцем и оксида типа магнезиальной шпинели $MgO \cdot Al_2O_3$ со следами кальция и серы.

6. Крупные включения в металле, загрязнённость которого оценивали 4 баллами и выше, содержат алюминаты кальция с соотношением алюминия и кальция, аналогичным составу $12CaO \cdot 7Al_2O_3$ и $CaO \cdot Al_2O_3$ в виде строчечных неметаллических включений и в составе глобулярных недеформируемых включений.

7. Присутствие в твёрдом металле алюмокальциевых включений $12CaO \cdot 7Al_2O_3$, не удалённых в процессе выплавки и разлива, оказывает наиболее отрицательное воздействие не только на питтинговую коррозию, но и на вязкость и пластичность стали, по сравнению с алюмокальциевыми включениями другого состава. Такое влияние обусловлено, прежде всего, тем, что включения этого типа обладают низкой температурой плавления и при прокатке деформируются, образуя строчки и создавая структурные напряжения между металлической матрицей и неметаллическим включением.

8. Наиболее предпочтительным видом включений для трубной стали категории прочности K52-K60 являются КАНВ, состоящие из химического соединения $3CaO \cdot Al_2O_3$, так как такой состав имеет максимальную сульфидную ёмкость, достаточно высокую температуру плавления и сравнительно хороший коэффициент термического расширения.

9. Установлены два направления по повышению коррозионной стойкости. Первое – ограничение содержания марганца, формирование карбидов зернистой формы, минимизация полосчатости и контроль

неметаллических включений. Второе – жёсткое ограничение КАНВ, так как именно КАНВ, состоящие из алюмината кальция или из $Ca_3Al_2O_6$, окруженного оболочкой CaS , являются очагами питтинговой коррозии.

10. Для обеспечения минимального уровня питтинговой коррозии металл должен соответствовать следующим требованиям: полосчатость структуры – не более 2 баллов, микроструктурная неоднородность – не более 2 баллов, макроструктурная неоднородность – не более 2 баллов, окисные неметаллические включения – не более 2 баллов, сульфидные включения – не более 0 баллов.

11. Чистота стали по КАНВ обеспечивается оптимизацией технологических параметров внепечной обработки Ca -содержащими материалами, комплексом производственных мероприятий, направленных на снижение содержания кислорода и водорода в жидкой стали, а также минимизацию образования неметаллических включений.

12. Интенсификация процесса питтингообразования на поверхности горячекатаных листов, очевидно, является следствием атмосферной коррозии в результате неправильной транспортировки и хранения металла («под открытым небом»). Предварительно обработанный металл (дробеструйная обработка + грунтовка поверхности) предотвращает развитие питтингообразования.

Глубина питтингов главным образом зависит от двух основных факторов – величины гетерогенности поверхности (минимизация КАНВ) и температуры нагрева, причём первый фактор оказывает решающее значение.

Список источников

1. Шлугер М.А., Ажогин Ф.Ф., Ефимов Е.А. Коррозия и защита металлов. М.: Металлургия, 1981. 216 с.
2. Биркс Н., Майер Дж. Введение в высокотемпературное окисление металлов: пер. с англ. М.: Металлургия, 1987. 184 с.
3. Арчаков Ю.И. Водородная коррозия стали. М.: Металлургия, 1985. 192 с.
4. Беликов С.В., Сергеева К.И., Карабаналов М.С. Изучение структуры неметаллических включений в стали марки 13ХФА и их влияния на инициирование процессов питтингообразования // Фундаментальные исследования. 2012. № 11. С. 367-372.
5. Тюсенков А.С. Коррозионная стойкость стали 13ХФА // Сталь. 2016. № 2. С. 53 - 57.
6. Степанов А.И., Ашихмина И.Н., Беликов С.В. Неметаллические включения в низколегированной стали 13ХФА для нефтепроводных труб повышенной надёжности // Сталь. 2014. № 6. С. 83-85.
7. Агбоола О.Ф. Изучение и оптимизация типа и морфологии неметаллических включений в низколегированных высокопрочных сталях: дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / О.Ф. Агбоола. М., 2004. 135 с.

8. Морозова Т.В. Влияние технологии производства стали на однородность структуры и загрязнённость неметаллическими включениями с целью повышения надёжности магистральных трубопроводов: дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / Т.В. Морозова. М., 2012. 147 с.
9. Влияние неметаллических включений на свойства труб из сталей категории прочности K48-K52 / Д.В. Руцкий, Н.А. Зюбан, М.Ю. Чубуков [и др.] // Известия Волгоградского государственного технического университета. 2019. № 7(230). С. 13-19.
10. Особенности поведения при пластической деформации и коррозионная активность двухфазных неметаллических включений в низкоуглеродистой стали, легированной алюминием / О.А. Клецова, В.И. Грызунов, С.Н. Сергиенко [и др.] // Journal of Advanced Research in Technical Science. 2020. № 22. С. 98-105.
11. Василенко И.И., Мелехов Р.К. Коррозионное растрескивание сталей. Киев: Наукова думка, 1977. 265 с.
12. Михайловский Ю.Н. Атмосферная коррозия металлов и методы их защиты. М.: Металлургия, 1989. 103 с.
13. Достижения науки о коррозии и технологии защиты от неё. Коррозионное растрескивание металлов / под ред. Фонтана М., Стэйла Р.; пер. с англ. под ред. Синявского В.С. М.: Металлургия, 1985. 488 с.
14. Структура и коррозия металлов и сплавов: Атлас. Справ. изд. / Сокол И.Я., Ульянов Е.А., Фельдгандлер Э.Г. и др. М.: Металлургия, 1989. 400 с.
15. Иоссель Ю.Я., Кленов Г.Э. Математические методы расчёта электрохимической коррозии и защиты металлов. М.: Металлургия, 1984. 272 с.
16. Разработка математической модели для определения глубины обезуглероживания поверхности слябов из трубных марок стали / М.И. Мокрицкий, С.А. Сбитнев, Р.Е. Великоцкий, С.В. Куберский // Пути совершенствования технологических процессов и оборудования промышленного производства : сборник тезисов докладов VIII международной научно-технической конференции, Алчевск, 23–24 октября 2024 года. Алчевск: Донбасский государственный технический университет, 2024. С. 11-15.

Сведения об авторах

Мокрицкий Максим Игоревич – исполнительный директор, ООО «Южный горно-металлургический комплекс», г. Алчевск, Луганская Народная Республика.

Великоцкий Роман Евгеньевич – начальник патентного отдела, ООО «Южный горно-металлургический комплекс», г. Алчевск, Луганская Народная Республика. E-mail: vt@ro.ru

Сумец Андрей Викторович – кандидат технических наук, старший преподаватель кафедры машиностроения и строительства, Северодонецкий технологический институт, Филиал ВО «ЛГУ им. В. Даля», г. Северодонецк, Луганская Народная Республика.

Шабрацкий Сергей Владимирович – кандидат технических наук, заведующий кафедрой машиностроения и строительства, Северодонецкий технологический институт, Филиал ВО «ЛГУ им. В. Даля», г. Северодонецк, Луганская Народная Республика.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

MATHEMATICAL AND PHYSICAL MODELING OF DETERMINATION OF CORROSION CONSTANT FOR REAL AND ZERO CARBON CONTENT OF FERRITE-BAINITE-PEARLITE PIPE STEEL

Mokritsky Maksim I. – Executive Director limited liability company «Southern Mining and Metallurgical Complex», Alchevsk.

Velikotsky Roman E. – Head of the Patent Department limited liability company «Southern Mining and Metallurgical Complex», Alchevsk.

Sumets Andrey V. – candidate of technical sciences, Senior Lecturer, Department of Mechanical Engineering and Construction, Severodonetsk Technological Institute, Severodonetsk.

Shabratsky Sergey V. – candidate of technical sciences, head of Department Mechanical Engineering and Construction, Severodonetsk Technological Institute, Severodonetsk.

Abstracts. The paper presents a metallographic analysis of the causes of pitting corrosion on the surface of hot-rolled pipe steels of the ferrite-perlite-bainitic class of strength category from K56 to K60, with elements of mathemati-

cal and physical modeling of pitting formation depending on the heating temperature and holding time of the metal. The mathematical apparatus for predicting pitting corrosion of pipe steel, strength classes K56-K60, was further developed. The results of mathematical and physical modeling made it possible to expand the ideas on determining the corrosion constant in the temperature range of 900-1300°C for real and zero carbon content. Morphological features of corrosion-active nonmetallic inclusions are considered. It was established that corrosion-active non-metallic inclusions consist of sulfide and oxysulfide parts. The presence of alumina-calcium inclusions $12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$ in solid metal, not removed during smelting and casting, has the most negative effect not only on pitting corrosion, but also on the viscosity and ductility of steel, compared to alumina-calcium inclusions of a different composition. The most preferable type of inclusion for pipe steel of strength category K52-K60 is corrosion-active non-metallic inclusions, consisting of $3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$, since such a composition has the maximum sulfide capacity, a sufficiently high melting point and a relatively good coefficient of thermal expansion. The purity of steel according to corrosion-active non-metallic inclusions is ensured by optimizing the process parameters of out-of-furnace treatment with Ca-containing materials, a set of production measures aimed at reducing the oxygen and hydrogen content in liquid steel, as well as minimizing the formation of non-metallic inclusions. Pre-treated metal (shot blasting + surface priming) prevents the development of pitting. The depth of pitting depends on two main factors: the magnitude of surface heterogeneity (minimization of corrosion-active non-metallic inclusions) and the heating temperature, with the first factor being decisive.

Keywords: pitting, corrosion-active non-metallic inclusions, pitting corrosion, mathematical modeling of pitting, non-metallic inclusions, pitting depths, pitting corrosion resistance

Ссылка на статью:

Математическое и физическое моделирование определения коррозионной константы для реального и нулевого содержания углерода в трубной стали феррито-бейнитно-перлитного класса / Мокрицкий М.И., Великоцкий Р.Е., Сумец А.В., Шабрацкий С.В. // Теория и технология металлургического производства. 2025. №1(52). С. 29-38.

Mokritsky M.I., Velikotsky R.E., Sumets A.V., Shabratsky S.V. Mathematical and physical modeling of determination of corrosion constant for real and zero carbon content of ferrite-bainite-pearlite pipe steel. *Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2025, vol. 52, no. 1, pp. 29-38.

ОБОРУДОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 669.184

Андросенко М.В., Усатая Т.В., Кенарь Е.В., Куликов С.С., Усатый Д.Ю., Налимова М.Н.

ОПТИМИЗАЦИЯ РОЛИКОВОЙ СЕКЦИИ ПОД КРИСТАЛЛИЗАТОРОМ СЛЯБОВОЙ МАШИНЫ НЕПРЕРЫВНОГО ЛИТЬЯ ЗАГОТОВОК ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ СРОКА СЛУЖБЫ ПОДШИПНИКОВ И СНИЖЕНИЯ ЧИСЛА РЕМОНТОВ

Аннотация. Роликовая секция, расположенная под кристаллизатором в машине непрерывного литья заготовок, играет критически важную роль в обеспечении качества сляба. Ее конструктивные особенности, а также технологические параметры разливки непосредственно влияют на характеристики готового металла. В связи с высокой температурой литой заготовки, достигающей примерно 1300 °С, существует проблема выгорания смазочного материала и выхода из строя роликоподшипников, что приводит к увеличению объема брака и частым ремонтам. Для решения данной проблемы предлагается модернизация роликовой секции путем внедрения индивидуальной системы смазки для каждого подшипника и осевого охлаждения. Эти изменения предполагают доработку конструкции оси ролика, что позволит поддерживать оптимальную температуру в подшипниках и значительно увеличить срок их службы. Ожидается, что модернизация приведет к снижению времени простоя оборудования, улучшению качества готовой продукции и повышению общей эффективности производственного процесса.

Ключевые слова. МНЛЗ, роликовая секция, кристаллизатор, охлаждение, смазочный материал, модернизация, подшипники, качество продукции, эксплуатационные характеристики, надежность

Слябовая машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) – это высокотехнологичное оборудование, предназначенное для производства слябов из расплавленного металла. В процессе работы расплавленный металл заливается в кристаллизатор, где начинается его затвердевание. Затем заготовка проходит через роликовую секцию, которая поддерживает и направляет металл, обеспечивая его охлаждение и формирование корочки.

Роликовая секция под кристаллизатором расположена между кристаллизатором и секцией 1 на несущей раме механизма качания и служит для поддержания и ведения еще не затвердевшей внутри заготовки (рис. 1). Данная секция расположена внутри камеры охлаждения на промежуточном стенде. Она рассчитана для толщин слябов от 190 до 270 мм.

В процессе разливки роликовая секция выполняет несколько ключевых функций: ведение затравки; поддержание корочки литой заготовки после выхода сляба из кристаллизатора до входа в роликовую секцию; охлаждение корочки заготовки с помощью струйной системы охлаждения, расположенной между роликами; ограничение выпучивания корочки заготовки за счет правильно выбранного расстояния между роликами.

Роликовая секция оснащена: 7-ю роликовыми парами 1 диаметром 130 мм, индивидуально закрепленными и зафиксированными на раме секции с неподвижной и подвижной стороны; машинной рамой 2, которая служит для установки/крепления роликов; системой охлаждения оборудования 3, которая предусмотрена для охлаждения обеих боковых частей 7; системой струйного охлаждения 4, задачей которого является охлаждение

широких сторон сляба; системой центральной густой смазки 5; 4-мя опорами 6 для установки секции в промежуточный стенд.

Роликовая секция включает 7 пар роликов диаметром 130 мм, которые индивидуально закреплены на раме секции с неподвижной и подвижной стороны. Конструкция также включает машинную раму, систему охлаждения оборудования, систему струйного охлаждения для широких сторон сляба и централизованную систему густой смазки, а также опоры для установки секции на промежуточный стенд.

Секция не имеет приводных роликов, и при изменении ширины сляба (190 или 270 мм) требуется замена секции. Ролики имеют двухсекционную конструкцию и установлены в цилиндрических роликоподшипниках типа NU 2210 EC-C4-S3. Внутреннее охлаждение роликов не предусмотрено, и охлаждение заготовки осуществляется распыляемой водой. Смазка роликов производится централизованной системой густой смазки.

Одной из ключевых проблем, возникающих при эксплуатации слябовой машины непрерывного литья заготовок, являются конструктивные недостатки роликовой секции под кристаллизатором, которая не имеет системы охлаждения. Поскольку эта секция во время разливки поддерживает корочку литой заготовки после ее выхода из кристаллизатора и ограничивает выпучивание корочки, ей требуется внутреннее охлаждение как роликов, так и корпуса. Высокая температура литой заготовки, достигающая примерно 1300 °С, приводит к выгоранию смазочного материала из-за отсутствия охлаждения роликов. Это, в свою очередь, вызывает работу роликоподшипников без смазки, что приводит к их быстрому выходу из строя.

Ролики $\varnothing 130$ мм являются двухсекционными. Они имеют асимметричное секционирование и таким образом закреплены на рамах наружной и внутренней стороны ручья, что зазор асимметрично секционированных роликов смещен от ролика к ролику (рис. 2).

Ролики 1 и 2 установлены в цилиндрических роликотоподшипниках 4 на неподвижной оси 3. Смазка роликотоподшипников осуществляется через централизован-

ную систему густой смазки. Однако постоянный контакт роликов с горячим металлом и отсутствие внутреннего охлаждения приводят к частым поломкам подшипников и выгоранию смазочного материала. В связи с этим предлагается модернизировать ролик диаметром 130 мм, внедрив индивидуальную смазку для каждого подшипника и систему осевого охлаждения (рис. 3).

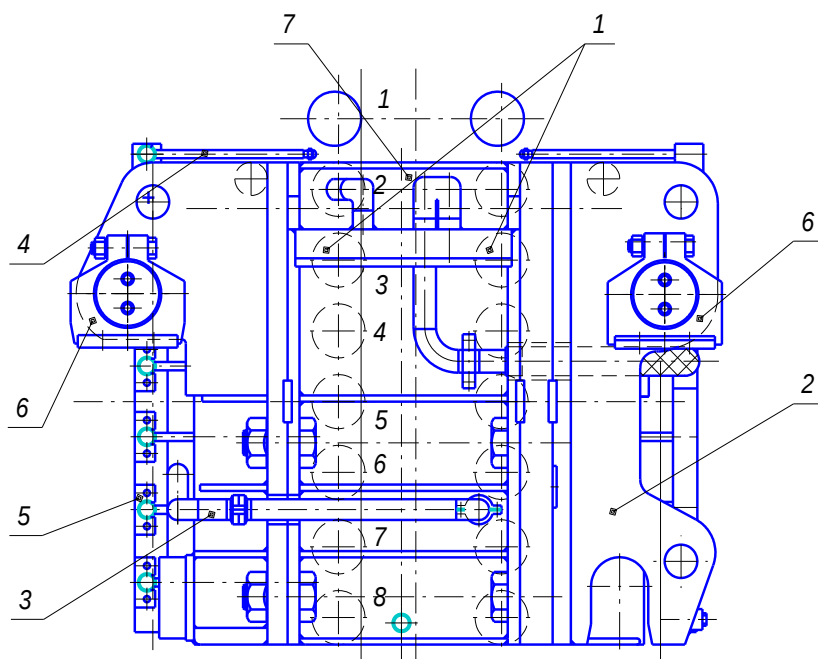


Рис. 1. Роликовая секция под кристаллизатором

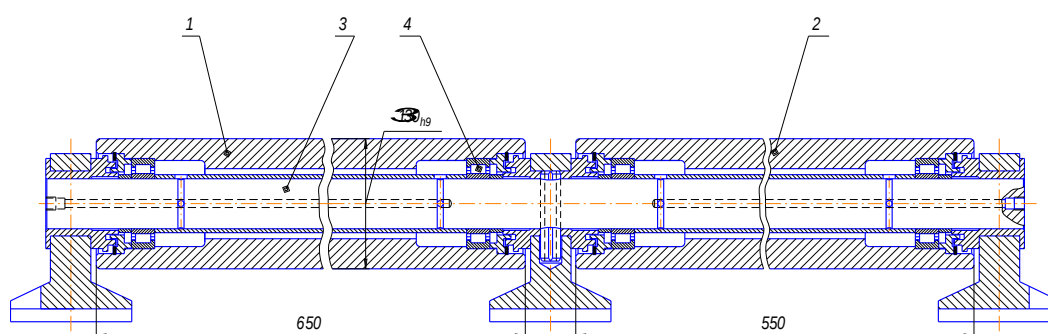


Рис. 2. Ролик $\varnothing 130$ в сборе

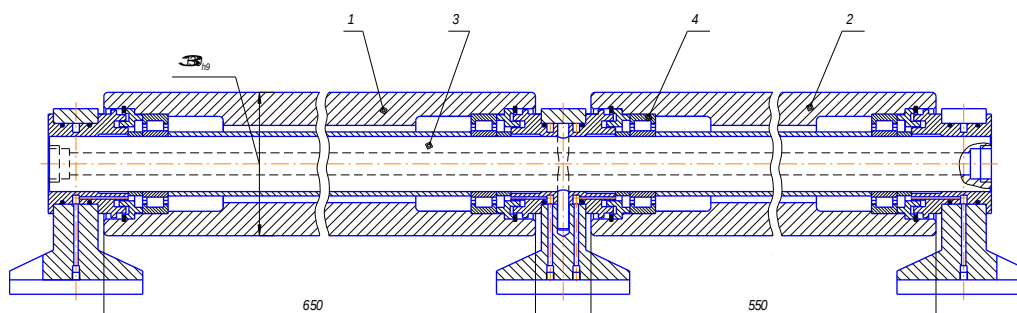


Рис. 3. Ролик $\varnothing 130$ в сборе после реконструкции

Для обеспечения охлаждения подшипников ролика необходимо подавать охлаждающую жидкость через осевой канал. Для этого следует модифицировать конструкцию оси ролика, просверлив сквозное отверстие диаметром 20 мм. Такое решение позволит поддерживать оптимальную температуру как роликоподшипников, так и смазочного материала.

Кроме того, для подачи индивидуальной смазки к каждому подшипнику потребуется создать технологические отверстия диаметром 4 мм в конструкции станины и диаметром 2 мм в упорных кольцах. Это обеспечит необходимый объем смазочного материала, позволяя роликоподшипникам функционировать в заданном режиме.

Для оценки эффективности внедрения индивидуальной смазки и осевого охлаждения, а также влияния изменения температуры подшипников на их срок службы можно использовать уравнения, описывающего срок службы подшипников в зависимости от температуры и условий эксплуатации.

Одна из наиболее распространенных формул для расчета срока службы подшипников на основе статической нагрузки и условий работы имеет вид

$$L_{10} = (C/F)^3 \cdot 10^6,$$

где L_{10} – срок службы подшипника в миллионах оборотов;

C – динамическая грузоподъемность подшипника, Н;
 F – эквивалентная динамическая нагрузка, Н.

Для учета влияния температуры на срок службы подшипников можно использовать эмпирическую зависимость. Можно использовать правило «10°C», которое гласит, что каждые 10°C увеличивают скорость выгорания смазки и уменьшают срок службы подшипников примерно в два раза. Это можно выразить следующим образом:

$$L_T = L_{20} \cdot 2^{(T-T_0)/10},$$

где L_T – срок службы подшипника при температуре T ;
 L_{20} – срок службы подшипника при температуре 20°C;
 T_0 – базовая температура (обычно 20°C или другая стандартная температура);
 T – фактическая температура подшипника.

Динамическая грузоподъемность подшипника составляет 2000 Н, а эквивалентная динамическая нагрузка – 800 Н:

$$L_{10} = (2000/800)^3 \cdot 10^6 = 1,56253 \cdot 10^6 \approx 3,84 \cdot 10^6 \text{ оборотов.}$$

Срок службы при 20°C составляет 3,84 миллиона оборотов. Если температура повышается до 60°C, то

$$L_T = 3,84 \cdot 10^6 \cdot 2^{(60-20)/10} = 3,84 \cdot 2^4 \cdot 10^6 \approx 3,84 \cdot 16 \cdot 10^6 \approx 6,2 \cdot 10^6 \text{ оборотов.}$$

Если с внедрением индивидуальной смазки и осевого охлаждения температура подшипников снизится до 30°C, то

$$L_T = 3,84 \cdot 10^6 \cdot 2^{(30-20)/10} = 3,84 \cdot 2^1 = 3,84 \cdot 2 \approx 7,6 \cdot 10^6 \text{ оборотов.}$$

Таким образом, эти расчеты показывают, как существенное снижение температуры может увеличить срок службы подшипников, что подтверждает целесообразность предложенных изменений.

Рассчитанные значения срока службы подшипников при различных температурах подтверждают целесообразность внедрения системы охлаждения и индивидуальной смазки. Срок службы подшипников при температуре 60°C составляет $6,2 \cdot 10^5$ оборотов. В то же время снижение температуры подшипников до 30°C в результате внедрения осевого охлаждения и индивидуальной смазки позволяет увеличить срок службы до $7,6 \cdot 10^6$ оборотов. Таким образом, срок службы подшипников при температуре 30°C увеличивается на примерно 1129% по сравнению с температурой 60°C.

Применение предложенных изменений не только повысит надежность работы роликовой секции, но и улучшит условия эксплуатации, что приведет к снижению частоты ремонтов и простоев оборудования. Это, в свою очередь, повысит общую эффективность производственного процесса, сократит затраты на техническое обслуживание и увеличит производительность.

Список источников

1. Analysis and development of foot roller unit of the secondary cooling zone of billet continuous casting machine / M. V. Androsenko, E. V. Kenar, S. S. Kulikov [et al.] // The Theory and Process Engineering of Metallurgical Production. 2023. No. 4(47). P. 12-16. EDN RJCSZF.
2. Точилкин В.В., Извеков Ю.А., Ячиков И.М. Машины и агрегаты комплекса МНЛЗ для транспортирования металла: монография. Магнитогорск : Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2024. 390 с. EDN PZULNJ.
3. Точилкин В.В., Филатова О.А. Создание и проектирование технологических машин : Электронное издание. Магнитогорск : Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 2021. ISBN 978-5-9967-1941-9. EDN VIUAGT.
4. Вдовин К.Н., Точилкин В.В., Ячиков И.М. Непрерывная разливка сталей. 2-е изд., испр. и перераб. Санкт-Петербург: Лань, 2020. 732 с. ISBN 978-5-8114-4953-8. EDN QQCZLZ.
5. Алгоритм расчёта и состояния формируемой заготовки на машине непрерывного литья / М.В. Андросенко, Е.В. Кенарь, Н.Ш. Тютяряков [и др.] // Теория и технология металлургического производства. 2022. № 2(41). С. 26-31. EDN UXXHSM.
6. Столяров А.М., Бигеев В.А., Потапова М.В. Разливка стали на МНЛЗ [Электронный ресурс]. Магнитогорск: Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 2023. 269 с. EDN CLUCFG.

Сведения об авторах

Андросенко Мария Владимировна – 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: m.androsenko@magtu.ru

Усатая Татьяна Владимировна – кандидат педагогических 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: usatayatv@gmail.com

Решетова Ирина Валерьевна – ассистент кафедры металлургии и химических технологий, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: irareshetova@rambler.ru

Кенарь Екатерина Владимировна – кандидат технических наук, доцент кафедры механики, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: redket78@mail.ru

Куликов Семен Сергеевич – бакалавр, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия.

Усатый Дмитрий Юрьевич – кандидат технических наук, доцент кафедры электроники и микроэлектроники, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: d.usatyy@magtu.ru

Налимова Марина Николаевна – старший преподаватель, ФГАОУ ВО «Самарский государственный экономический университет», г. Самара, Россия. E-mail: pmn-marina@yandex.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

OPTIMIZATION OF THE ROLLER SECTION UNDER THE SLAB CONTINUOUS CASTING MACHINE FOR INCREASING THE SERVICE LIFE OF BEARINGS AND REDUCING THE NUMBER OF REPAIRS

Androsenko Maria V. – Ph.D. in Technical Sciences, Associate Professor at the Department of Design and Operation of Metallurgical Machines and Equipment, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: m.androsenko@magtu.ru.

Usataya Tatyana V. – Candidate of Pedagogical Sciences, Associate Professor of the Department of Design and Operation of Metallurgical Machines and Equipment, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: usatayatv@gmail.com

Reshetova Irina V. – Assistant of the Department of Metallurgy and Chemical Technologies, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: irareshetova@rambler.ru

Kenar Ekaterina V. – Candidate of Technical Sciences, Associate Professor of the Department of Mechanics Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: redket78@mail.ru

Kulikov Semyon S. – Bachelor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia.

Usaty Dmitry Yu. – Candidate of Technical Sciences, Associate Professor of the Department of Electronics and Microelectronics, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: d.usatyy@magtu.ru

Nalimova Marina N. – Senior Lecturer, Samara State University of Economics, Samara, Russia. E-mail: pmn-marina@yandex.ru

Abstract. The roller section located under the crystallizer in the continuous casting machine for slabs plays a critically important role in ensuring the quality of the slab. Its design features, as well as the technological parameters of casting, directly influence the characteristics of the finished metal. Due to the high temperature of the cast billet, reaching approximately 1300 °C, there is a problem of lubricant burnout and failure of roller bearings, leading to an increase in the volume of defects and frequent repairs. To address this issue, it is proposed to modernize the roller section by implementing an individual lubrication system for each bearing and axial cooling. These changes involve modifying the design of the roller shaft, which will help maintain optimal temperatures in the bearings and significantly extend their

service life. It is expected that the modernization will reduce equipment downtime, improve the quality of the finished product, and enhance the overall efficiency of the production process.

Keywords. Continuous casting machine, roller section, crystallizer, cooling, lubricant, modernization, bearings, product quality, operational characteristics, reliability.

Ссылка на статью:

Оптимизация роликовой секции под кристаллизатором слабовой машины непрерывного литья заготовок для повышения срока службы подшипников и снижения числа ремонтов / Андросенко М.В., Усатая Т.В., Кенарь Е.В., Куликов С.С., Усатый Д.Ю., Налимова М.Н.// Теория и технология металлургического производства. 2025. №1(52). С. 39-43.

Androsenko M.V., Usataya T.V., Reshetova I.V., Kenar E.V., Kulikov S.S., Usaty D.Yu., Nalimova M.N. Optimization of the roller section under the slab continuous casting machine for increasing the service life of bearings and reducing the number of repairs. *Teoria i tehnologiya metallurgicheskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2025, vol. 52, no. 1, pp. 39-43.

ПОДГОТОВКА СЫРЬЯ К МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ПРОИЗВОДСТВУ

УДК 662.74

Свечникова Н.Ю., Эпова И.А., Ярославцев А.В.

ВЛИЯНИЕ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕАГЕНТОВ-ПЕНООБРАЗОВАТЕЛЕЙ «Т-80», «ФЛОТЕК», «ДК-80» НА ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ ВЫСОКОМИНЕРАЛИЗОВАННОЙ УГОЛЬНОЙ МЕЛОЧИ

Аннотация. Рассмотрено влияние действия реагентов-вспенивателей различного группового химического состава и строения молекул, влияние расхода реагентов и плотности исходного питания на показатели флотации высокоминерализованных углей, поступающих на коксование. Установлена высокая эффективность и селективность процесса флотации при использовании в качестве реагента-вспенивателя «ДК-80», индивидуального соединения с основным веществом диметилэтилнитрилкарбинолом (ДМЭК). Ацетиленовые спирты обладают способностью совмещать в себе свойства как пенообразователя, так и собирателя, что позволяет значительно снизить расход реагента-собирателя, получить дополнительное извлечение горючей массы в концентрат, а также повысить его качество. Было выявлено, что расход реагента-вспенивателя 0,1 кг/т при плотности исходного питания 140 г/л позволяет получить высокие результаты флотационного обогащения, а также снизить затраты на процесс флотации за счет уменьшения расхода реагентов.

Ключевые слова: флотация углей, реагенты-вспениватели, реагенты-собиратели, эффективность, извлечение горючей массы

Введение

В настоящее время эффективность обогащения угля достигается за счет разработки новых технологических процессов, применения современных реагентов и их комбинаций. Основная цель любого метода обогащения угля, включая флотационный, заключается в очистке угольных частиц от минеральных примесей, которые выступают в роли балласта при транспортировке, снижают теплоту сгорания, требуют дополнительных затрат на нагрев и ухудшают качество кокса.

Флотационный метод обогащения основывается на различной смачиваемости материалов. Несмотря на высокую гидрофобность угля, эффективная пенная флотация может быть достигнута только при использовании флотационных реагентов. Скорость и полнота разделения угольных частиц и породы зависят от типа реагентов, их количества и соотношения, а также от способа их подачи. Выбор реагентного режима также существенно влияет на себестоимость концентрата и на уровень загрязнения окружающей среды [1].

При подборе реагентного режима для конкретного типа угля необходимо учитывать его молекулярное строение, свойства органической массы и минеральных компонентов. Это поможет выбрать наиболее подходящие флотореагенты, которые окажут наилучшее влияние на качественно-количественные показатели процесса флотации [2].

В работе были проведены исследования флотации угольной мелочи класса менее 0,5 мм, поступающей на флотацию ОАО «ММК-УГОЛЬ» с зольностью 28,2%.

При флотации угольной мелочи были исследованы следующие реагенты:

- в качестве реагентов-собирателей были использованы технический продукт нефтепереработки – «Флотек-2315»;

- в качестве реагента-вспенивателя использовались оксаль «Т-80», «Флотек-3242» и «ДК-80».

Экспериментальная часть

Анализ ситового состава угольной мелочи, поступающей на флотацию ОАО «ММК-УГОЛЬ», показал, что в исходном питании в преобладающем количестве содержится класс крупностью 0,5-0,315 мм (табл. 1). Это обуславливает снижение скорости процесса за счет возникающих в камере флотационной машины турбулентных потоков, которые приводят к отрыву крупных частиц от пузырьков воздуха, на повторное закрепление которых требуется определенное время [3].

Таблица 1

Ситовая характеристика высокоминерализованной угольной мелочи, поступающей на флотацию в ООО «ММК-УГОЛЬ»

Класс крупности, мм	Выход, %	Зольность, %	Суммарный выход, %	Суммарная зольность, %
+0,500	14,2	31,6	14,2	31,6
0,5-0,315	20,6	28,3	34,8	29,6
0,315-0,25	10,1	23,8	44,9	28,3
0,25-0,16	17,8	23,5	62,7	26,9
0,16-0,10	11,7	23,0	74,4	26,3
0,10-0,05	17,4	25,8	91,8	26,2
Менее 0,05	8,2	50,3	100,0	28,2
Итого	100,0	28,2		

Также исходное питание ООО «ММК-УГОЛЬ» содержит большое количество мелких классов (0,1-0,05) мм. При флотации таких углей требуется несколько большее количество реагента-собираателя, за счет резкого увеличения площади поверхности угольных частиц. А также повышенное содержание мелких классов может привести к уносу мелких зольных частиц вместе с угольными флоккулами, что приводит к повышению зольности флотоконцентрата [2].

При флотации высокоминерализованного угля с зольностью 28,2% с использованием реагента-собираателя «Флотек» и реагентов-пенообразователей «Т-80», «Флотек» и «ДК-80» были получены результаты, которые позволяют судить о том, что реагент «ДК-80» стимулирует повышение до 75,1% выход концентрата, увеличивает извлечение горючей массы в концентрат до 95,4% и обуславливает рост коэффициента селективности до 0,85 в сравнении с реагента-

ми «Т-80» и «Флотек» (табл. 2).

Результаты исследования свидетельствуют, что использование реагента «ДК-80» вместо «Флотек», в качестве реагента-пенообразователя при флотации углей позволяет значительно снизить расход реагентов и при этом не теряя значений качественных показателей процесса обогащения.

Повышение расхода реагента вспенивателя «ДК-80» с 0,05 кг/т до 0,1 кг/т положительно отразилось на всех показателях процесса флотации, но дальнейшее повышение расхода реагента вспенивателя дает обратный результат и приводит к снижению выхода концентрата с 73,9 до 73,2%, повышению зольности концентрата с 8,7 до 8,9%, уменьшению зольности отходов с 83,4 до 80,9%, а также к уменьшению показателей извлечения горючей массы в концентрат с 93,97 до 92,98 % и извлечения минеральной части в отходы с 77,2 до 76,9% (табл. 3).

Таблица 2

Влияние реагентного режима с применением различных по составу реагентов-пенообразователей на показатели процесса флотации высокоминерализованного угля

Реагентный режим					Продукты флотации	Показатели флотации				
Собира- тель	Вспени- ватель	Расход реагентов, кг/т				Выход γ, %	Зольность A ^d , %	Извлечение горючей массы в концентрат Эг.м, %	Извлечение минераль- ной части в отходы Эм.ч, %	Кoeffи- циент селектив- ности η
		Собира- тель	Вспени- ватель	Общий						
Флотек	Т-80	1,92	0,10	2,02	концентрат	71,4	9,1	90,39	76,96	0,83
					отходы	28,6	75,9			
					исходный	100,0	28,2			
	Флотек	1,92	0,10	2,02	концентрат	72,0	10,0	90,25	74,47	0,82
					отходы	28,0	75,0			
					исходный	100,0	28,2			
	ДК-80	1,92	0,10	2,02	концентрат	75,1	8,8	95,39	76,56	0,85
					отходы	28,5	75,8			
					исходный	100,0	28,2			

Таблица 3

Влияние расхода реагентов на показатели процесса флотации высокоминерализованного угля

Реагентный режим					Продукты флотации	Показатели флотации				
Собира- тель	Вспени- ватель	Расход реагентов, кг/т				Выход γ, %	Зольность A ^d , %	Извлечение горючей массы в концентрат гг.м, %	Извлечение минераль- ной части в отходы гм.ч, %	Коэффи- циент селектив- ности η
		Собира- тель	Вспени- ватель	Общий						
Флотек	ДК-80	1,63	0,05	1,68	концентрат	71,4	9,1	90,39	76,96	0,83
					отходы	28,6	75,9			
					исходный	100,0	28,2			
		1,63	0,1	1,73	концентрат	73,9	8,7	93,97	77,2	0,85
					отходы	26,1	83,4			
					исходный	100,0	28,2			
		1,63	0,2	1,18	концентрат	73,2	8,9	92,88	76,9	0,85
					отходы	26,8	80,9			
					исходный	100,0	28,2			

Такие результаты можно объяснить тем, что при увеличенном расходе пенообразователя повышается количество пузырьков воздуха, которые, поднимаясь на поверхность, захватывают с собой не только частицы угля, но и породу, которая повышает содержание золы в концентрате и приводит к снижению показателей качества получаемого продукта [3].

Исследование влияния плотности исходного питания на показатели флотационного обогащения высокоминерализованного угля дало следующие результаты: при повышении плотности исходного питания от 100 до 140 г/л выход концентрата увеличился с 73,3 до 75,6% с одновременным снижением его зольности с 8,9 до 8,7%; возросла зольность отходов с 81,2 до 88,6%; зафиксирован рост извлечения горючей

массы в концентрат с 93,0 до 96,13% и повышение коэффициента селективности процесса с 0,85 до 0,86 (табл. 4).

Однако при дальнейшем повышении плотности исходного питания до 200 г/л показатели флотации снижаются.

При флотации высокоминерализованного угля ОАО «ММК-УГОЛЬ» с применением реагента-собирателя «Флотек» и реагента-вспенивателя «ДК-80» плотность исходного питания, равная 140 г/л, является наиболее предпочтительной, так как при такой концентрации исходного угля были получены более высокие результаты выхода концентрата и его качества (см. рисунок).

Таблица 4

Влияние плотности исходного питания на показатели флотации

Плотность исходного питания, г/л	Реагентный режим					Продукты флотации	Показатели флотации				
	Собира- тель	Вспени- ватель	Расход реагентов, кг/т				Выход γ, %	Золь- ность A ^d , %	Извлечение горючей массы в концентрат Е _{г.м.} , %	Извлечение минераль- ной части в отходы Е _{м.ч.} , %	Кoeffи- циент се- лектив- ности η
			Собира- тель	Вспени- ватель	Общий						
100	Флотек	ДК-80	1,63	0,10	1,73	концентрат	73,3	8,9	93,0	76,87	0,85
						отходы	26,7	81,2			
						исходный	100,0	28,2			
140			концентрат	75,6	8,7	96,13	76,68	0,86			
				отходы	24,4				88,6		
				исходный	100,0				28,2		
200			концентрат	73,9	9,1	93,56	76,15	0,84			
				отходы	26,1				82,3		
				исхолный	100,0				28,2		

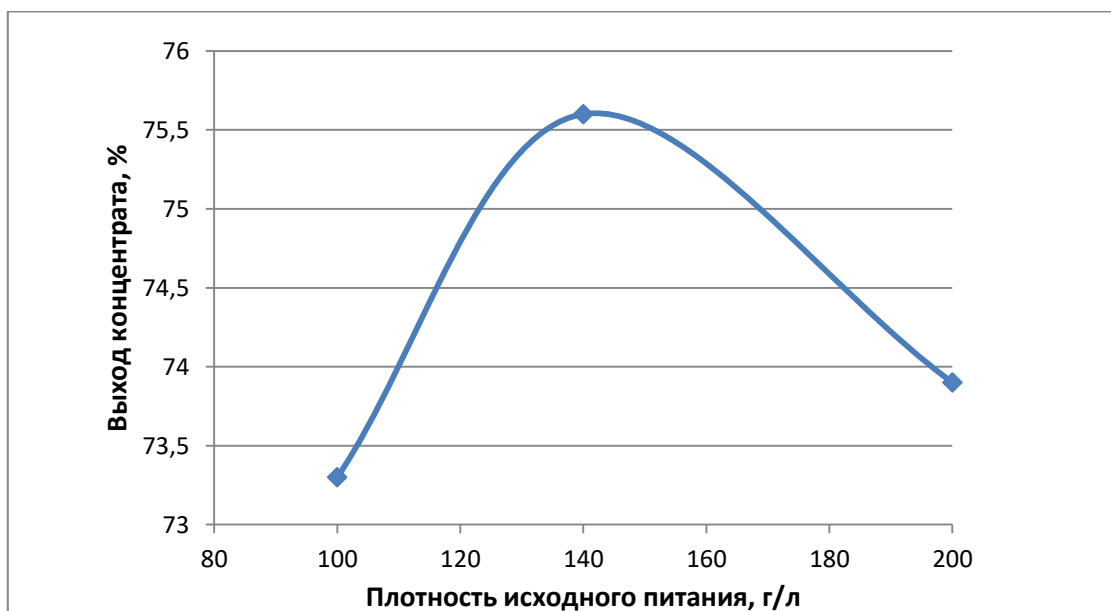


График выхода концентрата в зависимости от плотности исходного питания

Заключение

Результаты, полученные в ходе проведения опытов, позволяют судить о том, что применение в процессе обогащения угольной мелочи реагента-собираателя «Флотек» совместно с реагентом-пенообразователем «ДК-80» дает возможность получать более высокие показатели процесса флотации в сравнении с результатами, полученными в ходе испытаний с использованием других исследуемых реагентов:

- выход концентрата увеличивается с 63,8 до 85,0%;
- снижается зольность концентрата с 10,0 до 8,8%;
- увеличивается извлечение горючей массы в концентрат с 68–80 до 97,0%.

Повышенную флотационную активность и селективность действия реагента-вспенивателя «ДК-80» можно объяснить структурой молекулы терминальных спиртов. Квазиковалентная связь (концевая С-Н-связь), которая по своим свойствам очень близка к водородной, является относительно слабой, но она играет важную роль в формировании структуры и свойств молекул. В процессе флотации она обеспечивает взаимодействие между реагентом и поверхностью угольных частиц, что позволяет реагенту адсор-

бироваться на поверхности угля и приводит к изменению его смачиваемости, а также способствует росту его флотируемости [4].

Список источников

1. Петухов В.Н., Юнаш А.А. Разработка новых реагентных режимов флотации углей // Кокс и химия. 1998. № 3. С. 5-8.
2. Кубак Д.А., Петухов В.Н., Семенов Д.Г. Исследование влияния группового химического состава комплексных реагентов на эффективность флотации углей // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №3. С. 5–10.
3. Петухов В.Н. Основы теории и практика применения флотационных реагентов при обогащении углей для коксования: монография. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2016. 453 с.
4. Петухов В.Н., Кубак Д.А. Использование величины энергии водородной связи межмолекулярных комплексов химических соединений с активными центрами угольной поверхности для обоснования их флотационной активности // Кокс и химия. 2014. №7. С. 50-56.

Сведения об авторах

Свечникова Наталья Юрьевна – кандидат технических наук, доцент кафедры металлургии и химической технологии, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия.

Эпова Ирина Александровна – специалист по работе со студентами очной формы обучения, отдел мониторинга образовательного процесса учебно-методического управления, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия.

Ярославцев Алексей Викторович – кандидат технических наук, доцент кафедры машин и технологий обработки давлением и машиностроения, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. E-mail: a.yaroslavtsev@magtu.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

THE INFLUENCE OF THE REAGENT REGIME USING FOAMING AGENTS T-80, FLOTEC, DK-80 ON THE FLOTATION PERFORMANCE OF HIGHLY MINERALIZED COAL FINES

Svechnikova Natalia Yu. – Candidate of Technical Sciences, Associate Professor at the Department of Metallurgy and Chemical Technology, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia.

Epova Irina A. – Specialist in working with full-time students, Department of Educational Process Monitoring of the Educational and Methodological Administration, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia.

Jaroslavtsev Alexey V. – PhD. (Eng.), Associate Professor of the Department of Machines and Technologies of Pressure Processing and Mechanical Engineering, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: a.yaroslavtsev@magtu.ru

Abstracts. The influence of foaming agents of different chemical group compositions and molecular structures, reagent consumption, and the density of the initial feed on the flotation performance of highly mineralized coals intended for coking has been examined. High efficiency and selectivity of the flotation process were established when using "DK-80" as a foaming agent, an individual compound with the main substance being dimethyl ethynyl carbinol (DMEC). Acetylenic alcohols have the ability to combine the properties of both a foaming agent and a collector, which significantly reduces the consumption of the collector reagent, increases the recovery of combustible mass into the concentrate, and improves its quality.

It was found that a foaming agent consumption of 0.1 kg/t at an initial feed density of 140 g/l allows for high results in flotation enrichment and reduces flotation process costs by minimizing reagent consumption.

Keywords: coal flotation, foaming agents, collector reagents, efficiency, recovery of combustible mass

Ссылка на статью:

Свечникова Н.Ю., Эпова И.А. Ярославцев А.В. Влияние реагентного режима с использованием реагентов-пенообразователей «Т-80», «Флотек», «ДК-80» на показатели флотации высокоминерализованной угольной мелочи // Теория и технология металлургического производства. 2025. №1(52). С. 44-48.

Svechnikova N.Yu., Epova I.A., Jaroslavtsev A.V. The influence of the reagent regime using foaming agents T-80, Flotec, DK-80 on the flotation performance of highly mineralized coal fines. *Teoria i tehnologiya metallurgicheskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2025, vol. 52, no. 1, pp. 44-48.

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования
«Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»
(ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»)
Ленина пр., д. 38, г. Магнитогорск, 455000. Тел. (3519) 29-84-64.

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: TTePEoMP@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 (210х297мм), 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 источников

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., Монастырсков 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 tekhnicheskogo 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