

ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

№ 2 (49) 2024

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 Металлургия 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. Емельянин – д-р техн. наук, проф.,
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Главный редактор:

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

Научный редактор:

Н.Ш. 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», 2024

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

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

Адрес редакции:

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

Адрес типографии:

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

Адрес издателя:

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

Выход в свет 27.06.2024. Заказ 161. Тираж 500 экз.
Цена свободная.

THE THEORY AND PROCESS ENGINEERING OF METALLURGICAL PRODUCTION

No. 2 (49) 2024

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

Editorial Board Members

Chairman:

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

Honorary Board Members:

S.V. Denisov – D.Sc., Professor,
Nosov Magnitogorsk State Technical University

A.N. Emelyushin – D.Sc., Professor,
Nosov Magnitogorsk State Technical University

I.Y. Illarionov – D.Sc., Professor,
Chuvash State University

A.A. Kazakov – D.Sc., Associate Professor,
Peter the Great St. Petersburg Polytechnic University

V.M. Kolokoltsev – D. Sc., Professor,
President of Nosov Magnitogorsk State Technical
University

Z. Konopka – D.Sc., Professor,
Czestochowa University of Technology, Poland

O. Ostrowski – D.Sc., Professor,
University of New South Wales, Australia

A.M. Pesin – D. Sc., Professor,
Nosov Magnitogorsk State Technical University

M. Dabala – D.Sc., Professor, University of Padova,
Italy

P. Tandon – D. Sc., Professor & Head of Mechanical
Engineering, PDPM Indian Institute of Information
Technology, Design and Manufacturing, Jabal-
pur, India

R.P. Cardoso – D. Sc., Professor,
Federal University of Santa Catarina, Brazil

E.V. Ageev – D.Sc., Professor, Southwest State University
V.B. Deev – D. Sc., Professor, MISiS, Moscow, Russia

A.A. Popov – D.Sc., Professor,
Institution of Higher Professional Education «Ural Federal
University named after the first President of Russia
B.N.Yeltsin»

V.M. Salganik – D. Sc., Professor,
Nosov Magnitogorsk State Technical University

O. Ju. Sheshukov – D.Sc., Professor,
alloys Federal State Autonomous Educational
Institution of Higher Professional Education
«Ural Federal University named after the first President
of Russia B.N.Yeltsin»

Editor-in-Chief:

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

Scientific Editor:

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

Technical Editor:

Y.A. Izvekov – Professor, Ph.D., Nosov Magnitogorsk
State Technical University

K.I. Rud

Designer:

E.O. Harchenko

© FSBEI of HE “Nosov Magnitogorsk State Technical University”, 2024

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: TTaPEoMP@ 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 27.06.2024. Order 161. Circulation: 500.
Open price.

СОДЕРЖАНИЕ

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ.....	4
Баранов А.Н., Филиппова Е.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА С ПРИМЕНЕНИЕМ ФОТОЭЛЕКТРОАКТИВИРОВАННЫХ РАСТВОРОВ.....	4
Сычков А.Б., Бигеев В.А., Исаев М.К., Зайцев Г.С. ВЛИЯНИЕ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СТАЛИ И НЛЗ НА КАЧЕСТВО ПРОКАТА ИЗ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ.....	12
Быстров М.В. ПРАКТИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО КОНСТРУКЦИИ СИСТЕМЫ ИСПАРИТЕЛЬНОГО ОХЛАЖДЕНИЯ ГРАФИТИРОВАННЫХ ЭЛЕКТРОДОВ ДУГОВЫХ ПЕЧЕЙ.....	16
Шаповалов А.Н. ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ИЗВЕСТКОВАНИЯ НА СМЕРЗАЕМОСТЬ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА.....	27
ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ.....	33
Лопатина Е.В., Полякова М.А. МОДЕЛИРОВАНИЕ ФАЗОВОГО СОСТАВА И МИКРОСТРУКТУРЫ УГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ 09Г2С В ПРОЦЕССЕ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ.....	33
Румянцев М.И., Завалищин А.Н., Долганов А.Н., Ахмадиев К.Р. ОСОБЕННОСТИ РЕЖИМА ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКИ НА ДВУХКЛЕТЕВОМ РЕВЕРСИВНОМ СТАНЕ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.....	40
МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ.....	49
Великоцкий Р.Е., Сумец А.В., Шабрацкий С.В., Малахида В.С. МЕТАЛЛОВЕДЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПРИЧИН ОТСОРТИРОВКИ НА ЗАЧИСТКУ ПОВЕРХНОСТИ КВАДРАТНОЙ ЗАГОТОВКИ СТАЛИ 3пс С ЭЛЕМЕНТАМИ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ.....	49

CONTENTS

METALLURGY OF BLACK, COLOR AND RARE METALS.....	4
Baranov A.N., Filippova E.V. STUDY OF GOLD RECOVERY USING PHOTOELECTROACTIVATED SOLUTIONS.....	4
Sychkov A.B., Bigeev V.A., Isaev M.K., Zaitsev G.S. INFLUENCE OF QUALITY INDICATORS OF STEEL AND CONTINUOUS CASTING ON THE QUALITY OF ROLLED HIGH CARBON STEEL.....	12
Bystrov M.V. PRACTICAL RECOMMENDATIONS FOR THE DESIGN OF EVAPORATIVE COOLING SYSTEM FOR GRAPHITIZED ELECTRODES OF ARC FURNACES.....	16
Shapovalov A.N. EFFECT OF LIME PRETREATMENT ON FREEZING OF IRON ORE CONCENTRATE.....	27
PROCESSING OF METALS BY PRESSURE.....	33
Lopatina E.V., Polyakova M.A. MODELING OF PHASE COMPOSITION AND MICROSTRUCTURE CARBON STEEL 09G2S IN THE PROCESS OF HOT ROLLING.....	33
Rumyantsev M.I., Zavalishchin A.N., Dolganov A.N., Akhmadiev K.R. SPECIFIC FEATURES OF COLD ROLLING MODES ON A TWO-STAND REVERSING MILL OF COMPETITIVE PRODUCTS.....	40
MATERIAL SCIENCE.....	49
Velikotsky R.E., Sumets A.V., Shabratsky S.V., Malakhida V.S. METAL ANALYSIS OF THE REASONS FOR SORING FOR SURFACE CLEANING OF A SQUARE BLANK OF 3ps STEEL WITH ELEMENTS OF MATHEMATICAL MODELING.....	49

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

УДК 622.7-027.32. / .33; 622.7: 502.174

Баранов А.Н., Филиппова Е.В.

ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА С ПРИМЕНЕНИЕМ ФОТОЭЛЕКТРОАКТИВИРОВАННЫХ РАСТВОРОВ

Аннотация. Представлены результаты исследований растворения золота с применением метода фотоэлектроактивации. Инновационная предварительная фотоэлектрохимическая обработка раствора щелочи проводилась в электролизере, сверху устанавливалась УФ-лампа. Электрохимическая обработка раствора щелочи продолжалась 1–2 часа, УФ-облучение – 5–7 мин, а на следующем этапе вводились цианиды. Применение полученного активного раствора увеличило в жидкой фазе пульпы содержание метастабильных соединений серы, в том числе гидросульфидов, роданидов. Выявлена следующая зависимость: чем больше метастабильных соединений серы, тем больше высвобождается коллоидного золота, что объясняется способностью данных соединений образовывать с золотом комплексы.

При активационном доизвлечении получена следующая зависимость: $S_{Au} = 0,0347 CCNS^- + 0,5972$, при этом $R^2 = 0,8631 = 0,9$, что соответствует высокой точности. Чем ближе значение коэффициента корреляции к 1, тем больше коррелирует содержание роданидов с содержанием золота.

Полученные зависимости указывают на преимущество электрообработки перед стандартной схемой доизвлечения с применением цианид-ионов и раствора щелочи $Ca(OH)_2$ без электрического воздействия и ультрафиолетового облучения. Выявлено, что уровень извлечения коллоидного золота непосредственно определяется способом проведения обработки. Установлено, что фотоэлектрохимическая обработка влияет на вещественно-структурные параметры матрицы сульфидных минералов, в частности изменяет элементный состав и кристалло-морфические параметры решетки, а электрообработка усиливает эффект, что сопровождается существенным увеличением концентрации роданидов и золота. Появление данных соединений и элементов в жидкой фазе указывает на возможную миграцию именно в этой форме.

Ключевые слова: золото, цианирование, кислород, электрохимия, ток, потенциал, дифрактограммы, окислительно-восстановительный потенциал

Введение

Вовлечение руд со сложными горно-геологическими условиями залегания, минеральным составом, текстурными и структурными особенностями приводит к усложнению технологических схем добычи и переработки, особенно при наличии дисперсных форм редких и благородных металлов в сульфидно-арсенидной кристаллической решетке, сульфосолевых минеральных носителях.

Снижение содержания золота и мощности продуктивных песков на разрабатываемых в настоящее время россыпях также обуславливает необходимость извлечения упорного золота, в том числе капсулированного, дисперсного и химически связанного.

Важно установить источник появления золота, а также пути и формы его миграции и накопления. Существует несколько подходов к этому вопросу [1].

Основными проблемами извлечения коллоидного золота из отходов, в том числе пульп и растворов, при использовании химических способов извлечения являются: недостаточное обеспечение доступа к частицам золота и сопутствующим элементам активного выщелачивающего раствора; выбор эффективной системы окислителей и комплексообразователей, воздействующих на первичные химические связи между атомами золота, сопутствующими элементами и ми-

нералообразующими атомами, формирующими с ними более устойчивые связи в сравнении с теми элементами, с которыми оно связано изначально в минеральной матрице; выбор подготовки пульпы; извлечение золота и перевод его в жидкую фазу независимо от форм его нахождения, а соответственно, различных условий его растворения и извлечения сорбентами при электрообработке. При утилизации отходов, содержащих коллоидное золото, большое практическое значение имеет выбор, подготовка ионообменного сорбента и необходимые параметры напряжения и силы тока.

Кроме того, к проблемам извлечения элементов из растворов можно отнести неправильный подбор лампы, излучающей технический ультрафиолет с определенными параметрами, позволяющими влиять на выход основных активных окислителей: озона, перекиси водорода, гидроксил-радикалов, причем ультрафиолет при определенной длине волны и времени экспозиции может как генерировать некоторые из них, так и разрушать.

Теория, материалы и методы исследования, технические и технологические разработки

Использование комбинации процессов электролиза растворов электролитов в сочетании с облучением выделяющихся газов позволяет с высоким квантовым выходом генерировать непосредственно в жидкой среде комплекс высокоактивных окислителей в

составе: гидроксил-радикала, перекиси водорода и ее полимерных модификаций, а также высокорационных ион-радикальных комплексов, что, в свою очередь, благоприятно влияет на извлечение полезных компонентов [2].

Так, Секисовым А.Г., Пановым Ю.П. и др. предложен метод обнаружения химически связанного золота с использованием активного раствора. Этот активный раствор содержит хлорид-гипохлоритные соединения, синтезированные фотохимической обработкой хлоридно-гипохлоритного раствора. При определенном рН хлоридно-гипохлоритное соединение образует хлорноватую кислоту, которая в присутствии двухвалентного железа диссоциирует на гидроксильный радикал, способный проникать в решетку минерала-концентратора золота. Обеспечен прирост извлечения золота в жидкую фазу на 23% относительно контрольного значения [3].

Обработка газовых выбросов ультрафиолетовым излучением электрического разряда в определенном диапазоне длин волн применялась Иваницким М.С., Грига А.Д. для очистки газовых выбросов от полициклических ароматических углеводородов, включая бенз(а)пирен. Облучение проводилось в присутствии озона и воды в виде жидкости или пара при определенной температуре газовых выбросов. Высокая скорость химических реакций наблюдалась при большой влажности газов в промышленных выбросах. Увеличение числа полициклических ароматических углеводородов, поглощающих ультрафиолетовое излучение, и интенсивности поглощения каждым полициклическим ароматическим углеводородом приводят к росту скоростей реакций окисления. Рассеивание ультрафиолетового излучения на мелкодисперсных частицах водяных паров улучшало распределение излучения по сечению газотока. Предлагаемый способ позволил повысить степень очистки газовых выбросов от токсичных полициклических ароматических углеводородов и снизить кислотную коррозию газотока установки [4].

Учеными Иркутского национального исследовательского технического университета в соответствии с техническим заданием также проводились исследования по бенз(а)пирену, в частности отбирались пробы снежного покрова с 06.03.2020 по 9.03.2020 года преимущественно в санитарно-защитной зоне БрАЗа, зоне промышленных выбросов иных предприятий Центрального района и на селитебной территории Братска. Концентрация бенз(а)пирена определялась в Лаборатории экологического мониторинга природных и техногенных сред на приборе Флюорат -02 по Методике выполнения измерений массовой доли бенз(а)пирена методом ВЭЖХ с использованием анализатора жидкости ФЛЮОРАТ®-02 в качестве флуориметрического детектора. Значительное количество неорганизованных выбросов содержит бенз(а)пирен, который выделяется из пека, в связи с этим проанализировано технологическое сырье, анодная масса, каменноугольный и нефтяной пек. Для снижения вы-

бросов бенз(а)пирена необходимо снизить испарение бенз(а)пирена с поверхности анода, что достигается снижением температуры поверхности, например путем нанесения укрывных материалов (запирающих) слоев.

Известно, что ультрафиолетовая обработка позволяет разложить бензапирен до CO_2 и H_2O . Специалистами проведены исследования по разложению бензапирена в пеке. Для этого использовалась Бактерицидная ультрафиолетовая лампа ВКТ-195 38 Вт с пультом (настольная) озоновая переменного тока. Каменноугольный пек в виде тонкодисперсного порошка обрабатывали с помощью ультрафиолетовой лампы UV Lamp Manual в течение 2, 6, 15 мин. Получили снижение концентрации бензапирена на 60%. Полученные результаты свидетельствуют о том, что обработка ультрафиолетом каменноугольного пека позволяет снизить содержание бензапирена.

Исследование реagentного воздействия на сценментированную минеральную массу, моделирующую рудный массив, проводилось Рассказовой А.В., Секисовым А.Г., Галимьяновым А.А. Предварительная обработка модельного материала различными активными reagentными комплексами привела к предокислению содержащейся меди, что повысило эффективность процессов ее последующего выщелачивания. Максимально достигнутый прирост выхода меди в продуктивный раствор относительно контрольного значения составил 83%. Для предокисления меди применялся электроактивированный раствор гидрокарбоната натрия и перекиси водорода, смесь гидроксида натрия и перекиси водорода, гипохлорит натрия, а также дистиллированная вода. В качестве комплексобразователя для выщелачивания меди использовался reagent «Золотая цикада» (Jin Chan) - стандартный и активированный. Установлено, что активация раствора бикарбоната натрия с применением его электрохимической обработки, перед вводом в него комплексобразователя, позволила более эффективно извлекать медь из подготовленного обработкой модельного материала [5].

Такие исследования указывают на актуальность интенсификации выщелачивания благородных металлов с применением фотоэлектрохимической обработки reagentов, однако такая технология до конца не разработана.

Эффективность использования физико-химических геотехнологий во многом зависит от характера и интенсивности взаимодействия окислителей и комплексобразователей с инкапсулированными и химически связанными формами нахождения металла. Соответственно, активность окислителей должна быть достаточной для обеспечения химических трансформаций кристаллических решеток концентрирующих металл минералов [2].

Одним из наиболее эффективных путей повышения активности окислителей, в частности кислорода, является воздействие на них электромагнитным излу-

чением в ультрафиолетовом диапазоне длин его волн (182–252 нм). При этом двухатомарный кислород переходит в атомарную аллотропную форму или озон, обладающие более высоким окислительно-восстановительным потенциалом, чем исходная, двухатомарная форма кислорода. Для каждой фотохимической реакции существует граница частоты света, ниже которой она не реализуется:

$$\nu > \nu_0 = \frac{E_c}{h}, \quad (1)$$

где ν , ν_0 – требуемая и граничная частота; h – постоянная Планка; E_c – энергия, необходимая для разрушения или образования межатомной связи.

Такое излучение в силу высокой энергии его квантов при поглощении его электронными оболочками атомов (молекул) раствора и растворенных компонентов переводит их в возбужденное состояние. Молекулярные кислород и/или хлор могут продуцироваться у анода электролизом, водород – у катода [2].

В результате фотохимических процессов в ходе облучения водно-газовой эмульсии образуются атомарный кислород и/или озон, атомарный хлор, а в смеси водно-кислородной и водно-водородной эмульсий при слиянии пузырьков продуцируется перекись водорода и гидроксил-радикал. Теоретически и экспериментально обоснована возможность выщелачивания меди, молибдена и дисперсных форм золота как из бедных руд и отходов основного горного производства, так и из флотоконцентратов с использованием специальных водно-газовых эмульсий, полученных путем фотоэлектрохимической обработки водных растворов соответствующего исходного состава. В эмульсии могут быть получены и более сложные активные соединения, в частности: $C_2O_2^{+*}$, $C_2O_4^{+*}$, $HCIO^*$, ClO^* [2].

Если фотохимические реакции с участием кислорода или хлора происходят в газовой среде, то значительная часть образуемых атомарных форм рекомбинирует (например, $O_2^* = 2O$, $O + O_2 = O_3$, $O_3 = O_2 + O$, $O + O = O_2$, $2Cl^* = Cl_2$). В том случае, если облучение УФ-светом этих газов осуществляется в объеме мелких пузырьков, находящихся в воде, то большая часть их активных радикальных и ион-радикальных форм успевает диффундировать в окружающую их пленочную воду и вследствие реакций гидратации сформировать такие активные соединения, как соединения $H_2O_2^*$, $HCIO^*$ [6].

Цепные фотохимические реакции, приводят к образованию активных промежуточных продуктов, таких как гидроксил-радикал $OH^*(O_2^* = 2O, O + H_2 = OH^* + H^*)$.

Лавровым А.Ю. выполнялись эксперименты по комбинированной фотоэлектрохимической и электрохимической обработке модельных растворов для оценки степени влияния синергетического эффекта на

изменение их основных выходных параметров – ОВП (Eh) и pH [6].

Как видно из приведенных графиков (рис. 1), комбинация электрохимических и фотохимических процессов, в сравнении с простым электрохимическим синтезом гипохлорита натрия, позволяет существенно изменить основные физико-химические параметры выщелачивающих растворов (повысить ОВП, что позволяет интенсифицировать процессы выщелачивания) [6].

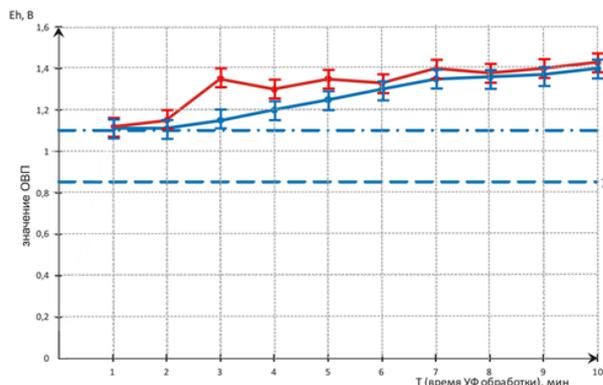


Рис. 1. График зависимости ОВП от времени обработки раствора:

- 1 – гипохлоритная схема (pH = 7.8) электролиз р-ра NaCl (30 г/л) 1 час $C_{Cl_a} = 1,35$ г/л, $E_{Au} = 35-45\%$;
- 2 – гипохлоритно-солянокислотная (подкисление HCl до pH = 3) $C_{Cl_a} = 1,08$ г/л, $E_{Au} = 65-78\%$;
- 3 – гипохлоритно-солянокислотная с УФ-облучением $E_{Au} = 75-83\%$

Таким образом, в наибольшей мере интенсифицирующее воздействие УФ-лучей может быть проявлено в сочетании с электрохимической обработкой пульпы и/или растворов. Фотохимическое воздействие ультрафиолетового излучения на компоненты геотехнологической среды может обеспечивать синтез активных радикалов только в тонком слое жидкой фазы пульпы или растворов, активировать поверхность минеральных частиц в поверхностном слое пульпы, в то время как использование фотохимических и электрохимических процессов в комплексе обеспечивает процесс генерации активных радикалов в объеме коалесцирующих пузырьков исходных газовых компонентов и интенсивный массообмен в объеме обрабатываемой жидкости за счет «флотационного эффекта» – всплывания пузырьков и связанной с ними пленочной воды. Кроме того, важен синергетический эффект совмещенного воздействия высокоэнергетичных квантов ультрафиолетового излучения и обменных процессов в приэлектродных зонах, приводящий к образованию в пленочной воде на границе раздела жидкой и газовой фаз активных радикалов и ион-радикалов [2].

Барановым А.Н., Богидасевым С.А на стадии электрохимической обработки 20%-го раствора NaOH

с использованием промышленного фильтр-пресного электролизера получены следующие оптимальные условия обработки в лабораторных условиях: сила тока $I = 0,5 \text{ A}$; плотность тока $J = 500 \text{ A/m}^2$; напряжение $U = 12 \text{ V}$; объем электролизера $V = 100 \text{ мл}$; объемная плотность тока $j = 5 \text{ A/мл}$ [7, 8].

Фотохимические, фотоэлектрохимические и фотокаталитические процессы, протекающие в растворах и фазах рудных пульп, в систематизированном виде представлены в табл. 1 [6].

Существует пять основных теорий цианидного процесса, в которых в качестве сопутствующих или промежуточных соединений рассматривается воз-

можность образования перекиси водорода и молекулярного водорода. Причем в теории цианирования Дж. Бодландера перекись водорода является окислителем золота. В то же время во многих случаях добавление перекиси водорода в цианидный раствор может вследствие окисления цианидов (с переводом их в цианаты) ухудшить кинетику выщелачивания золота и снизить его общее извлечение из руды [2].

Была разработана модель цианидного выщелачивания золота водно-газовыми эмульсиями, содержащими активные гидроксил-радикалы и перекись водорода, которая представлена на рис. 2.

Таблица 1

Модель фотоэлектрохимических процессов в растворах и пульпах

Жидкая фаза	Твердая фаза	Газовая фаза	Процессы на границах раздела фаз
$\begin{aligned} & \text{H}_2\text{O} \xrightarrow{h\nu} \text{H}\cdot + \text{OH}\cdot \\ & \text{H}_2\text{O} \xrightarrow{h\nu} \text{H}^+ + \text{OH}^- \\ & \text{H}_2\text{O} \xrightarrow{h\nu} \text{H}_2\text{O}^* \\ & \text{H}_2\text{O}^* + \text{O}\cdot \rightarrow \text{H}_2\text{O}_2 \\ & \text{H}_2\text{O}_2 \xrightarrow{2\text{OH}\cdot} 2\text{OH}\cdot \\ & \text{Fe}^{2+} \xrightarrow{h\nu} \text{Fe}^{3+} \\ & \text{(в присутствии Cl}^-, \text{SO}_4^{2-}) \\ & \text{HClO} \xrightarrow{h\nu} \text{HCl} + \text{O}\cdot \\ & \text{HClO} \xrightarrow{h\nu} \text{Cl}\cdot + \text{OH}\cdot \\ & \text{Fe}^{2+} + \text{H}_2\text{O}_2 \xrightarrow{h\nu} \text{Fe}^{3+} + 2\text{OH}\cdot \\ & \text{HCO}_3^- \rightarrow \text{CO}_2 + \text{OH}^- \\ & \text{OH}^- \xrightarrow{e^-} \text{OH}^0 \xrightarrow{h\nu} \text{OH}\cdot \end{aligned}$	$\begin{aligned} & \text{Men Sm} \xrightarrow{h\nu} \\ & \text{Men Sm}(e^-, e^+) \\ & \\ & \text{Men Sm} \xrightarrow{2e^-} \\ & \text{nMe}^{2+} + \text{mS}^0 \\ & \\ & \text{Men Sm} \xrightarrow{2e^+} \\ & \text{nMe}^0 + \text{mS}^{2-} \\ & \\ & \text{Au}_2(\text{HS})_2\text{S}^{2-} + \\ & + (\text{O}_2\text{C} - \text{CO}_2)^+ * \\ & * \text{O}^-(\text{H}^+\text{H}^-) + \\ & + \text{NaCN} \end{aligned}$	$\begin{aligned} & \text{O}_2 \xrightarrow{h\nu} 2\text{O}\cdot \\ & \text{O}_2 + \text{O} \rightarrow \text{O}_3 \\ & \text{O}_3 \xrightarrow{h\nu} \text{O}\cdot + \text{O}_2 \\ & \text{H}_2 + \text{O}\cdot \rightarrow \text{H}\cdot + \text{OH}\cdot \\ & \text{Cl}_2 \xrightarrow{h\nu} 2\text{Cl}\cdot \\ & \text{H}_2 + \text{Cl}\cdot \rightarrow \text{H}\cdot + \text{HCl} \\ & \text{H}\cdot + \text{Cl}_2 \rightarrow \text{HCl} + \text{Cl}\cdot \\ & \text{H}_2\text{O} + \text{HCl} + \text{O}\cdot \rightarrow \\ & \text{HClO}\cdot\text{H}_2\text{O} \\ & \\ & \text{CO}_2 + \text{CO}_2 \xrightarrow{h\nu} \\ & \xrightarrow{h\nu} \text{CO}_2\text{CO}_2^+ + e^- \\ & \\ & \text{O}_2 \xrightarrow{h\nu} 2\text{O}\cdot^- \end{aligned}$	$\begin{aligned} & 2\text{OH}^0 \xrightarrow{e^+} \text{O}_2 \uparrow + 2\text{H}^+ \\ & 2\text{H}_3\text{O}^+ \xrightarrow{e^-} \text{H}_2 \uparrow + 2\text{H}_2\text{O} \\ & \text{OH}^0 \xrightarrow{h\nu} \text{OH}\cdot \\ & \\ & \text{nOHMe}^{2+} \text{mOH}^+\text{H}^- \\ & \\ & (\text{O}_2\text{C} - \text{CO}_2)^+ * \text{O}^-(\text{H}^+\text{H}^-) \end{aligned}$

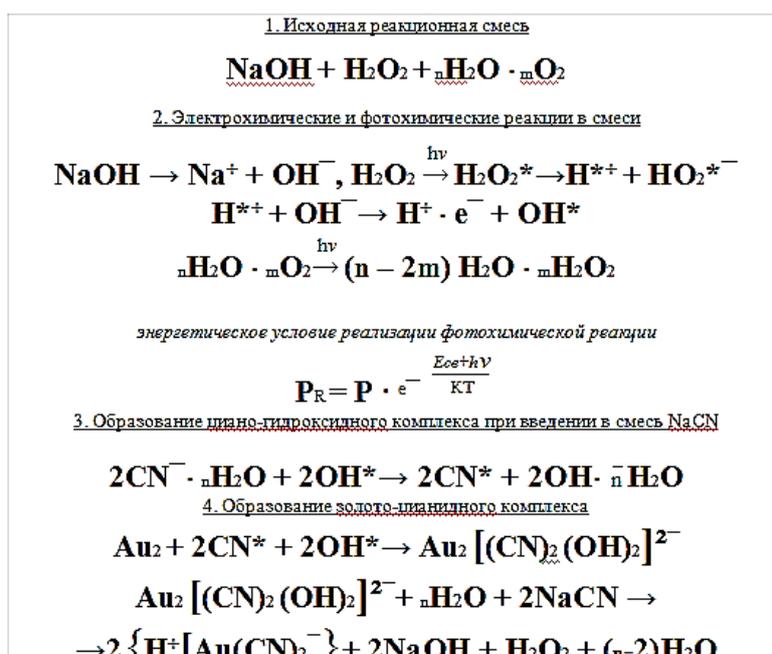


Рис. 2. Модель цианирования золота фотоэлектроактивированными растворами

Исходная реакционная смесь представляет собой водный раствор гидроксида натрия и/или калия. В ходе электрохимической обработки гидроксил-ионы, разряжаясь на аноде, продуцируют метастабильную перекись водорода, при облучении которой непосредственно в растворе образуются гидроксид-радикалы. Эти же активные окислители образуются и при УФ-облучении коагелирующихся пузырьков электролизных газов водорода и кислорода [6].

При введении в такую смесь цианида натрия образующийся при его диссоциации в растворе CN^- -анион окисляется гидратированным гидроксил-радикалом и переходит в форму активного CN^{\cdot} -радикала (см. рис. 1, ступень 3 на схеме), который интенсивно реагирует с золотом. Если же вводить полученную водно-газовую эмульсию в раствор цианида натрия, то окисление CN^- -анионов может привести к образованию CN_2 и, соответственно, потере его реакционной способности [2].

На первой (предварительной) стадии электрохимической или фотоэлектрохимической обработки пульпы или растворов реагентов осуществляется электросинтез или фотоэлектросинтез вторичных реагентов, в первую очередь таких, как H_2O_2 , OH^{\cdot} , HCl и других активных соединений кислорода, водорода и хлора. Активные гидратированные окислители и комплексообразователи первой стадии обработки синтезируются при малом значении напряжения на электродах (в интервале 5–20 В) [6].

Нами проводились исследования на хвостах Дарасунской ЗИФ. Для определения состава фазовых кристаллических соединений выполнен качественный, полуколичественный фазовый анализ: 1) исходных твердых проб хвостов Дарасунской ЗИФ; 2) обработанных хвостов без применения инновационной схемы фотоэлектрохимической обработки; 3) хвостов, обработанных с применением инновационной схемы фотоэлектрохимической обработки.

Анализ проб проводился на дифрактометре XRD-7000. Для регистрации дифрагированного излучения использовалась детектирующая система на основе запоминающего экрана MAR 345 на линии BM 01 А Швейцарско-Норвежской лаборатории Европейского центра ESRF. Рентгеновское излучение, сфокусированное на образце, дифрагируется образцом. Изменение интенсивности дифрагированного рентгеновского излучения измеряется, регистрируется и графически отображается. Рентгеновское излучение, попавшее на экран, запоминается веществом экрана и может быть считано путем сканирования экрана специальным устройством. Результат представляется как дифрактограмма образца.

Анализ положения пиков дифрактограммы и их интенсивностей позволяет установить, что исходная проба содержит в своем составе: оксид кремния (25,17% – SiO_2), альбит (59,38% – $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$), борнит (2,66% – Cu_5FeS_4), халькопирит (1,51% – CuFeS_2), арсенопирит (6,88% – FeAsS), оксид железа (4,4% – Fe_3O_4).

После применения стандартной схемы без фотоэлектрохимической обработки количественный состав этого образца характеризуется следующим соотношением: оксид кремния (24,10% – SiO_2), альбит (52,74% – $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$), борнит (8,70% – Cu_5FeS_4), халькопирит (6,77% – CuFeS_2), арсенопирит (5,45% – FeAsS), оксид железа (2,24% – Fe_3O_4).

После применения инновационной схемы с фотоэлектрохимической обработкой количественный состав образца пробы изменился: оксид кремния (23,59% – SiO_2), альбит (56,35% – $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$), борнит (9,84% – Cu_5FeS_4), халькопирит (1,08% – CuFeS_2), арсенопирит (6,41% – FeAsS), оксид железа (2,72% – Fe_3O_4).

Результаты свидетельствуют о том, что в твердом веществе после применения новой инновационной схемы обработки снижается содержание золото(сера)содержащих соединений, можно судить по суммарному снижению борнита, халькопирита и арсенопирита на 17%. Объясняется доокислением минеральных частиц в ходе использования инновационной обработки, в результате золото и сопутствующие поллютанты (сера, мышьяк) переходят в раствор. Перевод элементов в ионную форму позволяет доизвлекать их с применением предлагаемой автором технологии утилизации.

В хвостах обогащения Дарасунской ЗИФ обнаруживается дисперсное золото. Причем такое золото не извлекается методом сорбционного выщелачивания простым или «накислороженным» цианидным раствором и обычной подготовкой ионообменного сорбента. Низкие (1,1–1,3 г/т) содержания золота в хвостах обогащения руд этого месторождения исключают применение для их переработки известные гидрOMETаллургические методы – биоокисления, автоклавов, обжига [9].

Извлечение дисперсного золота из таких соединений может быть осуществимо с разработкой новых методов доизвлечения в несколько этапов, включающих предварительное концентрирование и окисление перед довыщелачиванием из отходов горнодобывающего производства [9].

Нами предложена инновационная схема фотоэлектрохимической обработки, представленная на рис. 3. Данная схема выполняется по следующей методике. Разработана технологическая схема выполняемых работ по электросорбционному извлечению растворенных элементов, в том числе загрязнителей (As, S, Cu и др.), которые в случае проникновения в экосистемы способны оказывать влияние на окружающую природную среду. Для контрольного доизвлечения использовалась стандартная схема с применением цианид-ионов и раствора щелочи, в частности $\text{Ca}(\text{OH})_2$, для поддержания постоянной реакции среды (pH). Параллельно проводилась вторая серия экспериментов, при осуществлении которых применялась инновационная предварительная фотоэлектрохимическая обработка раствора щелочи в электролизере, сверху устанавливалась УФ-лампа. Электрохимическая об-

работка раствора щелочи продолжалась 1–2 часа, УФ-облучение – 5–7 мин, а на следующем этапе вводились цианиды. Применение полученного активного раствора увеличило в жидкой фазе пульпы содержание метастабильных соединений серы, в том числе гидросульфидов, роданидов. Выявлена следующая за-

висимость: чем больше метастабильных соединений серы, тем больше высвобождается коллоидного золота, что объясняется способностью данных соединений образовывать с золотом комплексы.

Зависимости содержания золота от присутствующих роданидов приведены на рис. 4.

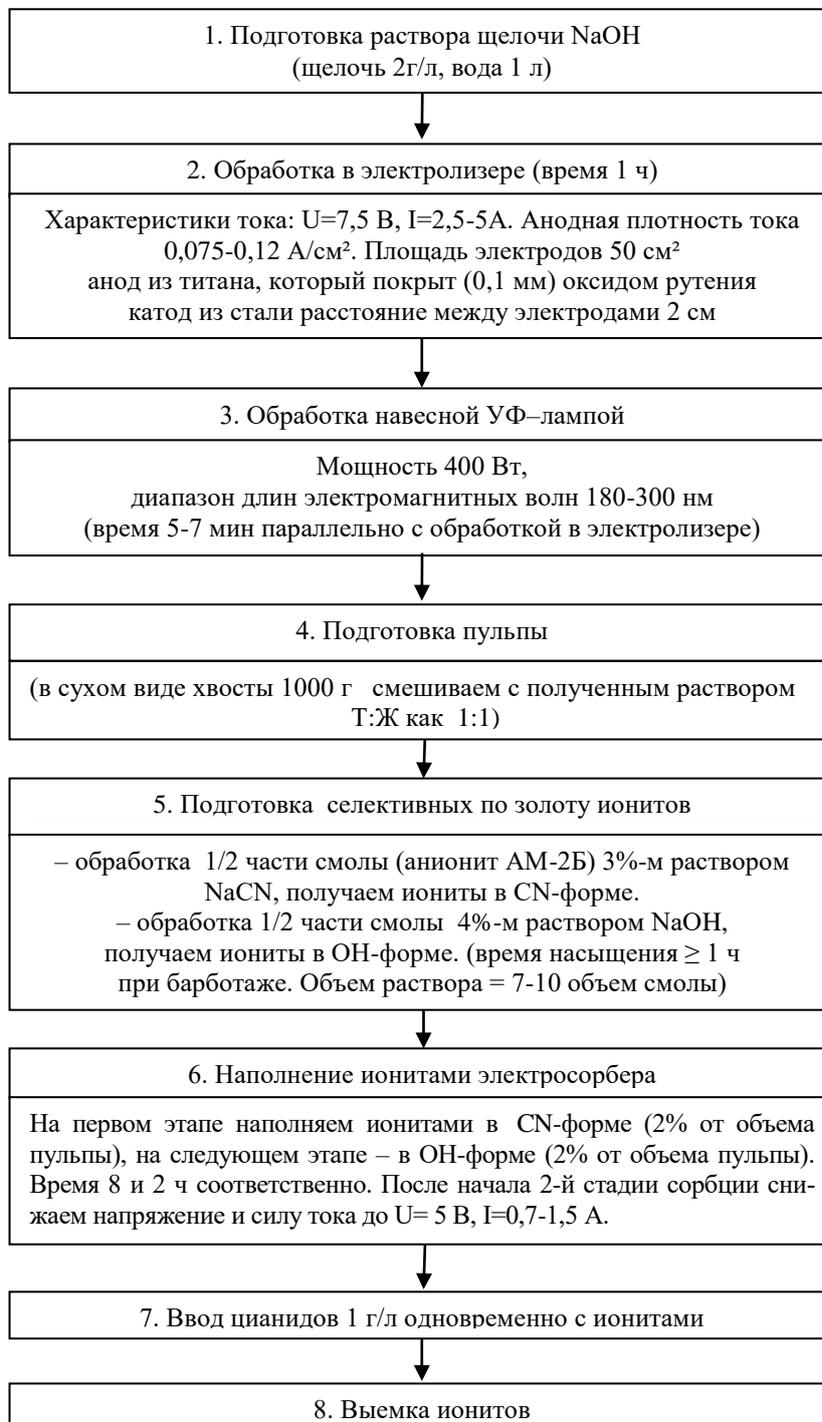


Рис. 3. Инновационная схема фотоэлектрохимической обработки хвостов Дарасунской ЗИФ

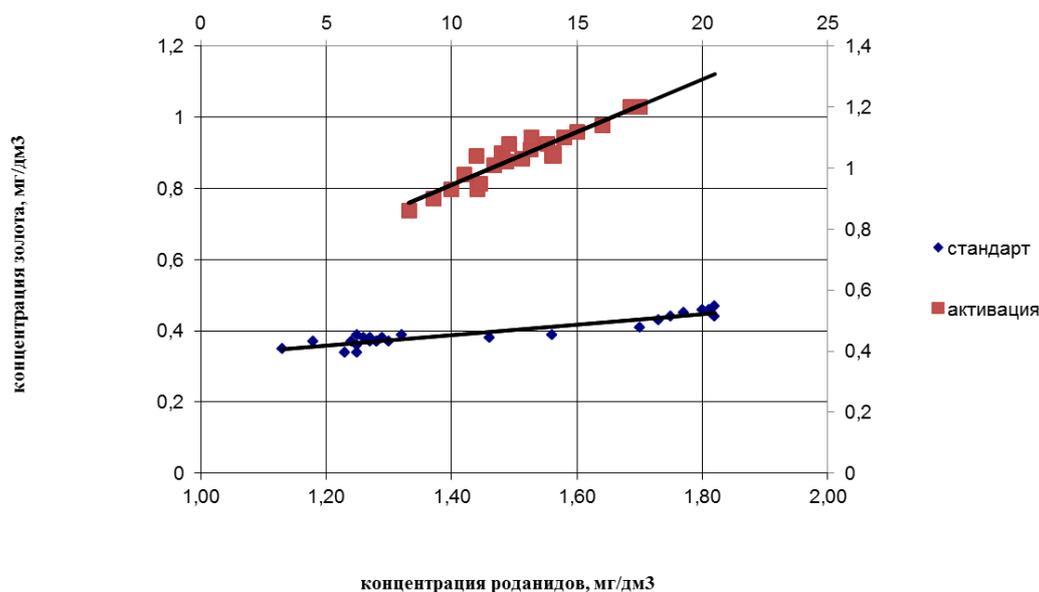


Рис. 4. Зависимости содержания золота от содержания роданидов при стандартном (нижняя линия) и активационном (верхняя линия) доизвлечении

При активационном доизвлечении получена следующая зависимость: $CAu = 0,0347 CCNS^- + 0,5972$, при этом $R^2 = 0,8631 = 0,9$, что соответствует высокой точности. Чем ближе значение коэффициента корреляции к 1, тем больше коррелирует содержание роданидов с содержанием золота [10].

Полученные зависимости указывают на преимущество электрообработки перед стандартной схемой доизвлечения с применением цианид-ионов и раствора щелочи $Ca(OH)_2$ без электрического воздействия и ультрафиолетового облучения. Выявлено, что уровень извлечения коллоидного золота непосредственно определяется способом проведения обработки. Установлено, что фотоэлектрохимическая обработка влияет на вещественно-структурные параметры матрицы сульфидных минералов, в частности изменяет элементный состав и кристалло-морфические параметры решетки, а электрообработка усиливает эффект, что сопровождается существенным увеличением концентрации роданидов и золота. Появление данных соединений и элементов в жидкой фазе указывает на возможную миграцию именно в этой форме [10].

Заключение

В работе доказано, что наиболее эффективным методом повышения извлечения полезных компонентов из отходов является комбинация процессов электролиза растворов электролитов в сочетании с электромагнитным излучением в жестком ультрафиолетовом диапазоне – фотоэлектрохимический способ. Извлечение дисперсного золота может быть осуществимо с разработкой нового метода доизвлечения в несколько этапов – включающих предварительное концентрирование и окисление перед довыщелачиванием из отходов горнодобывающего производства.

Список источников

1. Филиппова Е.В. Применение ионообменной электросорбции для извлечения коллоидного золота // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2017. Т.15. № 1. С. 15-19.
2. Лавров А.Ю. Повышение эффективности освоения рудных месторождений на основе использования инновационных геотехнологий с фотоэлектрохимической активацией компонентов технологических систем // Вестник Забайкальского государственного университета. 2013. № 2. С. 31-37.
3. Sekisov A.G., Panov Yu.P., Bryukhovetskiy O.S. Ras-skazova A.V. Promising Geotechnologies for gold placer mining in eastern Transbaikalia // Eurasian mining. 2022. № 2. С. 34-37.
4. Пат. 2541320 С1 РФ. Способ очистки газовых выбросов от полициклических ароматических углеводородов, в том числе бенз(а)пирена / М.С. Ива-ницкий, А.Д. Грига; патентообладатель Национальный исследовательский университет «МЭИ». № 2013156247/04, заявл. 18.12.2013; опубл. 10.02.2015. Бюл. № 9
5. Рассказова А.В., Секисов А.Г., Галимьянов А.А. Выщелачивание меди с применением комбинированной взрывной и реагентной подготовки рудного массива // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2023. № 6. С. 166-175.
6. Лавров А.Ю. Повышение эффективности освоения рудных месторождений на основе использования инновационных геотехнологий с фотоэлектрохимической активацией компонентов технологических систем // Вестник Забайкальского государственного университета. 2013. № 2 (92). С. 31-37.

7. А.с. 1244122 СССР, МКИ В 03 Д 1/00. Способ получения флотореагента-собираателя / Баранов А.Н., Богидаев С.А., Леонов С.Б.; опубли. 15.07.86. Бюл. № 26.
8. Сидоров Д.С., Баранов А.Н. Интенсификация выщелачивания цветных металлов с применением электрохимической обработки щелочи // Перспективы развития технологии переработки углеводородных минеральных ресурсов: материалы X Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. 2020. С.51-53.
9. Филиппова Е.В. Разработка и апробация новой экологозащитной геотехнологии на золоторудном предприятии Забайкальского края // Вестник Иркутского государственного технического университета. 2016. № 7. С. 172–182.
10. Щадов И.М., Филиппова Е.В. Перспективы применения новой экологозащитной технологии при переработке золотосодержащих техногенных образований // Экология и промышленность России. 2017. Т. 21. № 12. С. 24-27.

Сведения об авторах

Баранов Анатолий Никитич – доктор технических наук, профессор, профессор кафедры металлургии цветных металлов, ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», Иркутск, Россия. E-mail: a_baraniow@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-5336-6522>

Филиппова Елена Владимировна – кандидат технических наук, доцент, заместитель начальника отдела оценок, лицензирования и инспекций объектов ядерного топливного цикла Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору, Москва. E-mail: filena78@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0009-0003-0872-314X>

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

STUDY OF GOLD RECOVERY USING PHOTOELECTROACTIVATED SOLUTIONS

Baranov Anatoly N. – Dr. Sci. (Eng.), Professor, Professor of the Department of Metallurgy of Non-ferrous Metals, Irkutsk National Research Technical University, Irkutsk, Russia. E-mail: a_baraniow@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-5336-6522>

Filippova Elena V. – Candidate of Sciences (Eng.), Associate Professor, Deputy Head of the Department of Assessments, Licensing and Inspections of Nuclear Fuel Cycle Facilities, Federal Service for Environmental, Industrial and Nuclear Supervision, Moscow. E-mail: filena78@mail.ru. ORCID: <https://orcid.org/0009-0003-0872-314X>

Abstract. The results of studies of gold dissolution using the photoelectroactivation method are presented. The innovative photoelectrochemical pre-treatment of the alkali solution was carried out in an electrolyzer with a UV lamp installed on top. Electrochemical treatment of the alkali solution lasted 1... 2 hours, UV irradiation – 5... 7 minutes, and at the next stage, cyanides were injected. The use of the obtained active solution increased the content of metastable sulfur compounds in the liquid phase of the pulp, including hydrosulfides and rhodanides. The following dependence was revealed: the more metastable sulfur compounds, the more colloidal gold is released, which is explained by the ability of these compounds to form complexes with gold. The following dependency was obtained during activation retribution: $CAu = 0.0347 CCNS^- + 0.5972$, while $R^2 = 0.8631 = 0.9$, which corresponds to high accuracy. The obtained dependencies indicate the advantage of electrical treatment over the standard scheme of additional recovery using cyanide ions and $Ca(OH)_2$ alkali solution without electrical exposure and ultraviolet irradiation. It is revealed that the level of colloidal gold recovery is directly determined by the method of processing.

Keywords: gold, cyanidation, oxygen, electrochemistry, current, potential, photochemical treatment, redox potential

Ссылка на статью:

Баранов А.Н., Филиппова Е.В. Исследование извлечения золота с применением фотоэлектроактивированных растворов // Теория и технология металлургического производства. 2024. №2(49). С. 4-11.

Baranov A.N., Filippova E.V. Study of gold recovery using photoelectroactivated solutions. *Teoria i tehnologiya metallurgicheskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2024, vol. 49, no. 2, pp. 4-11.

ВЛИЯНИЕ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СТАЛИ И НЛЗ НА КАЧЕСТВО ПРОКАТА ИЗ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ

Аннотация. В статье рассмотрены особенности сквозной технологии производства высокоуглеродистой стали, ее внепечной обработки, непрерывной разливки, прокатки бунтового проката и катанки, формирующие качественные показатели металла, эффективно перерабатываемого на метизном переделе. В процессе исследований изучены влияние технологических факторов на комплекс качественных показателей стали, НЛЗ, а затем и бунтового проката. При этом приведены технологические приемы, обеспечивающие узкий диапазон значений легирующих элементов, а также низкий уровень вредных примесей в высокоуглеродистой стали. Разработаны мероприятия по снижению загрязнения металла неметаллическими включениями (НВ). Показано, что на снижение загрязненности стали НВ влияет комплекс технико-технологических мероприятий, таких как модифицирование стали в СК кальцийсодержащей порошковой проволокой (ПП) или редкоземельной лигатурой (это достаточно дорогой метод), наведение «белых» шлаков для десульфурации и глубокого раскисления стали, обработка стали вакуумом (вакуумно-углеродное раскисление), защита струи металла при непрерывной разливке от вторичного окисления, применение основных огнеупоров для футеровки СК и проковша (ПК), выбор материала для разливочных стаканов-дозаторов и т.п. Немаловажное влияние на свойства бунтового проката оказывают ликвационные процессы в НЛЗ. Это в первую очередь относится к микрофизической дендритной ликвации, которая в прокате выявляется в виде структурной продольной полосчатости с наличием микроучастков с отклонением химического состава от ковшевого анализа и возникновением в ряде случаев закалочных структур. В комплексе это обеспечило высокую технологичность переработки катанки и бунтового проката в проволочные изделия.

Ключевые слова: высокоуглеродистая сталь, сквозная технология, химический состав, неметаллические включения, структура, технологичность переработки

Введение

Развитие оборудования и технологии производства стали, непрерывнолитых заготовок (НЛЗ) и бунтового проката широкого маркопрофильного сортамента и назначения (от рядовых сталей до легируемых и высоколегированных марок стали) за последние полстолетия обусловило повышение качества заготовок, полупродукта и готовых металлоизделий в технологической цепи ДСП-ковшевая (внепечная обработка стали в СК) – вакуумирование металла в установках разной конструкции (циркуляционный, порционный, камерный, струйный и т.п.) – непрерывная разливка – подготовка НЛЗ к прокатке (при необходимости) – нагрев заготовок в ПШП (ПШБ) – прокатка – термомеханическая обработка в потоке станов с использованием тепла прокатного нагрева, как ресурсосберегающей и эффективной технологии. При этом обеспечивается качество, в ряде случаев не уступающее переплавленным технологиям (ЭШП и т.п. переделам).

Основные показатели качества стали, НЛЗ и проката из высокоуглеродистых сплавов включают в себя следующие параметры:

– химический состав металла и его однородность внутри- и межплавочная, что обуславливает наследственно высокую однородность механических и технологических свойств готового металлопроката;

– высокая раскисленность стали, низкое содержание кислорода, связываемого химическими элементами-раскислителями, переводимыми в шлак (например белый шлак с низким содержанием FeO – менее

05%), и определяющая высокие свойства готовой продукции и состояние поверхности проката;

– максимально возможное снижение загрязненности стали от НВ, а также минимизация ликвационных явлений, в том числе и микрофизической – дендритной ликвации.

Все вышеуказанные характеристики обеспечиваются в комплексе и повышают потребительские свойства стали, НЛЗ и проката.

Цель исследования

Определить значимо влияющие факторы по технологическим переделам на формирование комплекса конечных свойств металлопроката. Разработать эффективную сквозную технологию в указанном направлении.

Методика исследования

В исследовании сквозного технологического процесса используются следующие виды анализа, испытаний и исследования. Для измерения температуры металла и химического состава стали, НЛЗ и проката применяли соответственно совмещенные пробоотборники для химического анализа жидкого металла и температуры расплава, его окисленности - система CELOX фирмы Heraeus Electro-Nite химические анализаторы по определению C, S, H – приборы C- S- H-MAT фирмы Stroulein или анализаторы AC и AS, спектрометр типа ARL 3600, Spectrolab M; для определения азота общего и свободного – LECO T 314 и LECO 436 соответственно, состав НВ – МРСА на РЭМ с энергодисперсионным микроанализатором. Механические свойства проката определяли на разрывных машинах, ударную вязкость – на маятниково-

вом копре, металлографические характеристики (макро- и микроструктура) – на оптическом и РЭМ.

Результаты исследования и их обсуждение

Основные требования к качественным показателям стали, НЛЗ и проката для изготовления высокоуглеродистой проволоки следующие: обеспечение заданного уровня и однородности основных химических элементов (С, Мn, Si) и металлических примесей (Cr, Ni и Cu); минимального содержания вредных примесей – P, S, As, Zn, Pb, Sn и т.п.; высокой чистоты стали по НВ, особенно недеформируемым алюминатам; высокого качества поверхности, минимальной ликвации, пористости. Кроме того, необходимо формировать эффективную микроструктуру в условиях прокатного и метизного переделов.

Химический состав стали

Внепечная обработка стали, проводимая на установке печь-ковш (УКП) и вакууматорах типа VD/VOD и RH, гарантирует точное попадание в заданный химический состав сталей марок 70-85 с низким внутриваночным разбегом массовых долей элементов на уровне $\Delta C = 0-0,01\%$; $\Delta Mn = 0-0,03\%$; $\Delta Si = 0-0,03\%$, межваночный разброс соответственно составляет $\Delta C = 0-0,04\%$; $\Delta Mn = 0-0,05\%$; $\Delta Si = 0-0,05\%$. Содержание фосфора, серы, азота и водорода обеспечивается на уровне соответственно не более 0,010, 0,005, 0,007% (в свободном состоянии) и 2,0 ppm. При производстве стали на базе селективно отобранного металлолома с добавлением передельного чугуна в жидком или твердом состоянии или другого сырья в твердом состоянии (Синтикама, Суперкома, горячебрикетированного железа – ГБЖ). Остаточное содержание металлических примесей достигает достаточно высоких значений.

Доказано [1, 2], что содержание Cr $\leq 0,15\%$, Ni $\leq 0,15\%$, Cu $\leq 0,25\%$ не оказывает негативного воздействия на свойства катанки, технологичность ее волочения и свивки канатных конструкций. В настоящее время при производстве стали в ДСП на твердой шихте можно обеспечить в стали электродугового производства массовые доли хрома, никеля и меди на уровне $\leq 0,05$, $\leq 0,10$ и $\leq 0,13\%$ соответственно.

Вакуумирование стали, обеспечивая ее глубокую дегазацию (до вакуумирования содержание в стали водорода – 2-6 ppm, после – 0,3-1,5 ppm, а азота – соответственно 0,010-0,012 и 0,005-0,007%), обуславливает дополнительное увеличение пластичности катанки, бунтового проката. Так, при первичных испытаниях катанка из невакуумированной стали марки 70 имеет относительное сужение Ψ – 30-35%, а из вакуумированной стали – 38-45%.

Количество вредных примесей в стали обеспечивается на уровне следов. Это исключает явления красно- и хладоломкости, повышает пластические характеристики катанки и ее способность к интенсивной деформации в холодном состоянии.

Неметаллические включения

Эндогенные и экзогенные НВ образуются в результате реакций, связанных с легированием, десульфурацией, дефосфорацией, раскислением стали, а также являются продуктами износа футеровочных огнеупоров.

НВ взаимодействуют с металлической матрицей и имеют различные деформационные свойства. Вследствие этого на границе недеформирующихся НВ формируются микрополости, по которым в дальнейшем может происходить разрушение катанки и проволоки. Оценить деформируемость НВ можно индексом деформируемости ν , который определяется отношением степеней деформации НВ и металлической матрицы. Чем ниже значения этого индекса, тем менее пластичны НВ и тем вероятнее разрушение металла в процессе деформации. Наоборот, чем выше уровень этого индекса, тем пластичнее НВ, и при значении, равном 1, деформируемость НВ и металла одинаковая. Опасные НВ в этом смысле ($\nu = 0$) – алюминаты и алюмокальциниты, наиболее пластичны сульфиды марганца ($\nu = 1$). Сульфиды марганца удовлетворительно деформируются и дробятся в процессе горячей прокатки катанки, образуя мелкие строчки пластичных НВ, хорошо деформируемых в дальнейшем при холодном волочении. Особенно вредное влияние оказывают алюминаты [1, 2].

Эффективно использование модифицирования стали кальцием при помощи ввода на УКП в несколько приемов кальцийсодержащей порошковой проволоки (SiCa, FeCa). При этом возможен перевод недеформируемых алюминатов состава $MgO \cdot Al_2O_3$, $CaO \cdot Al_2O_3$ при отношении $Ca/a_o = 0,60-1,20$ (a_o – активный кислород) в пластичное соединение – $12CaO \cdot 7Al_2O_3$ с пониженной температурой плавления, которое легко переводится в шлак. При другом отношении Ca/a_o образуются твердые тугоплавкие алюминаты, которые формируют настывы в стаканах-дозаторах и недеформируемые НВ в стали. Использование полностью магниальных сталеразливочных ковшей (СК), обработка стали белыми шлаками, редкоземельными металлами (РЗМ) также способствует снижению загрязненности стали НВ.

Макро- и микроструктура НЛЗ и их влияние на макро- и микроструктуру катанки

Для формирования качественной макроструктуры, минимизации ликвационных явлений в НЛЗ и катанке наиболее эффективны методы разлива стали с обеспечением максимального развития зоны равноосных кристаллов (ЗРК) при сокращении зоны столбчатых кристаллов (ЗСК).

Результаты исследований показывают следующее:

1. Из-за дендритной ликвации образуются ликвационные полосы, структурная полосчатость, остатки которых выявляются в катанке и проволоке. Ос-

новными ликвидирующими элементами являются С, Р, Mn, Cr, Si. Электромагнитное перемешивание (ЭМП) способствует реализации затравочно-инокулирующего эффекта при кристаллизации стали, который заключается в отрыве частиц от дендритов и перемещении их в сердцевину НЛЗ, что увеличивает количество центров и способствует увеличению скорости кристаллизации. Зона равноосных кристаллов (ЗРК) в результате действия ЭМП заметно увеличена – в среднем в 1,7 раза, при этом центральная ликвация и пористость рассредотачиваются.

2. Ликвация на микроуровне обуславливает формирование в центральных частях высокоуглеродистой катанки мартенситных участков, протяженность которых составляет от 5 до 200 мкм. Выбор наилучших режимов кристаллизации слитка, применение ЭМП, обеспечение степени перегрева над температурой ликвидус на минимально возможном уровне (не более 20–30°C) позволяет исключить появление закалочных структур. Этому может способствовать замедленное охлаждение разлитого слитка под колпаками, в обогреваемых или необогреваемых колодцах, высокотемпературный (~1200°C) длительный (не менее 6 ч) гомогенизирующий отжиг. Наиболее эффективные режимы кристаллизации НЛЗ сечением 125×125 мм: скорость разливки 2,5–3 м/мин; перегрев над температурой ликвидус ~20–30°C.

Несмотря на вредность закалочных структур, многие производители допускают их наличие в центральных участках сечения катанки участков мартенсита протяженностью до 20 мкм. Сравнение вредности мартенситных участков и структурно-свободного цементита (ССЦ) в высокоуглеродистой стали показывает, что умеренная протяженность мартенсита в меньшей степени влияет на обрывность катанки и проволоки при волочении, чем наличие в сечении грубой сплошной ССЦ. Это обусловлено тем, что при

деформировании высокоуглеродистой стали дислокации, как источник деформации, легко переползают через мартенситные участки, но никак не могут преодолеть ССЦ.

Потребители высокоуглеродистой катанки ограничивают наличие в микроструктуре катанки ССЦ и грубой цементитной сетки. Для оценивания этой структурной составляющей имеются специальные эталонные шкалы, которые классифицируют степень развития цементита в микроструктуре и определяют приемочные требования (например, по спецификации фирмы Michelin не более класса «В»).

Заключение и выводы

В статье рассмотрено влияние металлургических факторов (химический состав стали, НВ, ликвация химического состава в макро- и микрообъемах литого металла и т.п.) на комплекс качества высокоуглеродистой стали. Установлены следующие научнообоснованные закономерности по улучшению качественных параметров высокоуглеродистой катанки. В итоге обеспечивается требуемый НД и потребителями комплекс наилучших структур и свойств высокоуглеродистой стали, что обуславливает в последующем высокую технологичность при ее переработке на метизном переделе.

Список источников

1. Особенности технологии производства высокоуглеродистой катанки / А.Б. Сычков, В.В. Парусов, Ю.А. Ивин, А.Ю. Дзюба, Г.С. Зайцев // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. № 1. С. 38-42.
2. Парусов В.В., Сычков А.Б., Парусов Э.В. Теоретические и технологические основы производства высокоэффективных видов катанки. Днепропетровск: АРТ-ПРЕСС, 2012. 376 с.

Сведения об авторах

Сычков Александр Борисович – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры литейных процессов и материаловедения, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия. Email: absyckov@mail.ru. ORCID 0000-0002-0886-1601.

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

Исаев Михаил Константинович – аспирант кафедры металлургии и химических технологий института металлургии, машиностроения и материалобработки, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия

Зайцев Григорий Сергеевич – аспирант кафедры металлургии и химических технологий института металлургии, машиностроения и материалобработки, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

INFLUENCE OF QUALITY INDICATORS OF STEEL AND CONTINUOUS CASTING ON THE QUALITY OF ROLLED HIGH CARBON STEEL

Sychkov Aleksandr B. – DrSc (Eng.), Associate Professor, Professor of the Department of Foundry Processes and Materials Science, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. Email: absychkov@mail.ru. ORCID 0000-0002-0886-1601. Researcher ID: E-4516-2016

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

Isaev Mikhail K. – Postgraduate, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Magnitogorsk, Russia

Zaitsev Gregory S. – Postgraduate, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Magnitogorsk, Russia

Abstract. The article discusses the features of end-to-end technology for the production of high-carbon steel, its out-of-furnace processing, continuous casting, rolling of coils and wire rods, which form the quality indicators of the metal that is effectively processed at the hardware processing stage. In the process of research, the influence of technological factors on the complex of quality indicators of steel, continuous cast steel, and then hereditary and coiled steel was studied. At the same time, technological methods are given that ensure a narrow range of values of alloying elements in steel, as well as a low level of harmful impurities in high-carbon steel. Measures have been developed to reduce metal contamination by non-metallic inclusions (NMI). It has been shown that a set of technical and technological measures influences the reduction of steel contamination with NMI, such as modifying steel in steel pouring ladle (SPL) with calcium-containing flux-cored wire (CW) or rare-earth alloy (this is a rather expensive method), introducing “white” slag for desulfurization and deep deoxidation of steel, processing steel by vacuum (vacuum-carbon deoxidation), protection of the metal stream during continuous casting from secondary oxidation, the use of basic refractories for the lining of the SPL and tundish (T), the choice of material for casting dosing nozzles, etc. Segregation processes in continuous steel mills have an important influence on the properties of coiled products. This primarily relates to microphysical dendritic segregation, which in rolled products is revealed in the form of structural longitudinal banding with the presence of microareas with a deviation of the chemical composition from the ladle analysis and the appearance in some cases of hardening structures. Taken together, this ensured high technology for processing wire rod and coiled steel into wire products.

Keywords: high-carbon steel, end-to-end technology, chemical composition, non-metallic inclusions, structure, processing manufacturability.

Ссылка на статью:

Влияние качественных показателей стали и НЛЗ на качество проката из высокоуглеродистой стали / Сычков А.Б., Бигеев В.А., Исаев М.К., Зайцев Г.С. // Теория и технология металлургического производства. 2024. №2(49). С. 12-15.
Sychkov A.B., Bigeev V.A., Isaev M.K., Zaitsev G.S. Influence of quality indicators of steel and continuous casting on the quality of rolled high carbon steel. *Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2024, vol. 49, no. 2, pp. 12–15.

ПРАКТИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО КОНСТРУКЦИИ СИСТЕМЫ ИСПАРИТЕЛЬНОГО ОХЛАЖДЕНИЯ ГРАФИТИРОВАННЫХ ЭЛЕКТРОДОВ ДУГОВЫХ ПЕЧЕЙ

Аннотация. Графитированные электроды (ГЭ) являются расходуемым материалом в электродуговой плавке. Их расход в структуре себестоимости стали в некоторых случаях достигает 30%, поэтому его снижение является актуальной задачей. Доказано, что основными статьями расхода ГЭ считается окисление его боковой поверхности под воздействием температуры и термомеханическое разрушение и износ, то есть расход материала электрода существенно зависит от его теплового состояния. Существуют разные способы решения данной проблемы. Наиболее перспективный с точки зрения затрат на изготовление и технологии использования для отечественных металлургических и литейных предприятий является способ испарительного охлаждения (ИО) боковой поверхности ГЭ. Целью работы является обзор различных конструкций и определение практических рекомендаций для применения и изготовления систем испарительного охлаждения ГЭ. Проведен патентный поиск существующих систем ИО. На основе литературного обзора рассмотрены различные варианты их конструкций. Впервые проведены опытные работы на руднотермической печи вместимостью 100 т. Установлено, что использование ИО приводит к снижению температуры и окислению боковой поверхности ГЭ. Расход электродов сокращается в среднем на 15%. Эффективность ИО зависит от конструкции кольца охлаждения и технологических параметров системы, таких как расход воды и время включения ее подачи. Даны рекомендации по изготовлению и использованию систем испарительного охлаждения. В результате изучения различных источников определено, что в РФ данная технология используется только на дуговых печах зарубежного производства (Danieli, Fuchs) вместимостью более 80 т, т.к. там она поставляется вместе с печью. В России нет ни одного предприятия, разрабатывающего и внедряющего такие системы. Для предприятий, которые имеют в своем составе дуговые печи разной вместимости, рациональное использование ИО электродов позволит сократить удельные расходы на производство стали, а для предприятий-производителей этих печей повысить уровень оснащенности, автоматизации и, в конечном счете, продаж.

Ключевые слова: дуговая печь, графитированные электроды, испарительное охлаждение, оросительное охлаждение, расход графитированных электродов, моделирование теплового состояния, кольцо испарительного охлаждения

Введение

Электродуговая плавка металлов и сплавов невозможна без применения графитированных электродов (ГЭ). Они служат для передачи тока в рабочее пространство печи, являются дорогостоящим расходным материалом. В себестоимости стали в некоторых случаях их доля достигает 30% [1]. Высокая стоимость связана в первую очередь с технологией изготовления, которая включает долгий (более 100 ч) и энергоемкий процесс графитизации ($\approx 4,3$ МВт·ч/т) [2]. Также крупные металлургические предприятия часто применяют ГЭ зарубежного производства, что в современных экономических условиях существенно увеличивает их стоимость.

Основная часть расхода приходится на окисление (37,8%) и термомеханическое разрушение и износ (35%), что говорит о том, что тепловое воздействие вносит существенный вклад в их потребление [3]. Все это приводит к необходимости поиска решений, позволяющих сократить температуру поверхности ГЭ, экранировать его от окисления и, как следствие, снизить материальные затраты на производство металлов и сплавов в дуговых печах.

Анализом причин расхода ГЭ и возможных способов его снижения, а также применением полых ГЭ занимались и занимаются многие ученые ведущих российских и зарубежных научных школ: Агапитов Е.Б., Калмыков В.А., Кабанова Т.В., Маслов Д.В.,

Грудницкий О.М., Бойков Д.В., Губарева В.И., Козырев Н.А., Давыдович Б.И., Ячиков И.М., Кузнецов Д.М., Zhang De-ming, Schwabe W.E., Jaccard L. R., Rafiei R., Gorlani C. и др.

Наиболее распространенным в литературе способом является нанесение покрытий, которые снижают окисление ГЭ, однако он влечет за собой высокие затраты на материалы и технологичное нанесение, что во многом снижает экономический эффект от его применения. В 1912 году были запатентованы комбинированные электроды. Верхняя часть металлическая, а наконечник графитированный. Недостаток комбинированного электрода с водяным охлаждением заключается в том, что нет защиты от короткого замыкания дуги, возникающей между ломом и металлическими электродами. Это приводит к образованию отверстий в металлическом электроде, через которые вода уходит на расплавленный металл. Таким образом, этот метод, имеющий риск возникновения серьезных аварий, оказался невостребованным. В дальнейшем разработанный способ был снабжен электродами длиной около 4–5 м, изолированными высокотемпературным керамическим материалом, верхние части которого также охлаждаются водой. Активная часть между металлической частью и дугой выполнена из графита. В результате не стало проблем с коротким замыканием, пока электрическая и теплоизоляционная керамика выдерживает коррозию, возникающую от воздействия шлака. Но через короткое время после использования охлажденный шлак образует толстые слои на охлажденном керамическом изоляционном материале

и может вызывать коррозию и повреждения. При этом чрезвычайно высок риск того, что целые участки изоляции упадут, и свободная металлическая поверхность может вызвать короткое замыкание.

Одним из перспективных путей снижения расхода электродов является технология испарительного охлаждения водой их боковой поверхности. Эта технология с научной точки зрения остается малоизученной, а также практически не используется в РФ на металлургических и литейных предприятиях среди дуговых печей разной вместимости (от 0,5 – 200 т).

Материалы и методы исследования

Существует несколько патентов, связанных с изобретением различных систем ИО. Рассмотрим некоторые из них. Опыт разработки конструкции систем принудительного охлаждения ГЭ берет свое начало с 1989 года [4]. Изобретение относится к охлаждающему устройству для ГЭ дуговой печи, в котором сопла распыляют воду и охлаждают поверхности ГЭ выше свода печи, тем самым предотвращая их окисление. Устройство ИО служит для поддержания температуры ГЭ ниже 600°C путем охлаждения их наружных поверхностей вне печи. Поток воды регулируется таким образом, что вода, стекающая вниз по ГЭ, испаряется перед входом в отверстие свода для обеспечения максимальной экономии графита и высокого уровня безопасности (рис. 1). Конструкция включает распылительные кольца, выполненные из нержавеющей стали в незакрытой круглой форме для предотвращения индукционного нагрева. На внутреннем их диаметре сделаны сопла. Каждое из этих колец прикреплено к нижней части электрододержателя. Количество, размер и взаимное расстояние сопел зависят от температурного профиля ГЭ. Расход воды колеблется от 1,4 до 5 м³/ч. Давление воды от 1,5 до 3,5 кг/см² на входе в систему водяного охлаждающего устройства печи [4].

Операция распыления включается и выключается автоматически с помощью концевых выключателей, реагирующих на движение ГЭ вверх и вниз. Охлаждающая жидкость распыляется из форсунок 1 на поверхности ГЭ 2 над сводом печи 3, влага испаря-

ется и ГЭ за счет этого охлаждаются. Когда ГЭ 2 над сводом печи 3 охлаждаются, ГЭ 2 внутри печи охлаждаются тоже.

В рамках патента [4] были проведены опытные работы на двух дуговых печах различной вместимости. На печи вместимостью 90 т по стали, диаметром корпуса 5800 мм, трансформатором 45/54 МВА и диаметром ГЭ 20 дюймов (508 мм) снижение расхода ГЭ составило 0,4 кг/т. Снижение расхода футеровки свода 0,05 кг/т. Для печи вместимостью 190 т по стали, диаметром корпуса 8000 мм, трансформатором 70/82 МВА и диаметром ГЭ 24 дюйма (610 мм) снижение расхода ГЭ составило 0,3 кг/т. Снижение расхода футеровки свода 0,19 кг/т.

Авторами Тарасовым В.К., Резниковым О.Л., Корченковым Ю.И. и др. в 1992 году в РФ опубликовано изобретение, относящиеся к оросительному охлаждению водой ГЭ [5]. Предлагаемое устройство для охлаждения электрода (рис. 2) содержит кольцевую трубу орошения 1, закрепленную через шарнирное соединение 2 под головкой электрододержателя кронштейном 3. К кольцевой трубе орошения 1 посредством металлического рукава 4, трубопровода 5, разъемного фланцевого соединения 6 подсоединен напорный золотник (регулятор давления) 7, соединенный с другой стороны, как с напорной, так и со сливной магистралями. Принцип действия данного устройства следующий. После включения печи по напорной магистрали в напорный золотник 7 подается под давлением жидкость. Напорный золотник настраивается на давление, обеспечивающее необходимый расход.

Для печи ДСП-100, например, расход жидкости составит 0,450 м³/ч на один электрод при давлении 4,5 атм. При перемещении электрода вверх-вниз давление в системе регулируется напорным золотником 7 и переливом части жидкости в сливную магистраль, и благодаря этому остается постоянным. При установке электрода в печь, в случае упора его в кольцевую трубу орошения, последняя благодаря шарнирному соединению наклоняется, пропуская электрод.

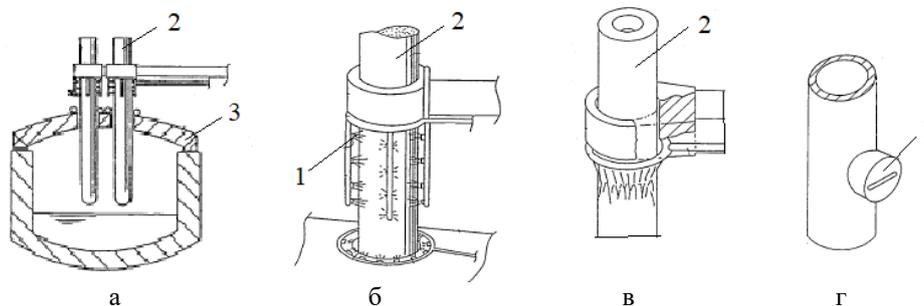


Рис. 1. Виды типичных вариантов исполнения изобретения:

а – общий вид; б – увеличенный вид основной части устройства; в – облегченный вариант устройства; г – увеличенный вид сопла устройства

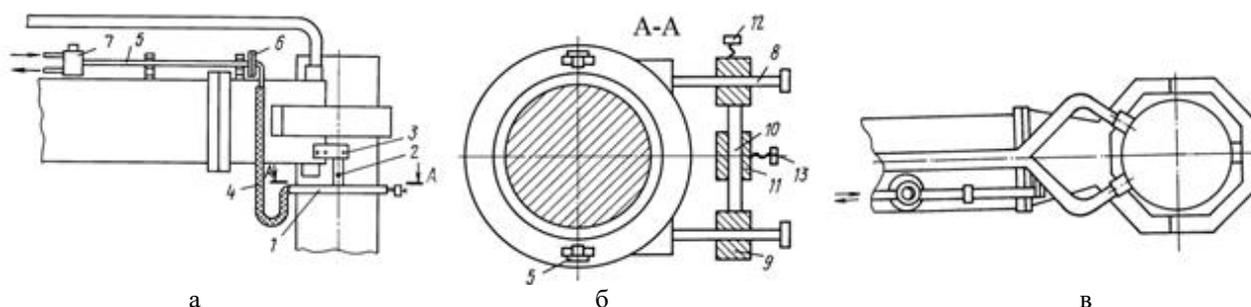


Рис. 2. Устройство оросительного охлаждения:
а – общий вид; б – сечение А-А; в – вид сверху

В горизонтальное положение кольцевая труба орошения возвращается при помощи системы уравновешивания, состоящей из траверсы, перемещающейся в ползунах по стойкам, и груза, подвижно расположенного на траверсе. Таким образом, предложенное в [5] техническое решение обеспечивает по сравнению с известными устройствами [4] следующие преимущества: сохраняется постоянный расход жидкости независимо от положения электрода, что обеспечивает эффективное его охлаждение. Исключаются поломки устройства при установке электрода.

В 1998 году в Германии было предложено к использованию изобретение [6] (рис. 3). В отличие от предыдущих устройств, оно состоит из металлической рубашки в виде трубы из немагнитной нержавеющей стали 5, расположенной вокруг электрода вдоль всей его поверхности. Основной его функцией, помимо охлаждения ГЭ, является поглощение радиальных механических нагрузок, что снизит риски поломок ГЭ. Вся конструкция крепится несколько ниже электродержателя 3. Вода и воздух подаются через отверстия 1 и 2, образуя газозвдушную смесь, которая охлаждает электрод. Зазор между трубой и ГЭ 20–30 мм. Предпочтительно, чтобы нижняя часть зазора, образованного между рубашкой и электродом, обращенным к натяжному устройству, была газонепроницаема.

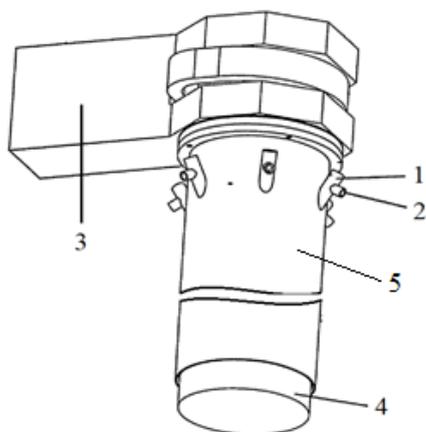


Рис. 3. Устройство оросительного охлаждения

Количество подаваемой воды подбирается таким образом, чтобы она полностью испарялась в кольцевом зазоре кожуха 5, не попадая внутрь печи. В нижнем конце выходит только пар или паровоздушная смесь. При диаметре ГЭ 700 мм и длине 6–10 м расход подаваемой воды ≈ 15 л/мин ($0,9$ м³/ч). Водяной пар, выходящий из кольцевого зазора с высокой скоростью, направлен в осевом направлении вниз к свободному торцу электрода с определенной скоростью, и обволакивает свободный конец электрода, не прикрытый обсадной трубой 5. Этот свободный конец электрода также охлаждается, и его окисление снижается за счет изоляции от кислорода воздуха и других окислительных компонентов. Еще одним эффектом струи пара, направленной в сторону дуги, является разворот горячих газов, термически поднимающихся из области дуги. Они возвращаются в лом для плавления и нагрева, что повышает общий тепловой КПД печи. Следует отметить, что при высоких температурах, преобладающих в области расплава, пар экзотермически реагирует со сталью, обеспечивая тем самым дополнительное количество энергии для плавления. Тем не менее данное изобретение фактически не имеет промышленного применения, так как предлагаемую конструкцию сложно обслуживать в процессе работы печи.

В 1999 году в Германии было предложено устройство испарительного охлаждения [7] (рис. 4). Устройство имеет две полукруглые трубки 1, 2 из нержавеющей стали диаметром от 500 до 1000 мм каждая, только с одним входным отверстием 3, 4 и скрепленными болтом 5, и от 10 до 20 полноконических трубок. Данное изобретение решает задачу излишнего разбрызгивания воды при соприкосновении с ГЭ. Это достигается за счет того, что сопла 6 диаметром от 1 до 5 мм, расположенные поочередно на верхней или нижней стороне трубок или, при необходимости, либо на верхней, либо на нижней стороне трубок. Вода стекает равномерно по поверхности и обеспечивает необходимое охлаждение. Неочищенная вода под давлением от 2 до 10 бар подается на оба входа и распыляется на ГЭ 9 из сопел, направленных к оси электрода. Первоначальные испытания этой разработки показали, что электрод, нагретый до 500°С, может быть охлажден примерно до 80°С.

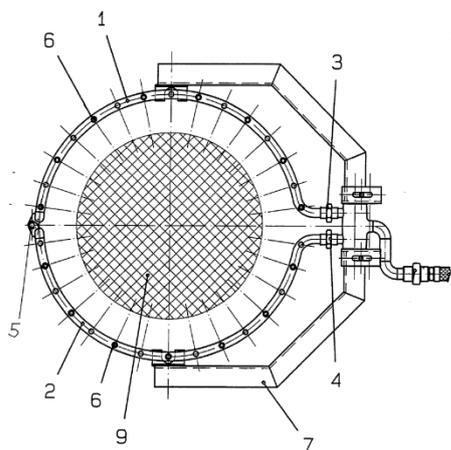


Рис. 4. Устройство оросительного охлаждения

На рис. 5 представлено следующее устройство ИО, описываемое патентом [8]. Изобретение позволяет улучшить распылительное действие сопел, а также действует как защитный тепловой экран для электрододержателя, и благодаря этому может существенно повысить срок его службы.

Чтобы обеспечить возможность монтажа устройства охлаждения на электроде, кольцевая деталь 1 устройства охлаждения выполнена разъемной. Подвод воды к кольцевой детали 1 осуществляется через трубопроводы 2 и 3. В стенке 10 расположены сопловые отверстия 6 и 7, через которые происходит разбрызгивание на поверхность электрода 5 охлаждаю-

щей воды, которая находится под избыточным давлением во внутреннем пространстве устройства охлаждения 1. В отверстие 6 под углом выходит отверстие 7, отходящее от канала 8 сжатого воздуха, который приварен к внутреннему периметру стенки 10 возле ряда распылительных отверстий 6. Этот канал соединен не показанным здесь образом с трубопроводом 3 подачи сжатого воздуха (рис. 5, а), который электрически изолирующим образом подсоединен к устройству 1 охлаждения. Подвод сжатого воздуха к распылительным соплам 6 способствует распределению охлаждающей воды и образованию раздробленных (распыленных газом) струй. В этом случае поверхность электрода 5 лучше смачивается и, соответственно, повышается охлаждающий эффект.

На рис. 5, б можно видеть, что нижняя стенка 9 по внутреннему периметру кольцевой детали 1 устройства охлаждения сильнее выступает внутрь за стенку 10. Благодаря этому устья сопловых отверстий 6 и 7 гораздо лучше экранированы снизу и защищены от брызг, которые могут привести к их закупорке.

Далее, в 2004 году, в Белоруссии, зарегистрировали патент [9] на устройство для охлаждения ГЭ, содержащее трубопровод и кольцевой коллектор для подачи охлаждающей воды (рис. 6). Отличается тем, что дополнительно содержит трубопровод и кольцевой коллектор для подачи воздуха оригинальной конструкции. Воздух создает защитный поток для удержания струи воды.

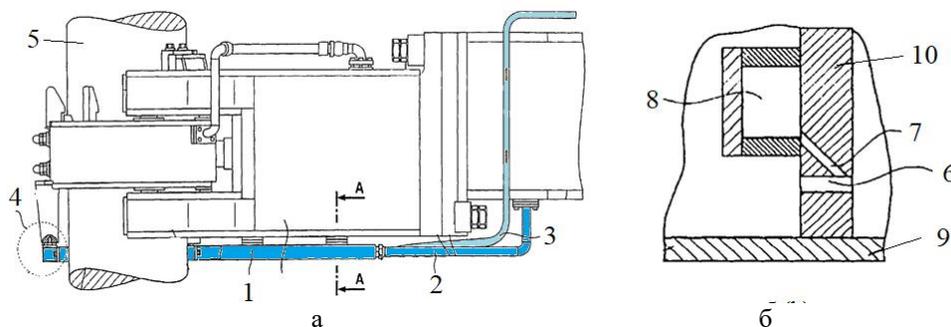


Рис. 5. Устройство оросительного охлаждения:

а – вид сбоку электрододержателя с устройством охлаждения; б – конструкция сопла

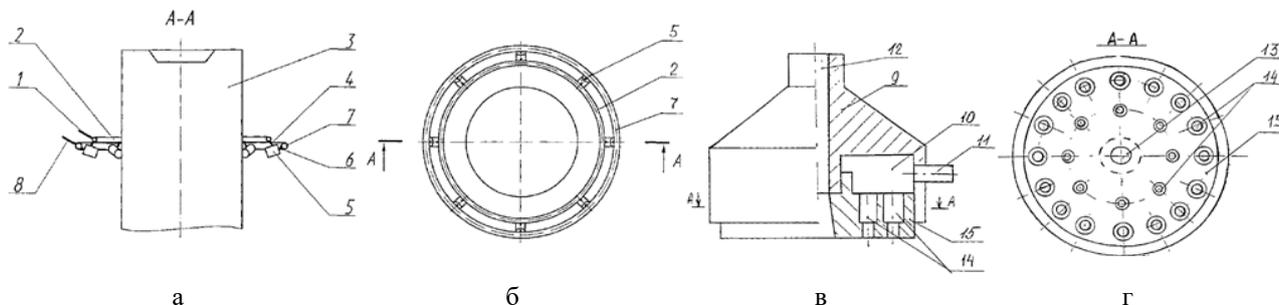


Рис. 6. Устройство оросительного охлаждения:

а – общий вид; б – вид сверху; в – общий вид форсунки; г – разрез форсунки

Устройство содержит кольцевые коллекторы: 2 – для распределения воздуха и 7 – для подачи охлаждающей воды и форсунки 5 для охлаждения графитированного электрода 3. А также включает трубопроводы: 1 – для подачи воздуха к распределительному коллектору и 8 – для подачи охлаждающей воды в коллектор, патрубки: соединительные 6 – для подачи воды на форсунки и 4 – для подачи воздуха на форсунки. Форсунка для подачи охлаждающей воды в воздушном круговом защитном потоке (рис. 6, в) содержит корпус 9, камеру распределения воздуха 10, штуцер для подвода воздуха 11, канал для подачи охлаждающей воды 12, отверстие для подачи воды на графитированный электрод 13, отверстия для подачи воздуха 14, сопло форсунки 15.

Устройство для охлаждения графитированных электродов дуговой сталеплавильной печи опробовано на Республиканском унитарном предприятии «Белорусский металлургический завод» в сталеплавильном цехе. Работает следующим образом: вода поступает из системы охлаждения элементов печи по трубопроводу 8, попадает в коллектор 7, с которого по патрубкам 6 непосредственно направляется к форсункам 5. С форсунок 5 вода поступает на охлаждение электродов через отверстие в форсунке 13. Воздух поступает из общей системы снабжения цеха по трубопроводу 1 к коллектору 2, а затем через соединительный патрубок 11 воздух выходит и образует кольцо (ореол), которое защищает струю воды от разбрызгивания, оттолкнувшись от графитированного электрода.

Струя воды, взятая в воздушное кольцо, обеспечивает всему объему воды возможность испариться на электродах, не попадая на футеровку малого свода и в печь на металл, а главное, защитить от исходящих газов и мелкодисперсной пыли водяное сопло. Изготавливается устройство из цветных металлов, бронзы БрЖ-9 и нержавеющей стали. Трубы для подвода воды и воздуха изготавливаются из нержавеющей стали, чтобы исключить отложение солей, окиси и закиси железа.

В 2006 году данное устройство для охлаждения графитированных электродов было усовершенствовано [9]. Устройство [10] представлено на рис. 7 и отличается от [9] тем, что кольцевой коллектор для распределения воздуха расположен внутри кольцевого коллектора для подачи воды, а форсунки приварены к внутренней стороне коллектора для подачи воды, соплом наружу, со стороны, обращенной к охлаждаемому электроду. Может быть использовано в среде с инертным газом. Задача, решаемая полезной моделью, состоит в создании конструкции устройства для более эффективного охлаждения ГЭ и обеспечении воздушной защиты водяной струи, выходящей из форсунки, от разбрызгивания и воздушного коллектора от действия высоких температур.

Вода поступает из системы охлаждения элементов печи по трубопроводу 3, попадает в кольцевой коллектор для подачи воды 1, из которого по каналу для подачи охлаждающей воды 8 форсунки 6 вода поступает на охлаждение электрода 5. Вода кольцевого коллектора для подачи воды охлаждает кольцевой коллектор для распределения воздуха. Воздух поступает из общей системы снабжения цеха по трубопроводу 2 к кольцевому коллектору для распределения воздуха 4, а затем через соединительный патрубок 7 (рис. 7, б) воздух поступает на форсунку 6. Через каналы подачи воздуха 10 форсунки 6 воздух выходит и образует кольцо (ореол), которое и защищает струю воды от разбрызгивания ее по сторонам при отталкивании от графитированного электрода. Струя воды, взятая в воздушное кольцо, обеспечивает всему объему воды возможность испариться на электродах, не попадая на футеровку малого свода и в печь на металл, а главное, позволяет защитить от исходящих газов и мелкодисперсной пыли водяное сопло.

Использование данного устройства позволяет обеспечить эффективное охлаждение графитированных электродов, снизить расход электроэнергии, раскислителей, легирующих и расход электродов на 10–15%, увеличить стойкость малого свода и срок службы медных держателей электродов.

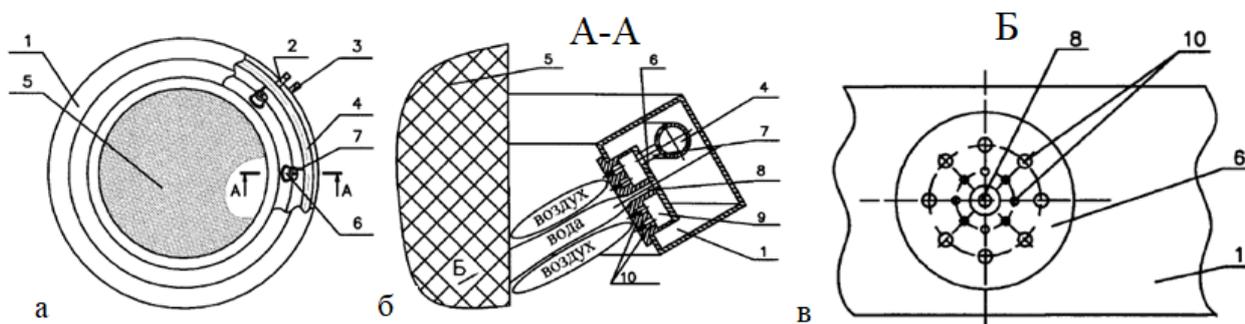


Рис. 7. Устройство оросительного охлаждения

В апреле 2020 года американскими учеными было опубликовано международное изобретение [11], в котором они предложили использовать поверхностно-активные вещества (далее ПАВ) в качестве добавки к воде при испарительном охлаждении ГЭ. При охлаждении электрода распылением молекулы ПАВ заменяют молекулы воды на границе твердого тела и жидкости между поверхностью электрода и охлаждающей жидкостью и, таким образом, создают более высокую концентрацию молекул ПАВ на межфазной границе. С точки зрения смачиваемости присутствие ПАВ уменьшает свободную энергию охлаждающей жидкости, позволяет ей растекаться по поверхности электрода и вытеснять воздух на межфазной границе. Это дает как минимум три преимущества:

1) более тесный контакт между электродом и охлаждающей жидкостью улучшит охлаждающую способность системы за счет улучшенной теплопередачи;

2) образование тонкой пленки охлаждающей жидкости на электроде позволит уменьшить площади электрода, подвергающиеся воздействию кислорода воздуха, тем самым снижая окислительный потенциал;

3) управление характеристиками кипения воды (то есть пузырьковое и пленочное кипение), тем самым управляя динамикой охлаждения жидкости.

Охлаждающая жидкость может состоять преимущественно из воды более 99,5% мас. В некоторых вариантах реализации вода может представлять собой рециркулируемую техническую воду или городскую воду. Добавление ПАВ и антиоксидантов в систему ИО позволяют снизить расход ГЭ в среднем на 2% в зависимости от характеристики печи и вида добавок.

Не все из вышеописанных конструкций систем ИО [4–10] нашли свое применение на работающих либо вновь разрабатываемых дуговых печах. Многие из патентов остались не действующими. Тем не менее зарубежный опыт показывает, что именно предприятия, занимающиеся изготовлением печей, такие как *Danielli*, *Fuchs*, берут на себя ответственность за разработку и внедрение технологий, повышающих эффективность работы печей. Это подтверждает опыт применения данных систем на печах *VAI Fuchs* вместимостью 180 т, введенных в эксплуатацию в 2006 году в ПАО «ММК». Эти печи в момент поставки оборудования уже имели в своем составе систему испарительного охлаждения ГЭ, включающую в себя кольцо ИО с поводящими трубками и клапанный стенд для динамического регулирования подачи воды и воздуха (рис. 8).

Электрическое управление электромагнитными клапанами интегрировано в систему программируемых контроллеров и человеко-машинных интерфейсов ДСП. Кольцо ИО и гибкие участки трубопроводов встроены в рукава-консоли. Все остальные трубопроводы расположены в периферии. Расход воды 3,5 м³/ч на три ГЭ. Производители данных систем заявляют, что применение ИО приводит к снижению потре-

ния ГЭ на 15%. Данные системы установлены по всему миру на более 40 заводах.

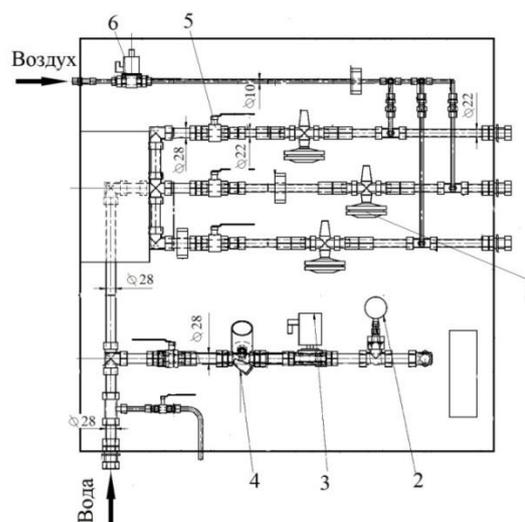


Рис. 8. Клапанный стенд системы испарительного охлаждения на ДСП–180 ПАО «ММК»:

- 1 – регулятор давления воды; 2 – механический манометр; 3 – электромагнитный клапан;
- 4 – реле протока; 5 – шаровый кран

В странах Европы данная технология наиболее распространена. Например, итальянская компания *Smartec* занимается разработкой и изготовлением усовершенствованных систем для повышения эффективности дуговых печей, в число которых входит и система ИО ГЭ [12]. Фотографии промышленного применения и конструкций данных систем приведены на рис. 9. Эти системы динамически регулируют поток воздуха/воды через охлаждающие кольца под управлением собственным программным обеспечением. Этот динамический контроль во время каждой фазы плавления значительно повышает эффективность охлаждения ГЭ по сравнению со стандартной практикой использования фиксированного количества охлаждающей воды.



Рис. 9. Фотографии промышленного применения системы ИО

Испарительное охлаждение ГЭ может осуществляться двумя основными вариантами [13,14]. Первый, более простой с точки зрения технологии, когда на ГЭ под давлением подается вода без замешивания в ней воздуха (рис. 10, б). И второй вариант, когда охлаждающая вода распыляется на электрод с помощью сжатого воздуха, образуя эффект орошения, который равномерно распределяет охлаждающую воду по поверхности электрода (рис. 10, в).

В РФ не так много примеров использования этой технологии (металлургические комбинаты, Магнитогорск, Старый Оскол), и все они были штатно установлены производителями зарубежных печей. В настоящее время ни один отечественный производитель дуговых печей не разрабатывает такие системы. Для предприятий, которые имеют в своем составе дуговые печи разной вместимости, использование технологии ИО позволит сократить удельные расходы на производство стали, но им попросту не хватает времени и доступной информации в литературе для разработки и внедрения таких систем. Многие металлургические и литейные предприятия, использующие дуговые печи для плавки металлов и сплавов настороженно относятся к использованию водяного охлаждения ГЭ, так как считают, что это взрывоопасно, так как «металл и вода не совместимы». В данной работе показан промышленный опыт применения этой технологии и сформулированы рекомендации по разработке систем испарительного охлаждения ГЭ для дуговых печей разной вместимости.

Проведены экспериментальные исследования по применению ИО на предприятии «АВИСМА» (г. Березники). Оно в своем составе имеет три дуговые руднотермические печи (РТП) вместимостью 100 т для получения титанового шлака. С учетом выданных специалистами предприятия технических и ценовых характеристик процесса было проведено моделирование температурного поля ГЭ при расходе воды от 0,5 до 2,5 м³/ч в компьютерной программе «Моделирование теплового состояния электрода ДСП» [15]. Она позволяет на первом этапе до изготовления системы ИО и проведения опытных работ рассчитать прогнозируемое снижение расхода ГЭ и удельную экономию средств при использовании охлаждения [16]. Понятно, что чем больше расход воды, тем ниже средняя температура ГЭ и, значит,

меньше его унос (рис. 11, а). Это справедливо, если вся вода, которая попадает на ГЭ, отбирает от него тепло, а не падает просто в печь. Толщина образующейся водяной пленки зависит от свойств поверхности ГЭ, поверхностного натяжения воды и обычно не превышает 1–1,5 мм. Были проведены расчеты, определяющие толщину водяной пленки по длине ГЭ от места подачи воды в зависимости от расхода подаваемой воды (рис. 11, б). Исходя из этого, оптимальным расходом воды для РТП является 1,5 м³/ч, при котором теоретическое снижение расхода составит около 25%. Время включения ИО зависит от стоимости килограмма ГЭ и стоимости кВт·ч электроэнергии с учетом того, что для испарения 1 м³ воды требуется 675 кВт·ч электроэнергии. Исходя из этого, рекомендуемое время включения было определено как 5–15 мин в зависимости от начальных параметров электрода.

По результатам расчетов специалистами «АВИСМА» принято решение об изготовлении системы ИО и проведении опытных работ на одном из трех электродов РТП. Опытная установка ИО состоит из двух секций, навешиваемых по обе стороны от ГЭ. Каждая секция состоит из двух полуколец, выполненных из труб с форсунками (рис. 12, а). Верхнее полукольцо служит для подачи воды в зону охлаждения электродов и имеет четыре форсунки. Нижнее кольцо предназначено для подачи воздуха, имеет четыре форсунки, создающие плоскую горизонтально расположенную струю воздуха. Форсунки для воды сделаны съемными на резьбе для возможности оперативной замены в случае засорения. Диаметр подводящих труб составляет 32 мм, диаметр отверстий в водяных форсунках составляют 5 мм. Для регулирования количества подаваемой воды и воздуха предусмотрены шаровые регулирующие краны. Расход воды на охлаждение ГЭ предусмотрен в диапазоне 0–3 м³/ч. Для регистрации количества воды на охлаждение установлен прибор учета воды ВСХН-50. Для моментального прекращения подачи воды на электрод в случае аварийной ситуации или возникновения ее угрозы предусмотрена отсечная арматура. Для сравнительного анализа расхода охлаждаемых и неохлаждаемых ГЭ устройство ИО смонтировано на одном из трех электродов РТП-1 (рис. 12, б). Эксперимент проводили в феврале 2023 года.

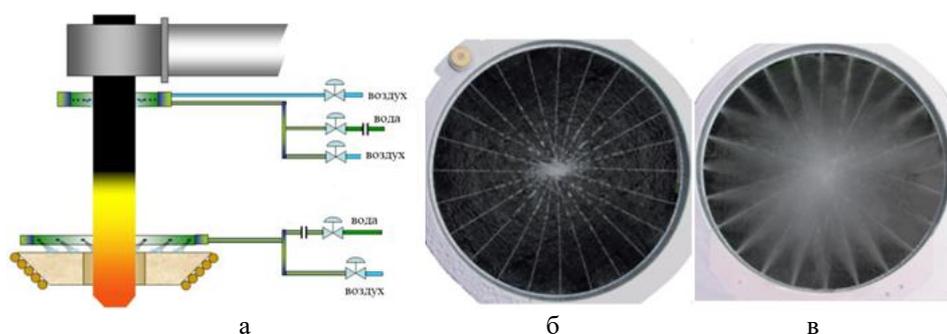


Рис.10. Варианты ИО:
а – общий вид; б – без воздуха; в – с воздухом

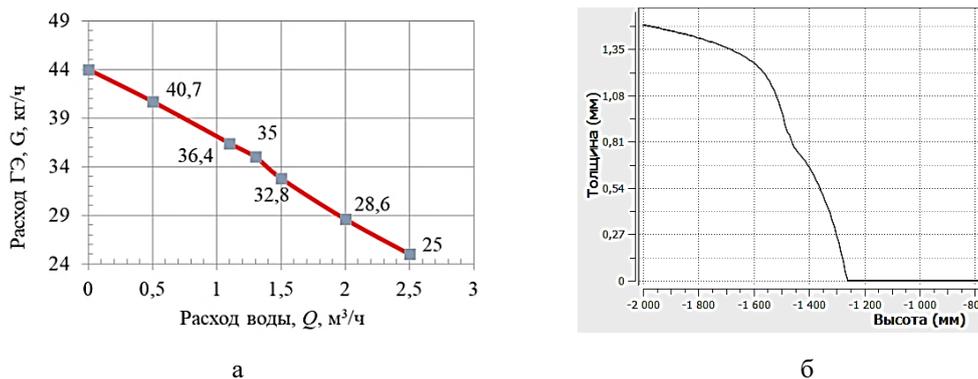


Рис. 11. Результаты расчетов:
 а – расход ГЭ в зависимости от расхода воды на ИО;
 б – толщина водяной пленки по длине ГЭ при расходе воды 1,5 м³/ч

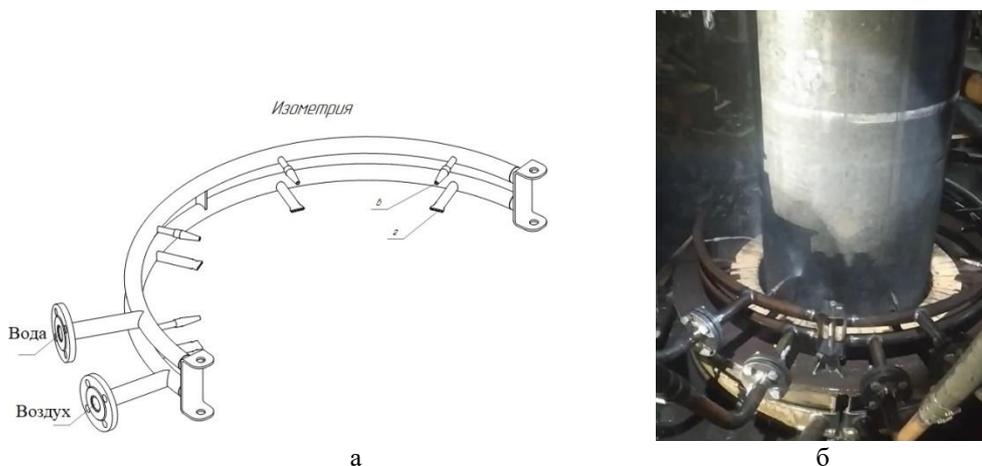


Рис. 12. Секция системы ИО:
 а – проект системы ИО; б – фотография смонтированной на ГЭ системы ИО

В результате промышленных испытаний получены промежуточные результаты. На основе измерений пирометром в зоне охлаждения водой температура ГЭ не превышала 500°С. При этом известно, что интенсивное окисление и расход ГЭ значительно увеличивается, начиная с 600°С [17]. Визуально наблюдалось значительное разбрызгивание воды при попадании ее на ГЭ, в результате на своде образуются большие ее скопления. Расход воды в течение всего периода работ составил 0,2 м³/ч. Выше поднимать было нецелесообразно в связи с большим разбрызгиванием воды. Использование «воздуха» совместно с водой привело к значительному уменьшению диаметра ГЭ в зоне крепления системы ИО.

По результатам были сформулированы следующие рекомендации:

1. Для уменьшения разбрызгивания воды необходимо снизить скорость ее вытекания из сопел и изменить направление ее подачи. Для этого рассчитаем скорость воды по формуле

$$W = \frac{4 \cdot Q}{\pi \cdot d_{\text{отв}}^2 \cdot n}, \quad (1)$$

где W – скорость вытекающей из сопел воды, м/с; Q – расход воды на охлаждение ГЭ, м³/с; $d_{\text{отв}}$ – внутренний диаметр сопла, мм; n – количество сопел, шт.

2. Понятно, что с увеличением внутреннего диаметра и количества сопел скорость вытекающей воды снижается. Увеличение количества сопел приведет к более равномерному распределению воды по поверхности ГЭ. Рекомендуемая скорость воды не более 1 м/с. Все сопла необходимо расположить под углом $\approx 45\text{--}65^\circ$ к оси ГЭ.

3. Расход воды 0,2 м³/ч слишком незначительный для снижения температуры ГЭ в дуговых печах такой мощности, поэтому после корректировки конструкции кольца ИО необходимо постепенно поднимать расход до 1–1,5 м³/ч.

4. Для исключения дополнительного окисления электрода в восстановительной атмосфере печи продолжить работы только на водяном контуре без воздушного охлаждения.

5. Для чистоты эксперимента по снижению расхода электродов использовать ГЭ одного производителя и одной марки.

6. С учетом этих корректировок специалистами «АВИСМА» принято решение об изменении конструкции системы ИО, в том числе и разработке автоматической системы регулирования давления воды и воздуха, так как это сделано на зарубежных аналогах. Была спроектирована новая система. В бюджете предприятия заложены финансовые средства на ее реализацию в 2024 году. После чего промышленные испытания новой системы ИО ГЭ будут продолжены.

Суммарную удельную экономию средств с ДЭ учетом стоимости ГЭ при расчетном снижении расхода ГЭ на 25%, количества энергии, требуемой на испарение заданного объема воды, стоимости электроэнергии определим как

$$\Delta G = G(V_b) - G_0, \quad (2)$$

где $G(V_b)$ – расход ГЭ при заданном расходе воды V_b , кг/ч; G_0 – расход ГЭ при $V_b = 0$.

Удельную суммарную экономию ДЭ, руб./ч, рассчитываем следующим образом:

$$\Delta \text{Э} = \Delta G \cdot C_r - V \cdot E_1 \cdot C_э, \quad (3)$$

где C_r – цена ГЭ, руб./кг; $E_1 = 675 \text{ кВт} \cdot \text{ч}/\text{м}^3$ – количество электроэнергии, которая требуется для испарения 1 м^3 воды; $C_э$ – цена электроэнергии, руб./кВт·ч.

Цена ГЭ – 337712 руб./т, цена электроэнергии 2993,94 руб./тыс. кВт·ч. Учитывая прогнозируемое снижение расхода ГЭ на 25% при расходе воды $1,5 \text{ м}^3/\text{ч}$, суммарная экономия составит около $\Delta \text{Э} = 1217$ руб./ч на один ГЭ. Стоимость изготовления новой системы ИО на «АВИСМА» составит 536129 руб. Экономия материала электрода за одну восьмичасовую плавку составит около 9736 руб. Таким образом, вложения на проектирование и изготовление системы ИО окупятся за 55 плавков или 19 суток при трехсменном режиме работы. Цены расходников для расчета предоставлены специалистами «АВИСМА», г. Березники, и актуальны на первый квартал 2023 года.

Заключение

Рекомендации для проектирования и использования систем ИО:

1. Система ИО должна состоять из кольца ИО, сделанного из нержавеющей стали, с отверстиями либо соплами по диаметру, направленными к оси ГЭ. Для ДСП и ДППТ кольцо монтируют несколько ниже электрододержателя. Подвод воды и воздуха к кольцу ИО осуществляется через металлические рукава.

2. Для РТП с высокими свечами ГЭ кольца проектировать разъемными для удобства монтажа и обслуживания. Кольца монтировать на высоте, где температура ГЭ во время их работы превышает 500°C .

3. Возможны два варианта использования систем ИО. Испарительное охлаждение орошением, когда используют смесь воды с воздухом и стандартное

испарительное охлаждение, когда на электрод подается вода без замешивания в ней воздуха. В любом случае воздух используется для прочистки сопел от накипи при остановке подачи воды.

4. Для обеспечения ламинарного потока воды по поверхности ГЭ и уменьшения ее разбрызгивания угол наклона сопловых отверстий должен составлять $45-65^\circ$ к оси электрода.

5. Необходимо учитывать скорость вытекания воды из сопел, которая определяется сечениями подводящих трубок/кольца ИО и диаметром отверстий в соплах. Рекомендуемое значение – не более 1 м/с.

6. Контроль за расходом воды и воздуха осуществляется на клапанном стенде с использованием редуктора давления и контроллеров. Учитывается давление питающих сетей, расход воды и воздуха, а также эффективность распылительных колец. **Электрическое управление электромагнитными клапанами интегрируется в систему программируемых контроллеров и человеко-машинных интерфейсов ДСП.**

7. В зависимости от технических характеристик дуговой печи расход воды и время включения системы ИО рассчитывается в компьютерной программе и составляет от 0,1–1,5 м³/ч и 2–15 мин от начала подачи тока соответственно [18–21]. Для экономической оценки необходимо учитывать цены на расходные материалы и количество/цену электроэнергии, затраченной на испарение воды.

Список источников

1. Журавлев А.А., Мысик В.Ф., Жданов А.В. Расчет материальных и энергетических балансов при выплавке стали в дуговых сталеплавильных печах: учеб.-метод. пособие. Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2016. 128 с.
2. Левашова А.И., Кравцов А. В. Химическая технология углеродных материалов: учеб. пособие. Томск: Изд-во ТПУ, 2008. 112 с.
3. Моделирование теплового состояния графитированных электродов дуговых печей / И.М. Ячиков, И.В. Портнова, А.Н. Веселовский, Е.А. Крылов // Создание и внедрение корпоративных информационных систем (КИС) на промышленных предприятиях Российской Федерации: Всероссийская науч.-техн. конференция. 2005. С. 175–178.
4. Пат. US 4852120 (A) Америка, US07/268.446. Cooling apparatus for electric arc furnace electrodes / Eigi Udo. Заявл. 08.11.1988. Оpubл. 25.07.1989.
5. Пат. 5034877/07 Российская Федерация, RU 2007896 МПК H05B7/12. Устройство орошения электрода дуговой сталеплавильной печи / В.К. Тарасов, О.Л. Резников, Ю.И. Корченков, И.А. Хафизов, Б.П. Крикунов, И.И. Таланов; патентообладатель предприятие «Пионер»; заявл. 31.03.1992; опубл. 15.02.1994.

6. Пат. 19624481 Германия, МПК F27D 11/1 H05B7/101 H05B7/105 CPC: H05B7/101 H05B7/12. Опорное устройство для электрода дуговой печи / Koester Volkwin, Paul Guenter; заявл. 19.06.1996; опубл. 02.01.1998.
7. Пат. DE19806332A1 Германия, DE F27D 9/00. Electrode spray cooling arrangement for electro-melting furnace / Helmut Wolfram; заявл. 05.02.1998; опубл. 19.08.1999.
8. Пат. 2005106283/06 Российская Федерация, RU 2293450 МПК H05B7/12. Устройство охлаждения электрода / Карк У.; патентообладатель Карк АГ (DE); заявл. 08.08.2003; опубл. 10.02.2007.
9. Пат. u20040005 Белоруссия, BY 1500 U C 21C 5/52, H 05B 7/12. Устройство для охлаждения графитированных электродов / В.А. Яцко, В.Н. Прохоренко; патентообладатель Республиканское унитарное предприятие «Белорусский металлургический завод»; заявл. 08.01.2004; опубл. 30.09.2004.
10. Пат. u20050523 Белоруссия, BY 2517 U C 21C 5/52, B 21D 19/00. Устройство для охлаждения графитированных электродов / Н.В. Андрианов, В.А. Маточкин, В.Н. Прохоренко, В.Ю. Гуненков; патентообладатель Республиканское унитарное предприятие «Белорусский металлургический завод»; заявл. 30.08.2005; опубл. 28.02.2006.
11. Пат. 2020/081559 A1 Международный, PTU/US2019/056317. Spray cooling furnace electrodes with a cooling liquid that contains surfactants / Strasser Joseph S., Tanski Jeffrey R. WO2020081559A1; заявл. 15.10.2019; опубл. 23.04.2020.
12. Итальянский производитель систем испарительного охлаждения. URL: <http://www.more-oxy.com/smarteca-technological-package-to-reduce-electrode-consumption/>. (Дата обращения: 13.05.2021).
13. Система испарительного охлаждения ГЭ орошения. <https://www.kark.de/cms/en/welcome/> (дата обращения: 04.01.2024).
14. Liquid steel level measurement at electric arc furnaces without increasing the power off time / Vicente A., Gutierrez J.A., Artech J.A., Macaya I. // Conference: 11 Th European Steelmaking Conference and Expo, 2016.
15. Моделирование теплового состояния электрода ДСП: свидетельство РФ о гос. регистрации программы для ЭВМ № 2017617959 / Ячиков И.М., Быстров М.В., Портнова И.В.
16. Эффективность использования испарительного охлаждения для снижения расхода графитированных электродов в дуговых печах малой емкости / И.М. Ячиков, И.В. Портнова, М.В. Быстров и др. // Металлургическая теплотехника и теплоэнергетика, Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». 2022. Т.22. №1. С.67-77.
17. Schwabe W.E. The Mechanics of Consumption of Graphite Electrodes in Electric Steel Furnaces // Electric Furnace Proceedings, 1971. P. 140-148.
18. Yachikov I.M., Portnova I.V., Bystrov M.V. Efficiency of Application of Evaporative Cooling of Graphite Electrodes to Reduce their Consumption in Arc Furnaces // Materials Science Forum, Vol. 946, pp. 444-449, 2019. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/MSF.946.444>
19. Ячиков И.М., Портнова И.В., Быстров М.В. Моделирование теплового состояния графитированных электродов при испарительном охлаждении // Современные научные достижения металлургической теплотехники и их реализация в промышленности: сб. докл. II Междунар. науч.-практ. конференции. Екатеринбург: УрФУ, 2018. С. 203-208.
20. Ячиков И.М., Быстров М.В., Портнова И.В. Компьютерное моделирование угара графитированного электрода при его испарительном охлаждении в дуговых печах // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве: сб. докл. VIII Всероссийск. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и молодых учёных. Екатеринбург: УрФУ, 2019. С. 192-196.
21. Bystrov M.V., Yachikov I.M. Portnova I.V. Modelling of the thermal state and the melting loss of a graphite electrode in the conditions of the evaporative cooling in the arc furnace // IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering 966. 2020. P. 1-6. doi:10.1088/1757-899X/966/1/012019

Сведения об авторах

Быстров Михаил Викторович – инженер-технолог, Южно-Уральский государственный университет, Челябинск, Россия. E-mail: ping.w1n@mail.ru. ORCID 0009-0008-9410-1393

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

PRACTICAL RECOMMENDATIONS FOR THE DESIGN OF EVAPORATIVE COOLING SYSTEM FOR GRAPHITIZED ELECTRODES OF ARC FURNACES

Bystrov Mikhail V. – engineer, South Ural State University, Chelyabinsk, Russia. E-mail: ping.w1n@mail.ru. ORCID 0009-0008-9410-1393

Abstract. Graphitized electrodes (GE) are a consumable material in electric arc melting. Their consumption in the steel cost structure in some cases reaches 30%, so reducing it is an urgent task. It has been proven that the main consumption items of GE are the oxidation of its side surface under the influence of temperature and thermo mechanical destruction and wear, i.e. the consumption of electrode material significantly depends on its thermal state. There are different ways to solve this problem. The most promising method in terms of manufacturing costs and technology of use for domestic metallurgical and foundry enterprises is the method of evaporative cooling (EC) of the side surface of the GE. The purpose of the work is to review various designs and determine practical recommendations for the application and manufacture of evaporative cooling systems for GE. A patent search for existing EC systems was conducted. Based on a literature review, various options for their designs are considered. For the first time, experimental work was carried out on an ore-smelting furnace with a capacity of 100 tons. It was established that the use of artificial insulation leads to a decrease in temperature and oxidation of the side surface of the GE. Electrode consumption is reduced by an average of 15%. The efficiency of the EC depends on the design of the cooling ring and the technological parameters of the system, such as water flow and the time it is turned on. Recommendations are given for the manufacture and use of evaporative cooling systems. As a result of studying various sources, it was determined that in the Russian Federation this technology is used only on foreign-made arc furnaces (*Danieli, Fuchs*) with a capacity of more than 80 tons, because there it is supplied with the oven. There is not a single enterprise in Russia that develops and implements such systems. For enterprises that have arc furnaces of different capacities, the rational use of artificial electrodes will reduce the specific costs of steel production, and for enterprises producing these furnaces, increase the level of equipment, automation and, ultimately, sales.

Keywords: arc furnace, EAF, graphite electrode, evaporative cooling, spray cooling, graphite electrode consumption, thermal state modeling, spray ring.

Ссылка на статью:

Быстров М.В. Практические рекомендации по конструкции системы испарительного охлаждения графитированных электродов дуговых печей // Теория и технология металлургического производства. 2024. №2(49). С. 16-26.
Bystrov M.V. Practical recommendations for the design of evaporative cooling system for graphitized electrodes of arc furnaces. *Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2024, vol. 49, no. 2, pp. 16–26.

УДК 669.162.142

Шаповалов А.Н.

ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ИЗВЕСТКОВАНИЯ НА СМЕРЗАЕМОСТЬ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА

Аннотация. Представлены результаты лабораторных экспериментов по изучению противоморозного эффекта извести при её введении в железорудный концентрат (перед транспортировкой) с расходом от 20 до 60 кг/т концентрата.

Установлено, что противоморозное действие извести проявляется во всем исследуемом диапазоне расхода извести в виде снижения прочности образцов известкованного концентрата на раздавливание после заморозки в сравнении с аналогичными образцами из влажного концентрата. Противоморозное действие извести растет пропорционально количеству вносимого с известью активного СаО, что обусловлено уменьшением в известкованном концентрате свободной капиллярной влаги. Даны рекомендации по проведению профилирования концентрата с целью предотвращения его смерзания зимних условиях.

Ключевые слова: известь, железорудный концентрат, влажность, смерзаемость, профилирование

Введение

Одним из основных способов окускования мелких железных руд и железорудных концентратов является агломерация методом просасывания. Его эффективность обеспечивается только при интенсивном поступлении воздуха в зону горения [1-4], поэтому обязательной операцией подготовки агломерационной шихты к спеканию является окомкование.

По мере обеднения железных руд и развития технологии обогащения в процесс агломерации вовлекается все большее количество тонкозернистых концентратов с повышенным содержанием железа. При этом результаты окомкования агломерационных шихт, во многом определяющие показатели спекания, в значительной степени зависят от наличия в составе шихты комкующих фракций – центров окомкования [1-6], количество которых с повышением доли тонкоизмельченных материалов снижается. Поэтому в настоящее время на большинстве агломерационных фабрик агломерат производят с применением извести [7-15], наличие которой в агломерационной шихте повышает её комкуемость, способствуя упрочнению гранул и увеличению газопроницаемости слоя спекаемой шихты, следствием чего является повышение скорости спекания и производительности агломашин. В зависимости от шихтовых условий, свойств и технологии введения извести её расход может изменяться в широких пределах, достигая максимальных значений в 60-140 кг/т [1-5, 16-21], однако для максимальной интенсификации процесса спекания необходимый и достаточный расход извести составляет до 70-75 кг/т агломерата [3, 7, 20]. При этом эффективность использования извести зависит от её качества, способа введения и расхода, а также гранулометрического и вещественного состава шихты и условий её подготовки и спеканию. Поэтому в различных шихтовых и технологических условиях повышение удельной производительности агломашин при увеличении расхода извести может изменяться от 1,5 до 6% (отн.) [1-3, 7-15, 19-26] на каждые 10 кг/т дополнительно введенной извести.

Кроме интенсификации аглопроцесса, увеличение расхода извести ведет к снижению расхода известняка, что позволяет сократить расход твердого топлива на 0,5-1,5% [1, 2] на каждые 10 кг/т дополнительно введенной извести. Кроме того, введение извести в концентрат на горно-обогатительных комбинатах позволяет решить задачу по предотвращению смерзания влажных концентратов при их транспортировке в зимних условиях [2, 7, 27-31].

При этом оптимальные условия по способу введения и расходу извести подбираются в каждом конкретном случае индивидуально, с учетом получаемого эффекта и дополнительных затрат. В связи с этим целью настоящей работы является исследование влияния предварительного известкования железорудного концентрата Курской магнитной аномалии (КМА) на его смерзаемость.

Теоретические основы

При транспортировке влажного концентрата в зимние периоды времени неизбежно его смерзание, что осложняет технологию выгрузки, требуя затрат времени и ресурсов на его размораживание. Традиционно размораживание смерзшихся железорудных материалов осуществляют в гаражах размораживания в результате сжигания газообразного топлива. Негативными последствиями такой технологии являются:

- усложнение логистики;
- дополнительные затраты на газообразное топливо;
- дополнительные затраты на обслуживание гаражей размораживания;
- опасность перегрева ходовой части вагонов;
- высокая вероятность сверхпланового простоя вагонов из-за недостаточной продолжительности размораживания;
- возникновение ситуаций, связанных с высыпанием незамороженного концентрата.

Предотвращение смерзания концентрата при минусовых температурах возможно путем удаления свободной (капиллярной) влаги, содержание которой в концентрате определяется текущей влажностью и

максимальной молекулярной влагоемкостью (ММВ) [7]. Влажность концентратов мокрого магнитного обогащения после обезвоживания обычно составляет 9–10%. Для концентрата КМА, являющегося предметом исследования, содержание влаги поддерживали на уровне 10%. Максимальная молекулярная влагоемкость ММВ, % прямо пропорциональна удельной поверхности $S_{уд}$ концентрата и может быть найдена из уравнения [7]:

$$ММВ = 0,003 \cdot S_{уд} + 1,078.$$

Удельная поверхность концентрата КМА с долей частиц менее 45 мкм в количестве более 90 находится в диапазоне 1680–1700 см²/г, тогда ММВ концентрата составляет 6,1–6,2%. Таким образом, для предотвращения смерзания концентрата при минусовых температурах при исходной влажности концентрата 10% необходимо удалить избыточную капиллярную влагу в количестве 3,8–3,9%.

Одним из способов связывания свободной капиллярной влаги является известкование концентрата перед его загрузкой в вагоны. Эту технологическую операцию подготовки концентрата для предотвращения его смерзания в ряде литературных источников [27–29] называют «профилактированием».

Анализ результатов исследований, посвященных профилактированию железорудного концентрата [27–31], показывает, что в зависимости от свойств и технологии введения извести, в процессе профилактирования с расходом извести от 4 до 14 % (от массы концентрата) влажность концентрата снижается на 0,8–3,5 % в результате гидратации извести. Кроме того, введение свежееобожженной извести в концентрат сопровождается его обезвоживанием на 0,25 – 1,05 % при смешивании, а выделяющееся при гашении извести тепло, интенсифицирующее процесс естественной сушки, приводит к дополнительному снижению влажности на 0,4–1,5 % [28].

Таким образом, в процессе профилактирования влажного железорудного концентрата известью удаление влаги происходит не только за счет гидратации извести, но и за счет испарения влаги при смешивании. Поэтому на практике в зависимости от исходной влажности концентрата, его физико-механических свойств, качества извести и технологии известкования предотвращение смерзания концентрата достигается при расходе извести от 40 до 100 кг/т концентрата [2, 19, 28–31].

Методика исследования

В соответствии с целью настоящего исследования спланирован комплекс лабораторных экспериментов, предусматривающий оценку противоморозного эффекта извести при её введении в железорудный концентрат (перед транспортировкой) с расходом от 20 до 60 кг/т концентрата с шагом 10 кг/т. Выбор диапазона расхода извести обусловлен практикой использования извести в качестве интенсификатора агломерационного процесса [7–15].

В экспериментах применяли свежееобожженную известь, полученную в лабораторных условиях в результате обжига известняка Аккермановского месторождения. Химический состав опытной извести представлен в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав извести

Fe	CaO _{акт}	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S	П.п.п.
0,63	93,12	2,40	0,49	0,70	0,025	0,035	-

Примечание. Степень обжига извести 100 %, крупность – 0–3 мм.

Смешивание извести с концентратом производили в лабораторном бетоносмесителе типа БЛ-10 роторного типа, в котором перемешивание производится лопастным устройством, что обеспечивает хорошее смешивание при ограниченном гранулообразовании. Продолжительность смешивания при всех расходах извести (от 20 до 60 кг/т) поддерживали постоянной (3 мин), обеспечивая однородный цвет смеси. При этом продолжительность смешивания до достижения визуальной однородности смеси увеличивалась пропорционально расходу извести: от 0,5 мин при расходе извести 20 кг/т до 2,5 мин при расходе извести 60 кг/т. После смешивания проводили выдержку известкованного концентрата в течение 1 ч для завершения гидратационных процессов при температуре более 20°C, обеспечивающей высокую скорость гидратации [32]. Выбор продолжительности выдержки известкованного концентрата при положительных температурах обусловлен кинетическими условиями гидратации, длительность которой при избытке влаги не превышает 30 минут (при крупности извести до 5 мм) [33, 34].

В качестве критерия смерзаемости применяли сопротивление одноосному сжатию (Па) известкованного концентрата после выдержки при отрицательных температурах по аналогии с ГОСТ 12248.9-2020 «Определение характеристик прочности и деформируемости мерзлых грунтов методом одноосного сжатия». Для корректности и сопоставимости условий проведения экспериментов из известкованного концентрата перед заморозкой формовали по 10 образцов стандартных размеров (диаметр 60 мм, высота 50 мм), которые в дальнейшем после заморозки (в течение 24 ч) подвергали раздавливанию, определяя сопротивление образца одноосному сжатию σ , Па. Образцы для определения сопротивления сжатию формовали на испытательной машине МУП-100 при усилии сжатия 1,1 кН (давление на образец 0,4 МПа), обеспечивающем сохранение формы образцов после извлечения из шаблона.

Сформованные образцы помещали в морозильную камеру и выдерживали в течение 24 ч при минусовых температурах (-5, -10, -20°C), моделирующих различные условия транспортировки железорудного концентрата в зимний период.

Испытание замороженных образцов на раздавливание проводили на универсальной испытательной машине МУП-100 с определением среднеинтегрального значения сопротивления образцов одноосному сжатию σ , МПа, являющегося критерием смерзаемости концентрата (в сравнении с давлением при формировании образцов – 0,4 МПа).

Результаты экспериментов и их обсуждение

Усредненные результаты оценки влажности, степени гидратации и прочности на сжатие проб исходного и известкованного концентрата (при различном расходе извести) представлены в табл. 2.

Из представленных в табл. 2 данных следует, что эксперименты по оценке смерзаемости концентрата при различном расходе извести проводились в сопоставимых условиях при начальной влажности концентрата от 9,80 до 10,14 %.

В процессе смешивания наблюдалось гранулообразование (оценивалось визуально), интенсивность которого увеличивалась пропорционально расходу извести. Стоит отметить, что ограниченное гранулообразование с формированием гранул из известкованного концентрата крупностью до 2-3 мм можно рассматривать как положительное явление, потенциально способствующее улучшению результатов окомкования агломерационной шихты. Однако необходимо учитывать и тот факт, что гранулы агломерационной шихты, сформированные на основе зародышей из концентрата, имеют меньшую прочность, чем гранулы на основе кусковой руды или возврата, что негативно сказывается как на результатах окомкования (прочности гранул),

так и на показателях спекания [1, 7, 8, 17, 35 и др.]. Кроме того, избыточное гранулообразование известкованного концентрата с формированием гранул более 3-5 мм снижает равномерность распределения топлива (при смешивании), что приводит к уменьшению выхода годного, производительности по годному агломерату и ухудшению его прочности. Таким образом, для исключения избыточного окомкования при известковании концентрата смешивание следует проводить в роторных или шнековых смесях.

Результаты эксперимента показали, что с увеличением расхода извести I , кг/т, наблюдается пропорциональное снижение влажности известкованного концентрата перед заморозкой W , %, характеризуемое уравнением регрессии:

$$W = -0,04 \cdot I + 9,34; R^2 = 0,94. \quad (1)$$

Минимальная влажность концентрата перед заморозкой при расходе извести 60 кг/т составила 6,98%. Расчет требуемого расхода извести по уравнению (1) показывает, что для полного связывания всей капиллярной влаги и достижения влажности концентрата, соответствующей ММВ (6,1% для опытного концентрата), необходимо увеличение расхода извести с содержанием активного CaO 93% до 81 кг/т. Однако, поскольку в ходе экспериментов исходная влажность концентрата изменялась, то более корректно рассчитывать требуемый расход извести I , кг/т, по суммарному количеству связанной и удаленной (вследствие испарения) влаги ΔW , %:

$$\Delta W = 0,043 \cdot I + 0,54 R^2 = 0,97. \quad (2)$$

Таблица 2

Усредненные результаты оценки противоморозного эффекта извести

Показатели	Значение показателей при различных расходах извести, кг/т концентрата						
	«0» база	20	30	40	50	60	
Исходная влажность концентрата, %	9,85	9,90	10,14	9,80	10,05	10,05	
Количество активного CaO, кг/т	0,00	18,62	27,94	37,25	46,56	55,87	
Продолжительность смешивания до однородного цвета, мин	0	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	
Влажность смеси перед заморозкой, %	9,41	8,39	8,27	7,55	7,36	6,98	
Расчетное снижение влажности при введении извести и полной гидратации, %	0,00	0,72	1,08	1,41	1,76	2,10	
Фактическое снижение влажности до заморозки, %	0,44	1,51	1,87	2,25	2,70	3,06	
Снижение фактической влажности от расчетной, %	0,44	0,79	0,79	0,84	0,93	0,97	
Прочность образцов на сжатие, МПа	-5 °С	15,52	10,10	8,98	5,42	2,62	1,12
	-10 °С	23,19	11,41	8,42	6,36	3,74	1,68
	-20 °С	29,55	15,33	13,09	10,47	5,05	2,43
Влажность образцов после заморозки, %	9,37	8,22	8,25	7,53	7,35	6,93	
Снижение влажности в процессе заморозки, %	0,04	0,17	0,02	0,02	0,01	0,05	
Расчетная степень гидратации извести, %	–	93,41	93,90	92,58	91,78	91,94	

Из данных табл. 2 и уравнения (2) следует, что снижение влажности известкованного концентрата перед заморозкой линейно растет с увеличением расхода извести. При этом снижение фактической влажности превышает расчетные значения, полученные с учетом полной гидратации извести, что объясняется естественной сушкой концентрата при его выдержке до замораживания, которая не учитывалась в расчетах снижения влажности. Кроме того, с ростом расхода извести наблюдается положительная динамика естественной сушки, что объясняется разогревом известкованного концентрата вследствие протекания гидратации извести. Таким образом, с учетом естественной сушки концентрата, интенсивность которой растет с увеличением расхода извести и содержания в ней активного СаО, обеспечивается более существенное снижение концентрации капиллярной влаги.

Расчет требуемого расхода извести по уравнению (2) показывает, что для снижения влажности на 3,9% до уровня 6,1% (при начальной влажности в 10%) необходимо увеличение расхода извести с содержанием активного СаО 93% до 78,1 кг/т. При снижении исходной влажности концентрата до 9%, связывание всей капиллярной влаги и, следовательно, предотвращение смерзания концентрата обеспечивается при расходе извести в количестве 56,7 кг/т концентрата (при содержании активного СаО в извести не менее 90%).

Эффективность работы извести по связыванию капиллярной влаги концентрата во многом определяется степенью завершенности процесса гидратации. Для оценки степени гидратации извести производили прокалывание образцов после замораживания при температуре 600°C, обеспечивающей диссоциацию гидрата кальция. Полученные данные (см. табл. 2) подтвердили, что при организации выдержки известкованного концентрата при положительных температурах в течение 1 ч обеспечивается практически полная (более 90%) гидратация извести.

Противоморозное действие извести проявляется во всем исследуемом диапазоне расходов извести и температур в виде снижения прочности образцов известкованного концентрата на раздавливание после заморозки в сравнении с аналогичными образцами из влажного концентрата. При этом противоморозное действие извести растет пропорционально её расходу, что обусловлено уменьшением в известкованном концентрате свободной капиллярной влаги, которая при замерзании скрепляет в монолитное целое частицы концентрата, образуя льдистый армирующий каркас.

Влияние расхода извести на прочность образцов известкованного концентрата после заморозки при различных температурах показано графически на рис. 1.

Из представленных на рис. 1 графиков следует, что между расходом извести и смерзаемостью концентрата, критерием которой является прочность образцов на раздавливание, наблюдается линейная зависимость при всех исследуемых температурных режимах заморозки. Из полученных экспериментальных данных также следует, что при понижении темпера-

туры прочность замороженных образцов концентрата повышается. Указанное влияние обусловлено упрочнением кристаллической решётки льда и всех твёрдых компонентов, а также структурным уплотнением, вызванным температурным сокращением компонентов мёрзлого концентрата. При этом смерзаемость концентрата заметно снижается с повышением вводимого с известью активного СаО, связывающего в прочные гидраты капиллярную влагу, являющуюся причиной смерзаемости.

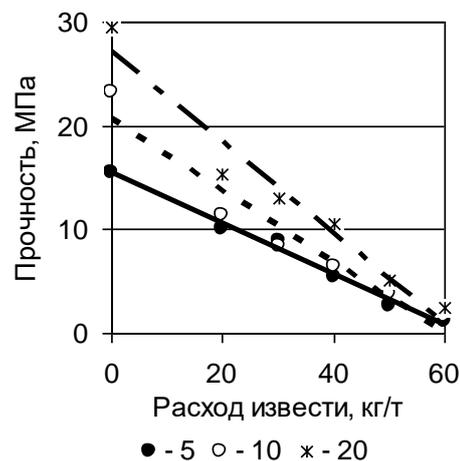


Рис. 1. Влияние расхода извести на прочность образцов известкованного концентрата после заморозки при различных температурах

Однако даже при температурах минус 5°C и максимальном расходе извести (60 кг/т концентрата) с долей активного СаО 93% не обеспечивается предотвращение смерзания концентрата (с исходной влажностью 10%), что связано с недостаточным количеством внесенного активного СаО, не обеспечивающим снижения влажности концентрата после известкования до уровня ММВ, о чем уже говорилось ранее.

Другим вариантом предотвращения смерзания концентрата КМА является снижение его исходной влажности до 9%. В этом случае связывание всей капиллярной влаги обеспечивается при расходе извести в количестве 56,7 кг/т концентрата (при содержании активного СаО в извести не менее 90%). Для подтверждения последнего был проведен эксперимент по заморозке концентрата влажностью 9% после его известкования (известь с 93% активного СаО) с расходом извести 60 кг/т концентрата. Результаты показали, что во всем исследуемом диапазоне температур заморозки прочность образцов на раздавливание после выдержки при минусовых температурах в течение 24 ч изменялась от 0,08 до 0,12 МПа, что ниже нагрузки, при которой формовались образцы (0,4 МПа). Полученные данные свидетельствуют об отсутствии смерзаемости известкованного концентрата. При этом меньшая прочность образцов (в сравнении с усилием при их формовке) объясняется условиями раздавливания при свободном нагружении, в отличие от условий формовки в шаблоне.

Заключение

Противоморозное действие извести проявляется во всем исследуемом диапазоне расхода извести и температур в виде снижения прочности образцов известкованного концентрата на раздавливание после заморозки в сравнении с аналогичными образцами из влажного концентрата. При этом противоморозное действие извести растет пропорционально количеству вводимого с известью активного СаО, что обусловлено уменьшением в известкованном концентрате свободной капиллярной влаги.

Для предотвращения смерзания концентрата рекомендуется проводить его известкование при соблюдении следующих условий:

- использовать свежееобожженную известь с максимальной степенью обжига и содержанием активного СаО не менее 90%;
- смешивание концентрата с известью производить в роторных или шнековых смесителях в течение не менее 3 мин, что обеспечивает однородность смеси при ограниченном гранулообразовании;
- продолжительность пребывания известкованного концентрата до погрузки в вагоны должна быть не менее 1 ч для завершения процесса гидратации извести;
- расход извести в пересчете на активный СаО, при котором предотвращается смерзание концентрата влажностью 10%, должен быть не менее 70 кг/т концентрата, что примерно соответствует расходу извести с содержанием активного СаО 90% в количестве 78 кг/т концентрата;
- при исходной влажности концентрата 9% связывание всей капиллярной влаги и предотвращение смерзания концентрата обеспечивается при расходе извести с содержанием активного СаО более 90% в количестве не менее 56,7 кг/т концентрата.

Список источников

1. Коротич В.И. Теоретические основы окомкования железорудных материалов. М.: Metallurgia, 1966. 151 с.
2. Базилевич С.В., Вегман Е.Ф. Агломерация. М.: Metallurgia, 1967. 368 с.
3. Берштейн Р.С. Повышение эффективности агломерации. М.: Metallurgia, 1979. 144 с.
4. Пузанов В.П., Кобелев В.А. Структурообразование из мелких материалов с участием жидких фаз. Екатеринбург, 2001. 634 с.
5. Совершенствование агломерационного процесса / Ф.Ф. Колесанов, Н.С. Хлапонин, В.Н. Кривошеев, В.И. Чикуров. К.: Техніка, 1983. 110 с.
6. Жилкин В.П., Доронин Д.Н. Производство агломерата. Технология, оборудование, автоматизация. / под общ. ред. Г.А. Шалаева. Екатеринбург: Уральский центр ПР и рекламы, 2004. 292 с.
7. Пузанов В.П., Кобелев В.А. Введение в технологии металлургического структурообразования. Екатеринбург: УрО РАН, 2005. 501 с.
8. Коротич В.И., Фролов Ю.А., Бездежский Г.Н. Агломерация рудных материалов. Екатеринбург: УГТУ-УПИ, 2003. 400 с.
9. Развитие агломерационного производства ОАО «Северсталь» / М.С. Табаков, В.П. Невраев, О.В. Воробьев, Г.В. Деткова // Metallurg. 2005. № 6. С. 32-36.
10. Горшков Н.Н., Баринов В.Х. Развитие агломерационного производства на Челябинском металлургическом комбинате // Сталь. 2008. № 3. С. 22-24.
11. Шаповалов А.Н., Овчинникова Е.В., Майстренко Н.А. Качество подготовки агломерационной шихты к спеканию в условиях ОАО «Уральская сталь» // Теория и технология металлургического производства. 2014. №1(14). С. 6-9.
12. Шаповалов А.Н., Овчинникова Е.В. Совершенствование технологии использования извести в аглопромышленности в условиях ОАО «Уральская Сталь» // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. 2014. Т.1. С.88-92.
13. Шаповалов А.Н., Овчинникова Е.В., Майстренко Н.А. Повышение качества подготовки агломерационной шихты к спеканию в условиях ОАО «Уральская Сталь» // Metallurg. 2015. №3. С.30-36.
14. Влияние компонентного состава и высоты слоя шихты на качество агломерата, расход топлива и производительность агломерационных машин ПАО «НЛМК» / Ю.А. Фролов, С.В. Филатов, Л.И. Каплун и др. // Metallurg. 2020. № 4. С. 21-29.
15. Исследования процесса окомкования шихты на аглофабрике № 5 ПАО «ММК» / А.А. Андрущечкин, Ю.А. Фролов, Д.М. Чукин, В.Е. Котышев // Черные металлы. 2022. № 11. С. 16-21.
16. Влияние извести на процесс спекания тонкоизмельченных концентратов / Г.В. Коршиков, Е.В. Невмержицкий, М.А. Хайков, В.Н. Пономарев // Сталь. 1974. № 4. С. 7-12.
17. Совершенствование технологии агломерации мелкозернистых концентратов / Бургов В.Н., Мирко В.А., Головкин В.К., Кабанов Ю.А. // Metallurg. 1985. № 6. С. 22-24.
18. Использование лисаковского концентрата в агломерационном переделе в рациональных объемах / Мирко В.А., Викулов Г.С., Кабанов Ю.А., Печеркин А.М. // Сталь. 2000. № 6. С. 12-16.
19. Исследование влияния различных способов ввода извести в шихту на показатели процесса агломерации / Н.С. Минаков, В.И. Кретинин, В.П. Горбачев, Г.А. Арыков // Сталь. 1988. № 9. С. 5-8.
20. Гурин П.И., Хлапонин Н.С., Осипенко А.М. Эффективность применения извести при агломерации шихты высокой основности // Сталь. 1981. № 9. С. 9-12.
21. Савельев С.Г., Чижикова В.М. Применение извести при окусковании железорудного сырья // Бюллетень научно-технической и экономической информации «Черная металлургия». 1986. № 3. С. 2-14.
22. Влияние извести на спекание аглошихты / В.М. Куркин, М.С. Табаков, Е.А. Кашкаров и др. // Metallurg. 2007. № 8. С. 49-52.

23. Шаповалов А.Н., Титова И.А. Оптимизация технологии производства агломерата в условиях ОАО «Уральская сталь» // Наука и производство Урала. 2011. №7. С. 14-24.
24. Оптимизация расхода извести при вводе в аглошихту с целью повышения качества агломерата / С.В. Филатов, И.Ф. Курунов, О.А. Семенов и др. // Сталь. 2014. № 10. С. 7-9.
25. Исследование эффективности использования извести при производстве агломерата АО «Уральская Сталь» / Шаповалов А.Н., Зубов С.П., Майстренко Н.А., Берсенева И.С. // Сталь. 2017. № 6. С. 2-6.
26. Демидова Н.В., Шаповалов А.Н., Овчинникова Е.В. Совершенствование технологии производства агломерата в условиях АО «Уральская Сталь» // Бюллетень научно-технической и экономической информации «Черная металлургия». 2017. Вып. 10 (1414). С.65-71
27. Одинцов А.А., Долинский В.А. Опыт использования профилированного известью железорудного концентрата в агломерации // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. 2013. № 3(5). С. 16-23.
28. Пермьяков А.А., Кувшинникова Н.И., Калиногорский А.Н. Технологическо-минералогические исследования при профилировании обожженным известняком железорудного концентрата // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. 2016. № 4(18). С.4-7.
29. Расчетно-теоретический анализ процесса профилирования известью железорудного концентрата / Пыхтеев К.Б., Тлеугабдулов Б.С., Волков Д.Н., Меламуд С.Г. // Черные металлы. 2016. № 4. С. 19-24.
30. Казанцев Е.А., Зюзин А.В., Неизвестный С.С. Известкование концентрата и увлажнение шихты в агломерационном производстве ПАО «ЧМК» // Сталь. 2020. №5. С. 8-10.
31. Исследование возможности предотвращения смерзания концентрата путем его офлюсования / Федина В.В., Никитченко Т.В. Тимофеева А.С., Деева С.Г. // Металлург. 2020. № 11. С. 18-23.
32. Бойтон Р.С. Химия и технология извести: сокр. пер. с англ. М.: Стройиздат, 1972. 239 с.
33. Кузнецова Т.В., Кудряшов И.В., Тимашов В.В. Физическая химия вяжущих материалов. М.: Высш. шк., 1989. 384 с.
34. Хомченко Ю.В., Барбанягрэ В.Д. Влияние фракционного состава и водо-известкового отношения на процессы гашения извести // Вестник БГТУ им. В.Г. Шухова, 2010. №3. С.120-123.
35. Фролов Ю.А. Агломерация. Технология. Тепло-техника. Управление. Экология. М.: Металлургиздат, 2016. 672 с.

Сведения об авторах

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

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

EFFECT OF LIME PRETREATMENT ON FREEZING OF IRON ORE CONCENTRATE

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

Abstract. The results of laboratory experiments on study of antifreezing effect of lime at its introduction into iron ore concentrate (before transportation) with consumption from 20 to 60 kg/t of concentrate are presented.

It was found that the antifreezing effect of lime is manifested in the whole range of lime consumption in the form of a decrease in the crushing strength of samples of lime concentrate after freezing in comparison with similar samples of wet concentrate. Antifreezing effect of lime increases in proportion to the amount of active CaO introduced with lime, which is due to a decrease in free capillary moisture in the lime concentrate. Recommendations on liming of concentrate to prevent its freezing in winter conditions are given.

Keywords: lime, iron ore concentrate, humidity, freezing, prevention.

Ссылка на статью:

Шаповалов А.Н. Влияние предварительного известкования на смерзаемость железорудного концентрата // Теория и технология металлургического производства. 2024. №2(49). С. 27-32.

Shapovalov A.N. Effect of lime pretreatment on freezing of iron ore concentrate. *Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2024, vol. 49, no. 2, pp. 27-32.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 620.22:621.78

Лопатина Е.В., Полякова М.А.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ФАЗОВОГО СОСТАВА И МИКРОСТРУКТУРЫ УГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ 09Г2С В ПРОЦЕССЕ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ

Аннотация. Развитие современных вычислительных методов и техники позволяют производить высокоточные расчеты сложных процессов, в том числе процессов обработки металлов давлением. Актуальным аспектом является применение таких подходов, которые с достаточной точностью описывают происходящие в металле структурные преобразования. Это является основанием для использования современных численных методов моделирования и компьютерных программ, позволяющих рассчитывать и прогнозировать структурно-фазовый состав обрабатываемых сталей. Целью данной работы является комплексный анализ деформационного и теплового состояний стали 09Г2С при температурах горячей прокатки 1220, 1100 и 820°С. Представлены результаты численного моделирования эволюции микроструктуры стали 09Г2С на основе модели Джонсона–Мела–Аврами–Колмогорова при горячей пластической деформации. Рассчитаны средний размер рекристаллизованных зерен и их объемная доля в процессе динамической рекристаллизации. Показана возможность применения программного обеспечения JMatPro для моделирования эволюции микроструктуры. Приведены результаты термокинетического расчета фазового состава стали 09Г2С в равновесном состоянии, построены термокинетические и изотермические диаграммы. Полученные результаты могут быть использованы для проектирования технологических процессов производства изделий различного назначения, основанных на различных видах термомодеформационного воздействия.

Ключевые слова: горячая прокатка, микроструктура, моделирование, JMatPro, модель Джонсона–Мела–Аврами–Колмогорова

Введение

Использование наукоемких технологий в промышленности открывает широкие возможности получать высококачественные изделия с заданными функциональными свойствами. В настоящее время конкурентоспособность любого предприятия непосредственно зависит от внедрения результатов научных исследований в действующее производство, способности быстро реагировать на потребности рынка, адаптируясь к быстро меняющимся условиям. С другой стороны, проектирование технологического производства продукции неизбежно связано с использованием современных приемов моделирования, как отдельных операций в целом, так и происходящих при этом преобразований обрабатываемого материала или полупродукта. Использование программных продуктов позволяет не только получить достоверные сведения о специфических особенностях протекающих процессов и явлений, но и спрогнозировать поведение материала при различного рода термических и деформационных воздействиях. С этой точки зрения программные продукты являются надежным инструментом для разработки технологических процессов, что особенно актуально для производства вновь осваиваемых видов продукции.

Одним из перспективных направлений эффективного применения методов компьютерного моделирования является разработка технологических процессов производства многофазных сталей, к которым относятся сверхнизкоуглеродистые композиции, стали с TRIP- и TWIP-эффектами и др., функциональные

свойства которых привлекают внимание конструкторов новой техники и устройств, работающих в сложных эксплуатационных условиях. Специфический химический состав таких сталей, наличие в их структуре различных фаз, обуславливающих свойства конечного продукта, происходящие процессы структуро- и свойствообразования в ходе деформационного и термического воздействий, обуславливают необходимость применения методов компьютерного моделирования как основы для определения технологических режимов обработки и получения конечного продукта с требуемым уровнем свойств. Наличие значительного количества значимых факторов, относительная дороговизна исходных материалов, сложность проведения промышленных экспериментов являются причиной отсутствия достаточного количества статистической информации, которая в большинстве случаев используется для построения математических моделей. С этой точки зрения перспективным направлением теоретических исследований является использование компьютерных программ, позволяющих моделировать происходящие в стали изменения микроструктуры при различного рода деформационных и термических воздействиях [1–5].

Альтернативой физическому эксперименту может служить численное моделирование изучаемого технологического процесса. С традиционными методами исследований активно развивается информационное направление, которое в литературе встречается под терминами Digital Materials Science (цифровое материаловедение), Computational Materials Science (вычислительное материаловедение) или Materials Informatics (информационное материаловедение) [6–8].

Химический состав стали 09Г2С

С	Mn	P	Ni	Si	S	Cr	Cu
Содержание элементов, мас. %							
0,11	1,45	0,001	0,050	0,71	0,005	0,060	0,030

Все эти направления связаны с формированием и организацией баз данных, компьютерной обработкой результатов экспериментов, математическим моделированием структуры и свойств материалов, созданием на основе моделей качественного программного обеспечения для инженерного анализа, проектирования и подготовки производства CAD/CAE/CAM/PDM. Результаты, найденные численными методами, позволяют обосновать рациональные режимы деформирования заготовок и, соответственно, изменение микроструктуры обрабатываемого металла. Численное моделирование связано с формированием и организацией баз данных, компьютерной обработкой результатов экспериментов, созданием на основе моделей качественного программного обеспечения для инженерного анализа, проектирования и подготовки производства.

Одной из известных систем прогнозирования свойств различных конструкционных материалов является программное обеспечение JMatPro [9, 10]. В Российской Федерации активными пользователями JMatPro являются такие крупные компании, как ПАО «АВТОВАЗ» (г. Тольятти, Самарская область), ООО «Сименс» (г. Санкт-Петербург), ПАО «Корпорация ВСМПО-АВИСМА» (г. Верхняя Салда, Свердловская область), ООО «Всероссийский научно-исследовательский центр транспортных технологий» (г. Санкт-Петербург), АО «ВМЗ» (г. Выкса, Нижегородская область) и другие организации [10]. JMatPro – это коммерческое программное обеспечение, которое позволяет моделировать различные свойства, прежде всего многокомпонентных сплавов, к которым относятся, например, различные марки стали, сплавы на основе алюминия, магния, жаропрочные сплавы на основе никеля, титана и т.д. Возможности получения термокинетических и изотермических диаграмм с использованием данного программного обеспечения позволяет не только получать информацию об особенностях структурообразования известных сплавов в широком диапазоне температур, но также прогнозировать наличие тех или иных фаз в неисследованных материалах. Это представляет значительный практический интерес при проектировании технологических процессов и освоении производства металлоизделий различного функционального назначения [11-15].

Целью данного исследования является получение качественной информации структурообразования двухфазной стали при деформационных и термических режимах горячей прокатки, а также оценка возможности использования программного обеспечения JMatPro для прогнозирования фазового состава и построения диаграмм состояния и термокинетических диаграмм многофазных сталей.

Моделирование параметров микроструктуры в процессе горячей прокатки с использованием модели Джонсона–Мела–Аврами–Колмогорова

В качестве объекта исследований была выбрана сталь марки 09Г2С, имеющая двухфазную структуру. Химический состав данной стали приведен в табл. 1.

Для описания эволюции микроструктуры была выбрана модифицированная модель Джонсона–Мела–Аврами–Колмогорова (Johnson–Mehl–Avrami–Kolmogorov, JMAK), уравнения которой позволяют вычислить объемную долю рекристаллизованного материала и описать трансформацию зеренной структуры металлических сплавов [16-18].

Согласно этим моделям эволюция дислокационной структуры описывается законом

$$\frac{dp}{dz} = \frac{dp^+}{d\varepsilon} + \frac{dp^-}{d\varepsilon}, \quad (1)$$

где p – плотность дислокаций, m^{-2} ; ε – степень деформации.

Эволюция дислокационной структуры в процессе динамического возврата при деформации при повышенных температурах в большинстве случаев приводит к образованию субзеренной микроструктуры. Средний размер субзерен определяется по формуле

$$d_\varepsilon = \frac{3 \sin \varphi}{b_\varepsilon \rho}, \quad (2)$$

где φ – угол разориентировки между субзернами. Угол разориентировки для субзеренной структуры варьируется в пределах 5–10° [15].

Объемная доля динамически рекристаллизованных зерен определяется как

$$X_{DRX} = 1 - \exp \left[-\beta_d \left(\frac{\bar{\varepsilon} - \bar{\varepsilon}_c}{\bar{\varepsilon}_{0,5}} \right)^{k_d} \right], \quad (3)$$

где X_{DRX} – объемная доля динамически рекристаллизованных зерен, $\bar{\varepsilon}_{0,5}$ – интенсивность деформации при 50%-й рекристаллизации; β_d – коэффициент роста зародышей; k_d – кинетическая экспонента, учитывающая скорость образования зародышей (показатель Аврами) 0,693 и 1,22. Как следует из (3), процесс динамической рекристаллизации возникает при интенсивности деформации, превышающей критическое значение ε_c , которое вычисляется по формуле

$$\varepsilon_c = a_0 \bar{\varepsilon}_p, \quad (4)$$

при этом $\bar{\varepsilon}_p = a_1 d_0^{n-1} \bar{\varepsilon}^{m-1} \exp \left(\frac{Q_1}{RT} \right) + c_1$,

где a_0 – константа материала, которая зависит от тем-

пературы; $\bar{\varepsilon}_p$ – пиковая интенсивность деформации, при которой интенсивность напряжения достигает на диаграмме « $\sigma - \varepsilon$ » максимального значения [4]; d_0 – исходная величина зерна, мкм; $\bar{\varepsilon}_p$ – интенсивность скорости деформации, c^{-1} . В выражение (4), а также Q_{1-3} – энергия активации, кДж/моль; $a_{1-3}, n_{1-3}, m_{1-3}, h_{2,3}, c_{1-3}$ – коэффициенты, характеризующие свойства материала; T – абсолютная температура материала, К; $R = 8,31$ Дж/(моль К) – универсальная газовая постоянная.

Интенсивность деформации $\bar{\varepsilon}_{0,5}$ при 50%-й рекристаллизации в соотношении (3) рассчитывается по формуле [8]

$$\bar{\varepsilon}_{0,5} = a_2 d_0^{h_2} \bar{\varepsilon}^{n_2} \bar{\varepsilon}^{-m_2} \exp\left(\frac{Q_2}{RT}\right) + c_2. \quad (5)$$

Так как рекристаллизация – это процесс формирования структуры стали 09Г2С, то немаловажным является прогнозирование размера динамически рекристаллизованного зерна в процессе горячей прокатки, который определяется выражением

$$d_{DRX} = a_3 d_0^{h_3} \bar{\varepsilon}^{n_3} \bar{\varepsilon}^{-m_3} \exp\left(\frac{Q_3}{RT}\right) + c_3. \quad (6)$$

Следует учитывать, что средний размер динамически рекристаллизованных зерен зависит от начального размера зерна конкретного материала, интенсивности деформации и температуры. Выражение, определяющее окончательный средний размер зерен

$$d_{aver} = X_{DRX} d_{DRX} + (1 - X_{DRX}) d_0. \quad (7)$$

Параметры $Q_{1-3}, a_{1-3}, n_{1-3}, m_{1-3}, h_{2,3}, c_{1-3}$ для конкретного материала в уравнениях (5)-(7) можно найти в ограниченном количестве научной и справочной литературы. В настоящем исследовании параметры для моделирования эволюции микроструктуры стали 09Г2С взяты как из научной и справочной литературы, так и в библиотеке материалов инженерного программного комплекса Deform-2D/3D.

Таблица 2

Результаты моделирования эволюции микроструктуры стали 09Г2С при начальной температуре нагрева заготовки в печи 1220⁰С

$T_1, ^\circ\text{C}$	X_{DRX}	d_{DRX}	d_{aver}	ε_C	ε_P
1220	0,91	0,44	31,9	1,15	0,17

Таблица 3

Результаты моделирования эволюции микроструктуры стали 09Г2С при начальной температуре нагрева заготовки 1100⁰С

$T_2, ^\circ\text{C}$	X_{DRX}	d_{DRX}	d_{aver}	ε_C	ε_P
1100	0,95	1,22	405	1,63	0,22

Результаты моделирования эволюции микроструктуры стали 09Г2С при начальной температуре нагрева заготовки 820⁰С

$T_3, ^\circ\text{C}$	X_{DRX}	d_{DRX}	d_{aver}	ε_C	ε_P
820	0,97	7,19	72,4	2,43	3,0

При этом, чем выше скорость и начальная температура деформирования, тем интенсивнее происходит процесс динамической рекристаллизации: большей объем зерен вовлечен в этот процесс, что приводит к снижению усилия деформирования, необходимого для осуществления процесса пластической деформации металла (прокатки). Существенное изменение среднего размера зерна происходит при 900-820⁰С с наибольшей интенсивностью деформации и составляет $d_{aver} = 72,4$ мкм (при 820⁰С). Такая зеренная структура стали марки 09Г2С сформировалась за счет протекания процесса динамической рекристаллизации с долей рекристаллизованной части материала 0,97.

Таким образом, объемная доля динамически рекристаллизованных зерен увеличивается с уменьшением температуры начала формоизменяющей операции. Используя соотношения модифицированной модели Джонсона–Мела–Аврами–Колмогорова, рассмотрен процесс эволюции микроструктуры стали 09Г2С при термомеханическом воздействии в процессе динамической рекристаллизации. Определены ключевые характеристики зеренной структуры материала при горячей пластической деформации: средний размер рекристаллизованных зерен и их объемная доля. Оценка адекватности полученных данных остается актуальной, и в настоящий момент продолжается исследование по вышеописанной теме.

Моделирование фазовых и структурных превращений в программном обеспечении JMatPro

На следующем этапе исследований моделирование фазовых и структурных превращений проводили с помощью программного обеспечения JMatPro на базе Windows, которое адаптировано для выполнения расчетов многокомпонентных сплавов, используемых в промышленности (стали, алюминиевые, магниевые, жаропрочные никелевые, титановые и другие сплавы). Моделирование рассматриваемого материала выполнено при различной температуре, согласно протоколу реального технологического процесса в условиях стана горячей прокатки. Начальная температура нагрева заготовки в печи составляет 1220⁰С [19-21], температура начала прокатки 1100⁰С установлена, исходя из необходимости обеспечить пластические свойства металла для данных условий деформации, температура смотки составляет 820⁰С. Термокинетические расчеты возможных фаз при равновесной кристаллизации стали 09Г2С (в координатах «процент

фазы от температуры») производили в интервале значений температур от 1220 до 25°C с шагом 5°C.

На рис. 1 представлены результаты моделирования фазового состава стали 09Г2С при температурах 1220 и 820°C.

В результате моделирования установлено, что при температуре 1220°C сталь имеет аустенитную структуру с небольшим содержанием MnS (0,01%). В ходе прокатки стальная полоса охлаждается, что приводит к формированию двухфазной структуры вследствие диффузии углерода. При температуре смотки уже сформирована двухфазная структура, состоящая из феррита (62,46%), аустенита (37,53%) и MnS (0,01%).

Из литературных источников [19-21] известно, что температура начала кристаллизации исследуемой стали ниже температуры 1220°C. При этой температуре присутствует жидкая фаза, следовательно, температура конца кристаллизации ниже, чем 1220°C. Чем ниже температура превращения фаз, тем больше разность концентраций этих фаз.

При охлаждении ниже 723°C аустенит распадается на феррит и цементит. На рис. 2 показан фазовый состав стали 09Г2С при температурах 600 и 25°C.

Из полученных данных видно, что при температуре 600°C содержание феррита составляет 99,58%, а цементита всего 0,41% (MnS 0,01%). При дальнейшем охлаждении до комнатной температуры структура стали изменяется, уменьшается содержание феррита до 99,2% и увеличивается содержание цементита до 0,44% (остальное MnS). Как отмечено в работах [19-21], одновременно с этапами кристаллизации в интервале температур от 730 до 650°C в структуре начинают развиваться процессы, получившие название «явления предпревращения». Сущность этих явлений заключается в том, что между зернами постепенно происходит ослабление пограничных связей, сопровождающееся дальнейшим изменением дислокационного строения границ, их состава и толщины. В результате этого на границах зерен и внутри них возникают области, как бы подготовленные к началу фазового превращения (так называемые сгущения или флуктуации превращения) и имеющие менее напряженное состояние, чем сами зерна и их границы. Благодаря этому зерна становятся еще более активными, их температурная подвижность возрастает.

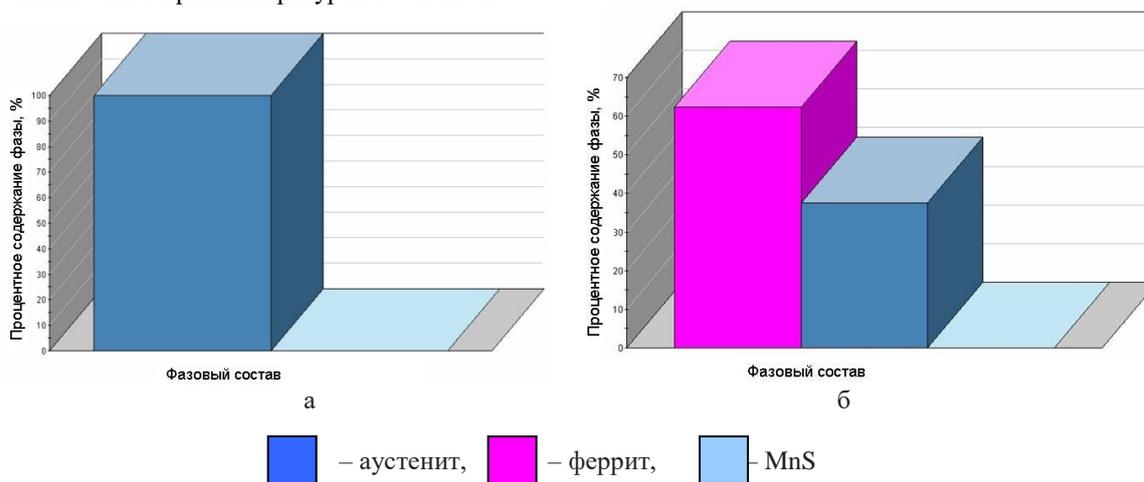


Рис. 1. Состав фаз стали 09Г2С при температуре горячей прокатки и смотки: а – 1220°C; б – 820°C

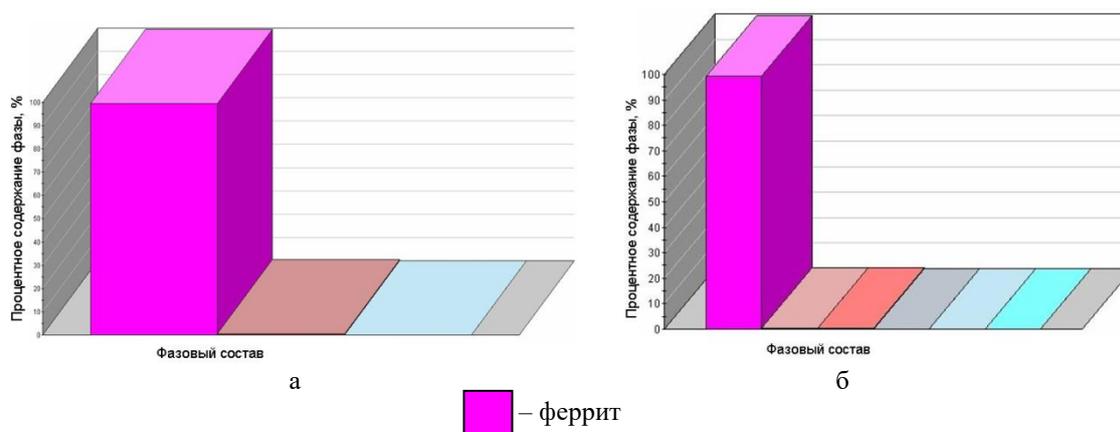


Рис. 2. Состав фаз стали 09Г2С при температуре 600°C (а) и 25°C (б)

На рис. 3 представлены результаты термокинетического расчета фазового состава стали 09Г2С.

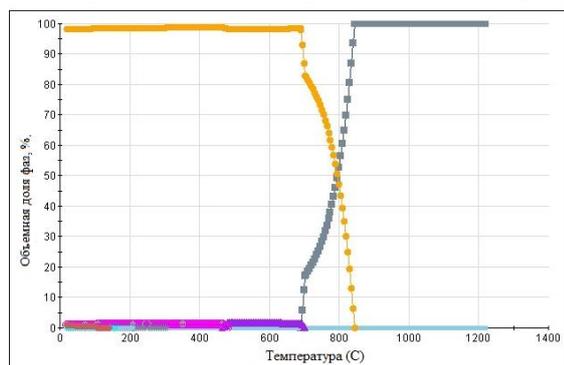


Рис. 3. Термокинетический расчет фазового состава стали 09Г2С в равновесном состоянии. Расшифровка фаз, обозначенных в программе JMatPro: аустенит – синий маркер; сульфиды марганца MnS – оранжевый маркер; феррит – розовый маркер; цементит – фиолетовый маркер; карбиды М7С3 – белый маркер; аустенит, обладающий гранцентрированной кубической кристаллической решеткой – голубой маркер; карбид М23С6 – бирюзовый маркер

Анализ термокинетических расчетов возможных фаз при равновесной кристаллизации сплава, показал результаты, представленные на рис. 3. По полученным данным установлено, что температура начала кристаллизации стали 09Г2С $T_L = 833^{\circ}\text{C}$ и температура конца рекристаллизации $T_S = 690^{\circ}\text{C}$. Полученные результаты согласуются с данными, представленными в работе [21].

Возможности программного обеспечения JMatPro позволяют строить термокинетические (ССТ) и изотермические (ТТТ) диаграммы исследуемых металлов. На рис. 4 представлены расчетные диаграммы

стали 09Г2С, которые построены с температуры ниже температуры аустенизации 894°C . При расчете в программе учитывается, что при данной температуре уже присутствует аустенитная фаза.

Таким образом, полученные данные позволили определить ключевые фазовые превращения в исследуемой стали, а также температуру и скорости распада аустенита на соответствующие структурные составляющие.

Заключение

Используя модель Джонсона–Мела–Аврами–Колмогорова, рассмотрены вопросы эволюции микроструктуры стали 09Г2С при термомеханическом воздействии, характерном для процесса горячей прокатки. Рассчитаны характеристики зеренной структуры сплава при данном виде горячей пластической деформации: средний размер рекристаллизованных зерен и их объемная доля. Данная физико-математическая модель эволюции структуры позволяет с высокой точностью прогнозировать структурные параметры металлических материалов, что позволяет их успешно интегрировать в современные вычислительные системы расчета промышленных процессов обработки металлов давлением. С этой точки зрения перспективным направлением исследования является использование различных компьютерных программ для определения параметров микроструктуры в процессе горячей пластической деформации и термической обработки. Полученные результаты компьютерного моделирования фазовых превращений стали 09Г2С с использованием программного обеспечения JMatPro с достаточной точностью представляют фазовый состав при различных температурах. Данное программное обеспечение позволяет минимизировать экспериментальные исследования, что связано со значительными материальными и трудовыми затратами.

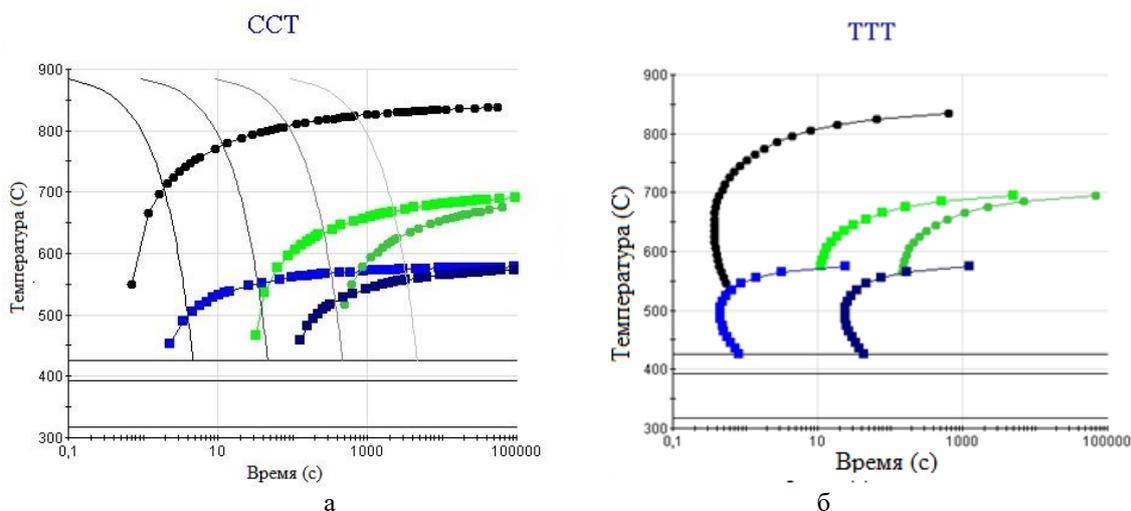


Рис. 4. Термокинетическая диаграмма распада аустенита (а) и диаграмма изотермических превращений (б) стали 09Г2С: чёрный маркер – феррит (0,1 %); салатовый маркер – перлит (0,1 %); зеленый маркер – перлит (99 %); голубой маркер – бейнит (0,1%); синий маркер – бейнит (99%)

Список источников

1. Saunders N., Li X., Miodownik A.P., J.-Ph. Schille. Computer modeling of materials properties // Thermotech Ltd., Surrey Technology Centre. The Surrey Research Park, Guildford GU2 7YG, U.K.
2. Роговой А.А., Салихова Н.К. Численное моделирование технологического процесса горячей обработки слитка давлением // Вестник Пермского национального исследовательского политехнического университета. Механика. 2022. № 3. С. 135–146.
3. Sellars C.M. The kinetics of softening process during hot working of austenite // Czech. Journal of Physics. 1985. Vol. 35. Pp. 239–248.
4. Nes E., Marthinsen K. Modelling the evolution in microstructure and properties during plastic deformation of f.c.c. – metals and alloys – An approach towards a unified model // Materials Science Engineering A. 2002. Vol. 322. Pp.176-193.
5. Лопатина Е.В., Полякова М.А., Воронин К.М. Клеточные автоматы как перспективный метод моделирования процессов обработки металлов давлением // Теория и технология металлургического производства. 2022. №4. С.37-42.
6. Огородникова О.М. О проблемах интеграции вычислительного материаловедения в цифровое машиностроение // Информационные технологии в проектировании и производстве. 2014. № 2 (154). С. 30–34.
7. Чурюмов А.Ю., Поздняков А.В. Моделирование эволюции микроструктуры металлических материалов в процессе горячей пластической деформации и термической обработки // Физика металлов и материаловедение. 2020. Т. 121. №11. С. 1162-1186.
8. Mecking H., Kocks U. F. Kinetics of flow and strain-hardening // Acta Metall. 1981. Vol. 29. Pp. 1865-1875.
9. Сидоров А. JMatPro – программный пакет для моделирования свойств сталей и сплавов // САПР и графика. 2015. №4. С. 66-68.
10. JMatPro. Practical software for material properties [Электронный ресурс]. URL: www.sentsoftware.co.uk (дата обращения 15 мая 2024 г.)
11. Федосеева Е.М., Ольшанская Т.В. Термокинетический расчет фазового состава сварных швов алюминиевого сплава 1420 системы Al-Mg-Li. Ч. 1. Термокинетический расчет фазового состава сплава 1420 // Вестник Пермского национального исследовательского политехнического университета. Машиностроение, материаловедение. 2020. Т. 22. № 4. С. 48-55.
12. Прогнозирование механических свойств прутков из титанового сплава ВТ6 с разным типом структуры / Егорова Ю.Б., Давыденко Л.В., Чибисова Е.В., Челпанов А.В. // Технология легких сплавов. 2022. №3. С. 30-40.
13. Выбор композиции нового жаропрочного титанового сплава с применением методов математического моделирования / Ночовная Н.А. Анташев В.Г., Ширяев А.А., Алексеев Е.Б. // Титан. 2015. № 1. С. 10–17.
14. Guo Z., Malinov S., Sha W. Modelling beta transus temperature of titanium alloys using artificial neural network // Computational Materials Science. 2005. Vol. 32. Iss. 1. Pp. 1–12.
15. in Y.C., Chen M.-S., Zhong J. Constitutive modeling for elevated temperature flow behavior of 42CrMo steel // Computational Materials Science. 2008. Vol. 42. Iss. 3. Pp. 470–477.
16. Johnson W.A., Mehl R.T. Reaction kinetics in processes of nucleation and growth // Trans AIME 1939. Vol. 185. Pp. 416–442.
17. Avrami M. Kinetics of phase change. II Transformation-time relations for random distribution of nuclei // Journal of Chemical Physics. 1940. Vol. 8. Pp. 212–224.
18. Kolmogorov A.N. On the Statistical Theory of Crystallization of Metals // Izv. Akad. Nauk SSSR, Ser. Mat. 1937. Vol. 3. Pp. 355–359.
19. Коновалов Ю.В., Остапенко А.Л., Пономарев В.И. Расчет параметров листовой прокатки. Справочник. М.: Металлургия, 1986. 430 с.
20. Королев А.А. Конструкция и расчет машин и механизмов прокатных станов. М.: Металлургия, 1985. 376 с.
21. Машины и агрегаты для производства и отделки проката / Целиков А.И., Полухин П.И., Гребеник В.М., Ф.К. Иванченко, М.А. Тылкин, В.И. Зюзин. М.: Металлургия, 1987. 480 с.
22. Курдюмов Г.В., Утевский Л.М., Энтин Р.И. Превращения в железе и стали. М.: Наука, 1977. 238 с.

Сведения об авторах

Лопатина Екатерина Витальевна – аспирант кафедры технологий обработки материалов, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия. E-mail: lopatina.yekaterina2016@yandex.ru

Полякова Марина Андреевна – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры технологий обработки материалов, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия. E-mail: m.polyakova@magtu.ru.

MODELING OF PHASE COMPOSITION AND MICROSTRUCTURE CARBON STEEL 09G2S IN THE PROCESS OF HOT ROLLING

Lopatina Ekaterina V. – postgraduate student of the Department of Materials Processing Technologies, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: lopatina.yekaterina2016@yandex.ru

Polyakova Marina A. – doctor of technical sciences, associate professor, professor of Department of Materials Processing, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: m.polyakova@magtu.ru

Abstract. The development of modern computational methods and technologies makes it possible to perform high-precision calculations of complex processes, including metal forming processes. A relevant aspect is the use of approaches that describe with sufficient accuracy the structural transformations occurring in the metal. This is the basis for the use of modern numerical modeling methods and computer programs that allow one to calculate and predict the structural-phase composition of processed steels. The aim of this study is a comprehensive analysis of the deformation and thermal states of steel 09G2S in hot rolling temperatures of 1220°C, 1100°C and 820°C. The results of numerical modeling of the microstructure evolution of steel 09G2S based on the Johnson–Mehl–Avrami–Kolmogorov model during hot plastic deformation are presented. The average size of recrystallized grains and their volume fraction in the process of dynamic recrystallization were calculated. The possibility to use JMatPro software for modeling the evolution of microstructure is shown.

The results of the thermokinetic calculation of steel 09G2S phase composition in an equilibrium state are presented, both thermokinetic and isothermal diagrams are constructed. The results obtained can be used to design technological processes for the manufacturing of products for different purposes, based on various types of thermal deformation effects.

Keywords: hot rolling, microstructure, modeling, JMatPro, Johnson–Mehl–Avrami–Kolmogorov model

Ссылка на статью:

Лопатина Е.В., Полякова М.А. Моделирование фазового состава и микроструктуры углеродистой стали 09Г2С в процессе горячей прокатки // Теория и технология металлургического производства. 2024. №2(49). С. 33-39.
Lopatina E.V., Polyakova M.A. Modeling of phase composition and microstructure carbon steel 09G2S in the process of hot rolling. *Teoria i tehnologija metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2024, vol. 49, no. 2, pp. 33-39.

Румянцев М.И., Завалищин А.Н., Долганов А.Н., Ахмадиев К.Р.

ОСОБЕННОСТИ РЕЖИМА ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКИ НА ДВУХКЛЕТЕВОМ РЕВЕРСИВНОМ СТАНЕ КОНКУРЕНТОСПОСОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Аннотация. В современных цехах для производства холоднокатаной листовой стали в количестве до 500-900 тыс. т/год применяются двухклетевые реверсивные станы (ССМ). На подобных станах, как и на двухклетевых, четырехклетевых и шестиклетевых непрерывных станах (ТСМ) металл может быть обжат два, четыре или шесть раз. Сравнение прокатки на четырехклетевом непрерывном стане и на двухклетевом реверсивном за четыре прохода показало, что для технологии стана ССМ, в отличие от технологии стана ТСМ, характерно применение максимальных обжатий в первом проходе, а удельные натяжения в целом ниже, чем на четырехклетевом непрерывном. В первых двух (прямых) проходах на стане ССМ скорость прокатки задается по второй клетке и не превышает 70% от максимальной допустимой по технической характеристике стана, а в последних двух (обратных) проходах - по первой клетке и, как правило, не превышает 90% от максимальной возможной. При этом скорость второй клетки при прямой прокатке и скорость первой клетки при обратной прокатке могут не соответствовать условию постоянства секундного объема. Как и на стане ТСМ, проявляется тенденция к уменьшению скорости прокатки при увеличении толщины и ширины полос.

С применением множественного нелинейного регрессионного анализа с доверительной вероятностью 95% получены статистически надежные зависимости для выбора частных обжатий, удельных натяжений и скорости прокатки при проектировании ресурсоэффективных технологических стратегий производства конкурентоспособного проката с применением двухклетевых реверсивных станов.

Ключевые слова: процесс холодной прокатки, непрерывный стан холодной прокатки, двухклетевой реверсивный стан холодной прокатки, обжатие, удельное натяжение, скорость прокатки

Введение

В конце 90-х годов XX века как экономически эффективное решение для производства холоднокатаной листовой стали в количестве до 500-900 тыс. т/год появились двухклетевые реверсивные станы, которые получили специфическое обозначение ССМ (Compact Cold Mill) [1-3]. В основном по составу оборудования стан ССМ аналогичен одноклетевому реверсивному. Основные отличия – две рабочие клетки и отводящие транспортеры у каждой реверсивной моталки. Таким образом, на подобном стане могут быть реализованы, по крайней мере, три стратегии прокатки: двукратная (рис. 1, б), четырехкратная (рис. 1, в) и шестикратная (рис. 1, г), что по количеству обжатий соответствует случаям прокатки на двухклетевом, четырехклетевом и шестиклетевом непрерывных станах (ТСМ – Tandem Cold Mill).

Однако соответствие числа проходов на стане ССМ числу проходов на стане ТСМ может не означать подобия технологических режимов [4-7]. Поэтому выявление особенностей и уточнение закономерностей режимов прокатки на двухклетевых реверсивных станах является важной задачей для развития инжиниринга технологических стратегий производства конкурентоспособного проката.

Исследование проводили сравнением режимов четырехкратной прокатки на двухклетевом реверсивном стане 1750 и четырехклетевом непрерывном стане 2500 (основные характеристики станов представлены в табл. 1).

Параметры прокатки определяли по показаниям датчиков АСУ ТП и приборов КИП. Однородность

выборки проверяли и обеспечивали методом максимального абсолютного отклонения. Особенности обжатий, натяжений и скоростей прокатки отображали нелинейным множественным регрессионным анализом в программе STATISTICA с применением инструментов Response Surface Regressions и Nonlinear Estimation из модуля Advanced Models. Аппроксимации считали достоверными и статистически надежными, если при доверительной вероятности 95% выполнялось условие $F_p > F_{95}$ (здесь F_p и F_{95} – расчетное и табличное числа Фишера). Из нескольких достоверных вариантов выбирали такой, которому соответствует наибольшее расчетное число Фишера F_p .

Особенности режимов обжатий

На стане холодной прокатки распределение частных обжатий по клетям (проходам) обусловлено необходимостью получения удовлетворительной плоскостности, минимальной поперечной и продольной разнотолщинности, предотвращения пробуксовки рабочих валков и обрывов полосы в последних межклетевых промежутках, обеспечения допустимой по условиям термической стойкости смазки температуры металла, а также возможностями оборудования стана [7-10]. И на непрерывном (рис. 2, а), и на двухклетевом реверсивном стане (рис. 2, б) частные обжатия при прокатке относительно узких полос (то есть в случае, когда отношение ширины полосы b к длине контакта рабочего и опорного валков L_{po} $\beta_L = b/L_{po} < 0,64$) несколько выше, чем при прокатке относительно широких полос ($\beta_L = b/L_{po} > 0,64$). Однако распределения частных обжатий по проходам имеют видимые отличия.

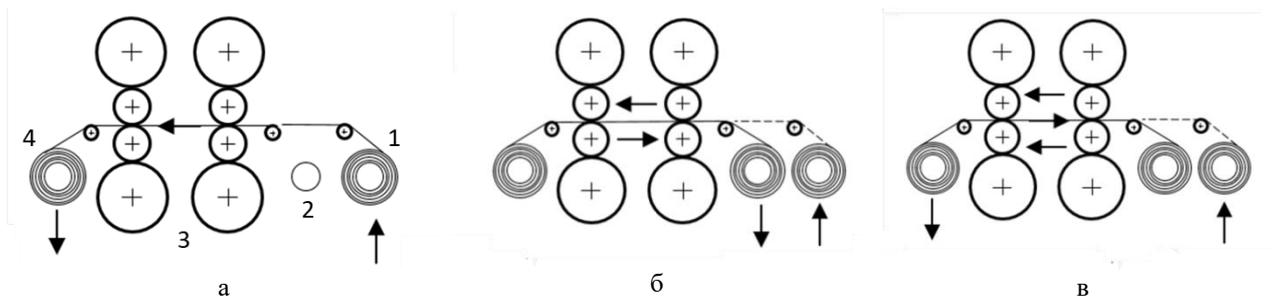


Рис. 1. Стратегии прокатки на стане ССМ:
1 – разматыватель; 2 и 4 – реверсивные моталки № 2 и 1; 3 – рабочие клетки

Таблица 1

Основные характеристики двухклетового реверсивного и четырехклетового непрерывного станом холодной прокатки

Стан	ССМ 1750	ТСМ 2500
Число клеток	2	4
Ширина прокатываемого металла, мм	1000–1650	1050–2350
Толщина готовой полосы, мм	0,35–3,0	0,6–2,5
Толщина подката, мм	1,5–5,0	2,0–5,0
Максимальная масса рулона, т	30	30
Тип клетки	Кварто CVC	Кварто
Диаметр бочки валка (рабочий / опорный), мм	450/1250	500/1500
Длина бочки валка (рабочий/опорный), мм	1950/1750	2500/2400
Максимальная скорость прокатки, м/с	22,5	21,0
Максимальное усилие прокатки, МН	22	35
Максимальный крутящий момент, кН·м	132	350
Мощность привода разматывателя, кВт	1040	400
Мощность привода клетки, кВт	6000	5600
Мощность привода моталки, кВт	3550	

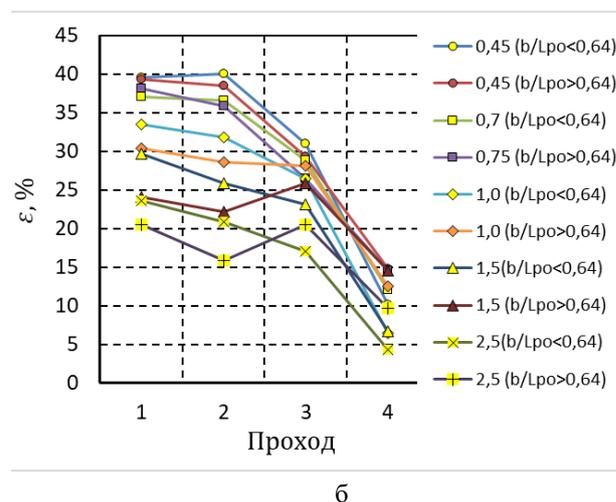
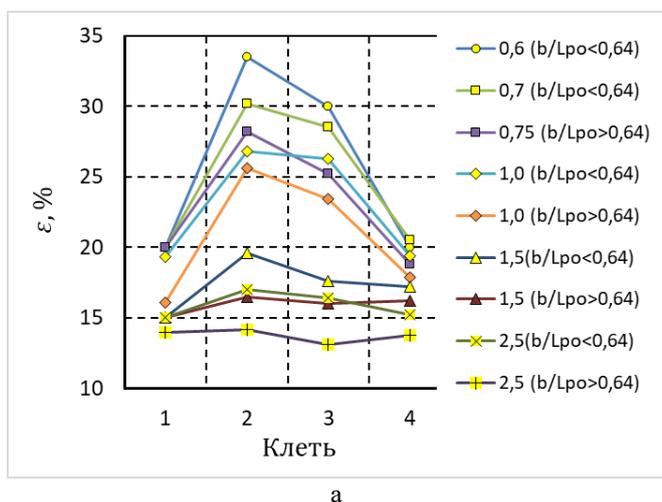


Рис. 2. Примеры распределения частных обжатий по клетям четырехклетового непрерывного (а) и двухклетового реверсивного (б) станом

На непрерывном стане первый проход выполняется с обжатием $\varepsilon_1 = 15-20\%$. В дальнейшем при прокатке на конечную толщину менее 1,5 мм обжатия достигают максимума во втором проходе ($\varepsilon_2 = 25-35\%$) и затем монотонно снижаются до 17-20% в последнем, четвертом проходе. Прокатка на толщину более 1,5 мм производится практически при равномерном распределении обжатий.

При прокатке на стане ССМ за два пропуска (четыре прохода) наибольшие обжатия наблюдаются, как правило, в первом проходе и, в зависимости от конечной толщины, могут находиться в пределах 20-40%. В дальнейшем обжатия, как правило, монотонно снижаются до 5-15% в последнем проходе.

Наилучшее отображение особенностей режима обжатий на стане ССМ получено при использовании в качестве характеристики деформации абсолютного обжатия:

$$\Delta h_i = c_{0i} + c_{1i} \frac{D_i}{h_{0i}} + c_{2i} \left(\frac{D_i}{h_{0i}} \right)^2 + c_{3i} \frac{h_{0i}}{b} 10^3 + c_{4i} \left(\frac{h_{0i}}{b} 10^3 \right)^2 + c_{5i} \left(\frac{D_i}{h_{0i}} \right) \left(\frac{h_{0i}}{b} 10^3 \right), \quad (1)$$

где i – номер прохода;; $\Delta h_i = h_{0i} - h_{1i}$ – абсолютное обжатие; h_{0i} и h_{1i} – толщина полосы до и после прохода; D_i – диаметр бочки рабочего вала в i -м проходе; b – ширина прокатываемой полосы. Все размеры должны быть выражены в миллиметрах. Значения эмпирических коэффициентов представлены в табл. 2.

Аппроксимация (1) с коэффициентами, указанными в табл. 2, является статистически надежным отображением распределения обжатий с доверительной вероятностью 95% (рассчитанные числа Фишера F_p больше табличных значений F_{95} , которые для рассматриваемых уравнений находятся в пределах от 2,728 до 3,119). Сравнение результатов прогнозирования толщин полосы с фактическими значениями по проходам показало степень соответствия модели 95,7% (рис. 3). Действенность составляет 80,8% при допустимой погрешности 10% и 86,7% при погрешности 20% [11].

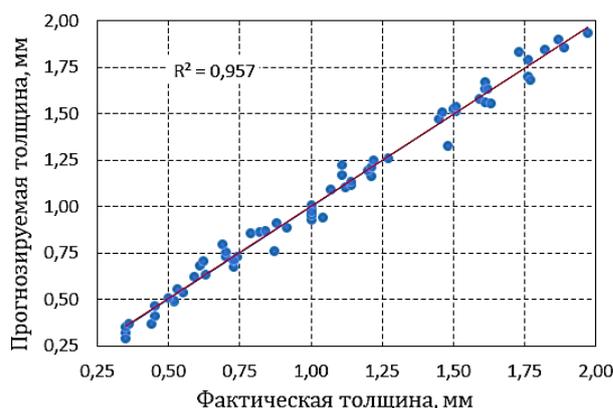


Рис. 3. Диаграмма соответствия прогнозируемых и фактических толщин полосы при прокатке на стане ССМ за 2 пропуска (4 прохода)

Особенности натяжения

Натяжение является стабилизирующим фактором прокатки, но на каждом участке стана должно иметь рациональное значение [12], так как в противном случае возможны нарушения стабильности процесса [13]. Сравнивали средние удельные натяжения полосы при разматывании ($q_{разм}$), на выходе из клеток (q_{1i}) в проходах 1-3 и при сматывании в рулон после последнего прохода ($q_{см}$). Выборочные оценки указанных параметров (минимальное x_{min} , максимальное x_{max} и среднее выборочное \bar{x} значения; среднее квадратическое отклонение s и объемы выборок n) указаны в табл. 2. Использовали инструмент «Двухвыборочный t-тест с различными дисперсиями» из надстройки «Анализ данных» пакета MS Excel. В качестве нулевой гипотезы принимали равенство средних значений сравниваемых выборок $H_0: \bar{x}_1 = \bar{x}_2$. Критические значения распределения Стьюдента (одностороннее t_α и двустороннее $t_{\alpha/2}$) находили при доверительной вероятности 95%, что соответствует уровню значимости $\alpha = 0,05$. Результаты сравнения также приведены в табл. 3.

Таблица 2

Коэффициенты и оценки достоверности модели для выбора частных обжатий при прокатке на двухклетевом реверсивном стане

i	Коэффициенты аппроксимаций						Оценки достоверности	
	c_{0i}	c_{1i}	c_{2i}	c_{3i}	c_{4i}	c_{5i}	R^2	F_p
1	0,934	0	$-3,986 \cdot 10^{-6}$	0,070	0	0	0,953	143,837
2	0,592	0	$-9,549 \cdot 10^{-7}$	0,057	0	0	0,956	43,378
3	0,976	-0,002	$9,453 \cdot 10^{-7}$	0	0	$-3,762 \cdot 10^{-4}$	0,883	32,809
4	0,408	$-3,217 \cdot 10^{-4}$	$1,773 \cdot 10^{-7}$	0	0	$-4,459 \cdot 10^{-4}$	0,798	7,591

Выборочные характеристики и оценки различия удельных натяжений при прокатке на четырехклетевом непрерывном и на двухклетевом реверсивном станах

Характеристики	Размотка		Переднее в проходе						Смотка в рулон	
	ТСМ	ССМ	1		2		3		ТСМ	ССМ
n	42	75	73	75	73	75	73	75	43	75
x_{min} , МПа	7,2	7,0	69,4	44,4	80,4	19,2	69,4	54,7	21,4	21,4
x_{max} , МПа	19,0	19,0	154,4	100,5	154,4	73,6	145,9	110,5	43,67	43,7
\bar{x} , МПа	11,8	8,3	101,6	70,5	111,6	36,5	89,1	86,1	31,2	25,6
s , МПа	3,4	0,6	13,0	16,8	16,5	14,9	13,2	16,1	4,0	5,6
$ t $	6,526		12,641		28,966		1,226		6,252	
$t_{\alpha/2}$	1,681		1,655		1,655		1,656		1,658	
t_{α}	2,016		1,977		1,976		1,976		1,981	

В целом натяжения при прокатке на двухклетевом реверсивном стане меньше, чем на четырехклетевом непрерывном. Во всех случаях кроме прокатки в предпоследнем проходе (перед смоткой в рулон) выполняются условия $|t| > t_{\alpha}$ и $|t| > t_{\alpha/2}$. Это означает, что различия натяжений на соответствующих участках непрерывного и двухклетевого реверсивного станов безусловно существенные. Для третьего прохода (перед клетью, после которой готовая полоса сматывается в рулон) различия переднего натяжения не существенные, так как $|t| < t_{\alpha}$ и $|t| < t_{\alpha/2}$.

При анализе прокатки 75 полос различных размеров проявилось влияние на величину натяжения

отношения диаметра валков к толщине D/h и отношения толщины к ширине h/b . С увеличением D/h удельное натяжение возрастает (рис. 4, а), что при вариации диаметра в пределах 400-450 мм указывает на применение более высоких удельных натяжений при прокатке полос меньшей толщины. С увеличением h/b удельные натяжения, наоборот, снижаются (рис. 4, б), что при постоянстве толщины означает применение меньших натяжений при прокатке более широких полос. Наиболее заметно указанные тенденции проявляются для натяжений в межклетевом промежутке и при выходе на реверсивную моталку. При размотке подката и при смотке в рулон готовой полосы вариация натяжений значительно меньше.

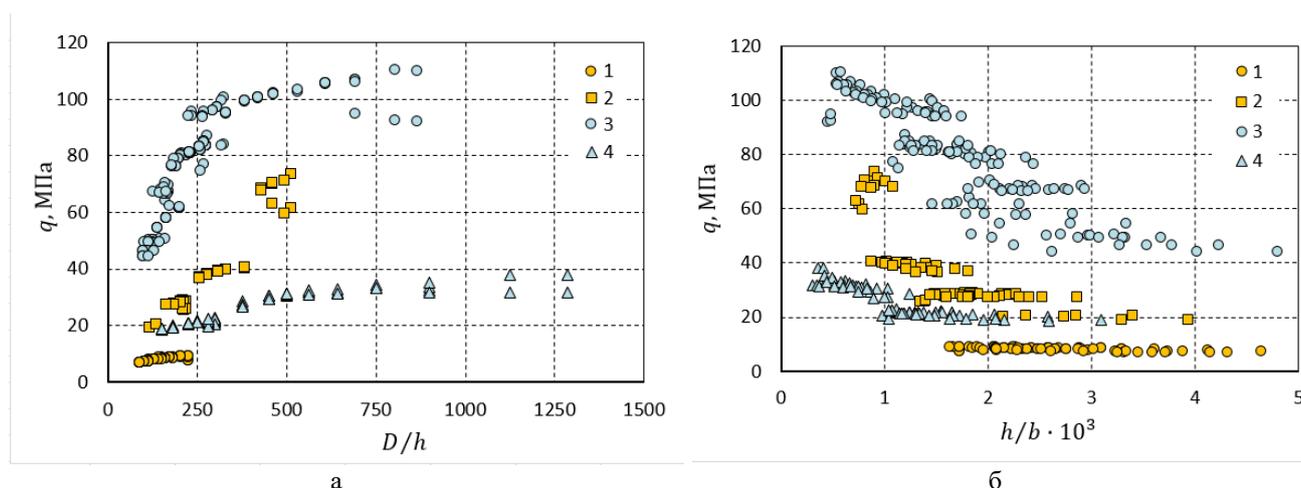


Рис. 4. Особенности вариации натяжения при прокатке на двухклетевом реверсивном стане: 1 – при размотке ($q_{разм}$); 2 – при смотке после второго прохода на реверсивную моталку (q_{12}); 3 – в межклетевом промежутке (q_{11} и q_{13}); 4 – при смотке готовой полосы ($q_{см}$)

Наилучшее отображение особенностей режима натяжений на стане ССМ получили при использовании зависимости

$$q = c_0 \left[c_1 + c_2 \left(\frac{D}{h} \right)^{c_3} \right] \cdot \left(\frac{h}{b} 10^3 \right)^{c_4}, \quad (2)$$

где $h = H_0$ – при выборе натяжения разматывателя и $h = h_{1i}$ во всех остальных случаях. Значения коэффициентов представлены в табл. 4. Все размеры должны быть выражены в миллиметрах.

Аппроксимация (2) с коэффициентами, указанными в табл. 4, является статистически надежным отображением особенностей режима натяжений на двухклетевом реверсивном стане с доверительной вероятностью 95% (рассчитанные числа Фишера F_p больше табличных значений F_{95}). Сравнение результатов прогнозирования натяжения полосы с фактическими показало степень соответствия модели 89,7%

(рис. 5). Действенность модели составляет 81,6 % при допустимой погрешности 10 % и 91,2 % – при погрешности 20%.

Особенности скоростного режима

Скорость прокатки – существенный фактор производительности стана и технологической системы, элементом которой он является, и поэтому адекватная модель скоростного режима обеспечит высокую точность нормативной модели производительности листопрокатного цеха [14]. На стане ССМ в первых двух (прямых) проходах скоростной режим задается по второй клетки, а в последних двух (обратных) – по первой клетки. Статистическая обработка результатов, представленных в рапортах о прокатке 2875 полос, показала, что в первом случае скорость прокатки может варьироваться от 13 до 15 м/с, но преимущественно поддерживается в пределах 14-15 м/с (рис. 5, а). Во втором случае при вариации скорости в пределах 15–20,3 м/с прокатка происходит преимущественно со скоростью 17,3–19,1 м/с (рис. 5, б).

Таблица 4

Коэффициенты и оценки достоверности модели для выбора средних удельных натяжений при прокатке на двухклетевом реверсивном стане

Стадии процесса в соответствии с рис. 4	Коэффициенты аппроксимаций					Оценки достоверности		
	c_0	c_1	c_2	c_3	c_4	R^2	F_p	F_{95}
1	68,231	-9,040	9,005	0,003	0,023	0,856	437,907	2,734
2	0,007	1064,199	3,175	1,280	0,072	0,954	1527,783	
3	939,752	-6,972	6,777	0,007	0,244	0,935	1059,667	
4	12,940	-12,304	9,553	0,068	0,112	0,948	1343,000	

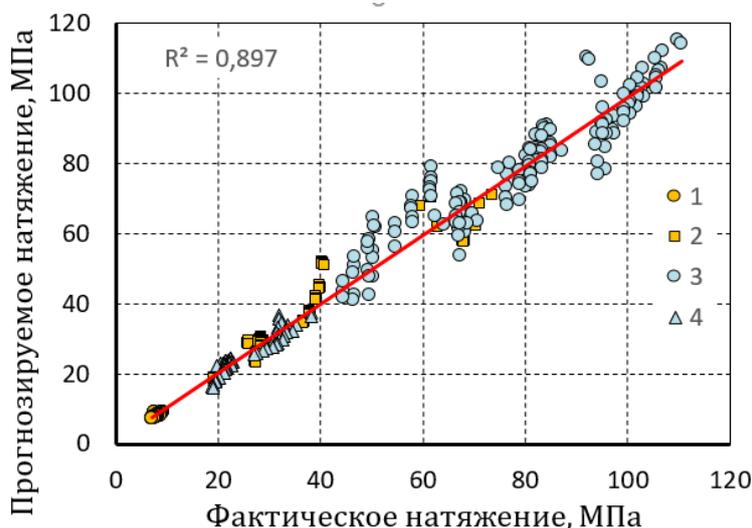


Рис. 5. Диаграмма соответствия прогнозируемых и фактических натяжений при прокатке на стане ССМ (1, 2, 3 и 4 – так же, как на рис. 4)

Анализ выборки для 75 полос толщиной 0,36-1,98 мм и шириной 1020–1530 мм показал существенное влияние на скорость прокатки в ведущих клетях отношения толщины выходящей полосы к ширине h_1/b (рис. 6, а) и отношения длины полосы на выходе из ведущей клетки к длине окружности бочки рабочего вала l/L_D (рис. 7, б). Высокие скорости наблюдаются при прокатке более узких и более длинных полос.

Как и в работе [15], при построении модели для прогнозирования скорости прокатки применили отношение фактической скорости v к максимальной допустимой по технической характеристике стана $[v]_{\max}$. Наилучшим отображением отмеченных выше особенностей вариации скорости оказалась зависимость

$$\frac{v}{[v]_{\max}} = c_0 \left(\frac{l}{L_D} \right)^{c_1} \left(\frac{h_1}{b} 10^3 \right)^{c_2}, \quad (3)$$

где длина полосы на выходе из ведущей клетки l и длина окружности бочки рабочего вала этой клетки L_D должны быть выражены в метрах; ширина b и толщина полосы на выходе из клетки h_1 должны быть выражены в миллиметрах. Значения коэффициентов представлены в табл. 5.

Аппроксимация (3) с коэффициентами, указанными в табл. 5, является статистически надежным отображением особенностей скорости прокатки на стане ССМ с доверительной вероятностью 95% (рассчитанные числа Фишера F_p больше табличного значения $F_{95}=3,003$). Сравнение результатов прогнозирования скорости с фактическими показало степень соответствия модели 84,5% (рис. 8). Действительность составляет 76,9% при допустимой погрешности 10% и 85,9% – при погрешности не более 20%.

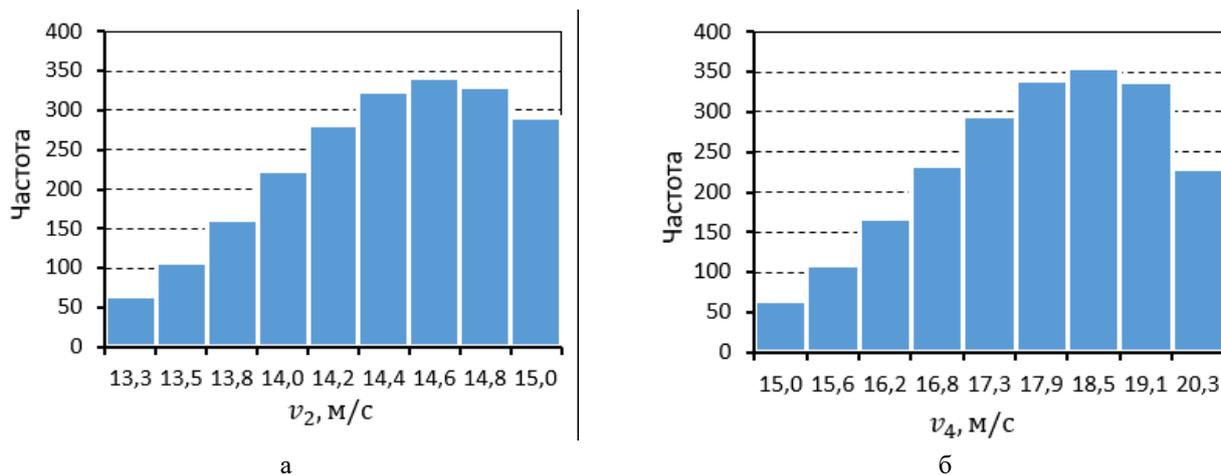


Рис. 6. Вариация скорости при прокатке на двухклетевом реверсивном стане во втором (а) и четвертом (б) проходах

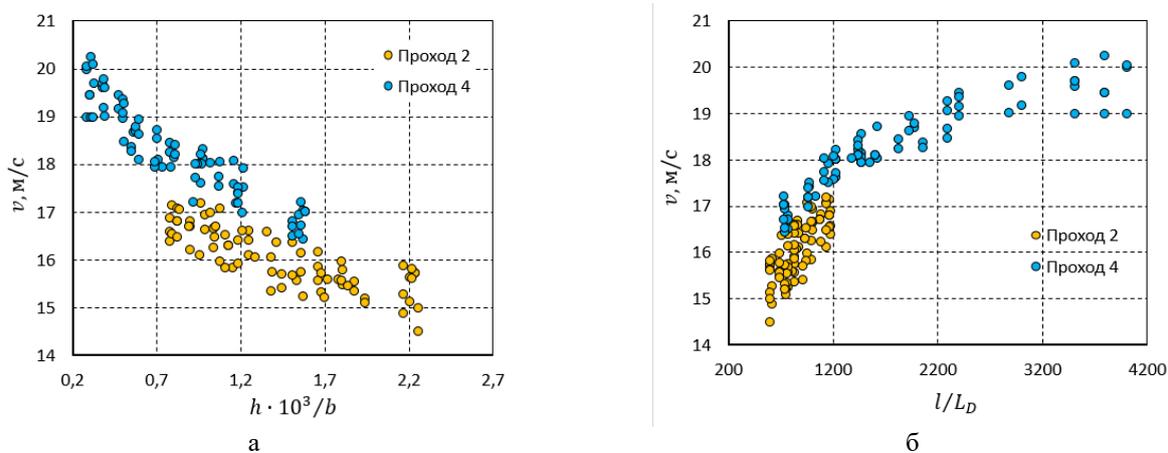


Рис. 7. Особенности вариации скорости при прокатке на двухклетевом реверсивном стане во втором (а) и четвертом (б) проходах

Коэффициенты и оценки достоверности модели скорости прокатки на стане ССМ

Проход	Коэффициенты аппроксимаций			Оценки достоверности	
	c_0	c_1	c_2	R^2	F_p
2	0,402	0,070	-0,066	0,948	10705,9
4	0,338	0,102	-0,065	0,930	7801,9

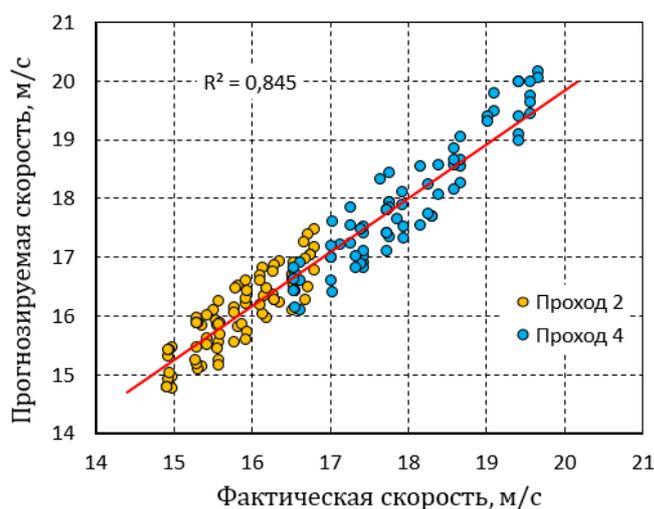


Рис. 8. Диаграмма соответствия прогнозируемых и фактических скоростей прокатки

Заключение

Сравнением параметров холодной прокатки на четырехклетевом непрерывном стане и на двухклетевом реверсивном за четыре прохода установлены значимые различия режимов обжатий и натяжений, а также особенности скоростного режима прокатки. С применением множественного нелинейного регрессионного анализа при доверительной вероятности 95% получены достоверные и статистически надежные зависимости для выбора частных обжатий, удельных натяжений и скорости прокатки при проектировании ресурсоэффективных технологических стратегий производства конкурентоспособного проката с применением двухклетевых реверсивных станов. С учетом выявленных особенностей технологии двухклетевых реверсивных станов, а также с применением полученных зависимостей могут успешно решаться задачи построения моделей сквозной технологии производства стального проката [16] и управления качеством продукции листопрокатного цеха в потоке производства [17].

Список источников

1. The compact cold mill (CCM). *Steel Times Int.* 1997. Vol. 21. No. 2, P. 38.
2. Создание и освоение двухклетевых реверсивных станов холодной прокатки / В.Ф. Рашников, Р.С.

Тахтаутдинов, А.И. Антипенко [и др.] // *Сталь*. 2003. № 7. С. 41-45.

3. Chen Q. Concept, design and operational results of the Compact Cold Mill at Jinan Iron Et Steel // *Stahl und Eisen*. 2007/02/15. P. 53-58.
4. Современные концепции управления двухклетевым реверсивным станом холодной прокатки / Бондяев, И.И., Дюмлер А., Польстер Р. [и др.] // *Сталь*. 2004. № 5. С. 70–72.
5. Василев Я.Д., Самокиш Д.Н., Замогильный Р.А. Разработка энергосберегающих режимов деформации на новом двухклетевом реверсивном стане холодной прокатки 1700 для комбината «Запорожсталь» // *Металл и литье Украины*. 2013. № 7 (242). С. 8-13.
6. Liu, Guangming & Li, Yugui & Huang, Qingxue & Yang, Xia & Liu, Aimin. Analysis of Startup Process and Its Optimization for a Two-Stand Reversible Cold Rolling Mill. *Advances in Materials Science and Engineering*. 2017. 1-10. 10.1155/2017/8715340.
7. Василев Я.Д., Замогильный Р.А. Особенности технологии холодной полосовой прокатки и разработка методики расчета режимов деформации на двухклетевых реверсивных станах // *Металл и литье Украины*. 2018. № 5-6 (300-301). С. 10-17.
8. Максимов Е.А., Шаталов Р.Л., Босхамджиев Н.Ш. Производство планшетных полос при прокатке. М.: Теплотехник, 2008. 336 с.

9. Kozhevnikov A., Kozhevnikova I., Bolobanova N. Development of the model of cold rolling process in dynamic conditions // Journal of Chemical Technology and Metallurgy. 2018. Vol. 53. No. 2. Pp. 366-372.
10. Shatalov, R.L., Kulikov, M.A. Influence of Outer Parts of a Strip on the Deformation and Force Parameters of Thin-Sheet Rolling // Metallurgist. 2020. 64 (7-8). Pp. 687-698.
11. Rumyantsev M.I., Tulupov O.N. Further developments in simulation of metal forming processes // CIS Iron and Steel Review. Vol. 16 (2018). Pp. 21-24.
12. Особенности натяжения полосы на различных участках стана холодной прокатки и их отображение в цифровом двойнике процесса / М.И. Румянцев, А.Н. Завалицин, А.Н. Колыбанов, К.Р. Ахмадиев // Теория и технология металлургического производства. 2022. №1(40). С. 19-24.
13. Пименов В.А. Исследование причин возникновения вибраций на непрерывном стане холодной прокатки // Черные металлы. 2022. № 3. С. 49-55. DOI 10.17580/chm.2022.03.09.
14. Обоснование нормативных моделей производительности листопрокатного цеха. Сообщение 1 / А.Р. Фастыковский, Н.В. Мартюшев, А.И. Мусатова [и др.] // Черные металлы. 2024. № 1. С. 9-16. DOI 10.17580/chm.2024.01.02.
15. Rumyantsev M.I. Generalized algorithm aided design modes of rolling and its application for developing technology of PLTCM 2000 // CIS Iron and Steel Review. 2014. Vol. 9. P. 40-44.
16. Полякова М.А., Лопатина Е.В., Ширяева Е.Н. Особенности разработки концептуальной модели сквозной технологии производства стального проката // Современные достижения университетских научных школ: сборник докладов национальной научной школы-конференции, Магнитогорск, 23–24 ноября 2023 года. Выпуск 8. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2023. С. 14–18.
17. Особенности управления качеством продукции листопрокатного цеха в потоке производства / А.И. Божков, Д.А. Ковалев, С.С. Дегтев, Р.И. Шульгин // Черные металлы. 2022. № 8. С. 22-26. DOI: 10.17580/chm.2022.08.04

Сведения об авторах

Румянцев Михаил Игоревич – профессор кафедры технологий обработки материалов, доктор технических наук, профессор, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия. E-mail: mikhail.rumyantsev54@bk.ru ORCID: 0000-0003-0608-0446

Завалицин Александр Николаевич – профессор кафедры литейных процессов и материаловедения, доктор технических наук, профессор, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия. E-mail: zaval1313@mail.ru

Долганов Андрей Николаевич – студент программы бакалавриата, группа зММб-16-2, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия. E-mail: dolganoff86@mail.ru

Ахмадиев Кирилл Радикович – студент программы магистратуры, группа ММИТм-22-1, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия. E-mail: kirill.ahmadiev97@gmail.com

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

SPECIFIC FEATURES OF COLD ROLLING MODES ON A TWO-STAND REVERSING MILL OF COMPETITIVE PRODUCTS

Rumyantsev Mikhail I. – Professor of the Department of Material processing, Doctor of Technical Sciences, Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: mikhail.rumyantsev54@bk.ru

Zavalishchin Aleksandr N. – Professor of the Department of Foundry Processes and Materials Science, Doctor of Technical Sciences, Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: zaval1313@mail.ru

Dolganov Andrey N. – Undergraduate student, group зММб-16-2, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: dolganoff86@mail.ru

Akhmadiev Kirill R. – Graduate student of the Department of Material processing, group ММИТМ-22-1, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russia. E-mail: kirill.ahmadiev97@gmail.com

Abstract. *In modern metallurgical industry, two-stand reversing cold rolling mills (“CCM”) are used for the production of cold-rolled sheet steel in quantities of up to 500-900 thousand tons per year. On such mills, as on two-stand, four-stand and six-stand continuous mills (“TCM”), the metal may be deformed two, four or six times. A comparison of rolling in a four-stand continuous mill and a two-stand reversing mill in four passes shows that the CCM technology, unlike the TCM technology, is characterized by the use of maximum reduction in the first pass, and specific tension is generally lower than in the four-stand continuous mill. In the first two (forward) passes of the CCM mill, the rolling speed is set on the second stand and does not exceed 70% of the maximum permissible according to the technical characteristics of the mill, and in the last two (reverse) passes - on the first stand and, as a rule, does not exceed 90% of the maximum possible. At the same time, the speed of the second stand in direct rolling and the speed of the first stand in reverse rolling may not meet the condition of second volume constancy. As in the TCM mill, there is a tendency to decrease the rolling speed with increasing strip thickness and width.*

With the application of multiple regression analysis at a confidence level of 95%, statistically reliable dependencies were obtained for the selection of private compression, specific tension and speed in the design of resource-efficient technological strategies for the production of competitive rolled products using two-stand reversing mills.

Keywords: *cold rolling process, continuous cold rolling mill, two-stand reversing cold rolling mill, reduction, specific tension, rolling speed.*

Ссылка на статью:

Особенности режима холодной прокатки на двухклетевом реверсивном стане конкурентоспособной продукции / Румянцев М.И., Завалищин А.Н., Долганов А.Н., Ахмадиев К.Р. // Теория и технология металлургического производства. 2024. №2(49). С. 40-48.
Rumyantsev M.I., Zavalishchin A.N., Dolganov A.N., Akhmadiev K.R. Specific features of cold rolling modes on a two-stand reversing mill of competitive products. *Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2024, vol. 49, no. 2, pp. 40-48.

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ

УДК 621.774.04

Великоцкий Р.Е., Сумец А.В., Шабрацкий С.В., Малахида В.С.

МЕТАЛЛОВЕДЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПРИЧИН ОТСОРТИРОВКИ НА ЗАЧИСТКУ ПОВЕРХНОСТИ КВАДРАТНОЙ ЗАГОТОВКИ СТАЛИ 3пс С ЭЛЕМЕНТАМИ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Аннотация. В работе проанализировано влияние технологических параметров на отсортровку на зачистку поверхности квадратной заготовки и разработка рекомендаций по минимизации уровня отсортровки по поверхностным дефектам стали 3пс. Отрицательная ликвация углерода, серы и фосфора отмечена, как в нижнем, так и в верхнем (подрибыльном) сечении слитка в области моста плотного металла. В прибыльной части слитка содержание этих элементов возрастает. Изменение химического состава по оси слитка показывает, что с увеличением высоты слитка распределение ликватов неоднородно. В нижней части содержание ликватов ниже марочного состава стали, при увеличении высоты слитка их содержание постепенно возрастает, достигая максимума в прибыльной части. Анализ результатов общей загрязненности литого металла различными видами включений показал, что преобладающим видом включений являются оксисульфиды, а затем по степени убывания сульфиды и оксиды. Анализ параметров литой структуры металла показал, что с увеличением расстояния от бокового края к оси слитка значение межосного расстояния на верхнем и среднем горизонте увеличивается, а на нижнем уменьшается. Характер изменения объемной доли дендритов имеет обратную зависимость от межосного расстояния. Оценка микроструктуры показала, что в слитке наблюдается видманитеттова ферритная структура. Причем с увеличением расстояния от поверхности раковины игольчатая структура феррита становится более выраженной. По мере затвердевания интенсивность продвижения твердой фазы уменьшается, межосное расстояние возрастает, плотность осей кристаллов увеличивается. В результате создаются благоприятные условия для выделения неметаллических включений в прилегающих к стенкам усадочной раковины слоях металла, что выражается в увеличении общей загрязненности неметаллическими включениями. Увеличение содержания включений в слоях, прилегающих к поверхности вторичной усадочной раковины на верхних горизонтах, становится более выраженным. Основной причиной распределения ликватов по высоте слитка является различная скорость и условия затвердевания на различных горизонтах слитка. На развитие зональной неоднородности большое влияние оказывает высота и сечение слитка, и чем они больше, тем сильнее развивается макроликвация. Геометрические параметры H/D и конусность практически полностью определяют зональное строение и структурные особенности затвердевающего слитка, и управление этими параметрами обеспечивает возможность получения заготовок с заданной структурой и контролируемым расположением дефектов.

Ключевые слова: сталь 3пс, отсортровка на зачистку, ликвационные процессы, макроликвация, квадратная заготовка, геометрические параметры и конусность изложницы

Проблемам затвердевания металлов и сплавов и образованию поверхностных дефектов кристаллизационного и ликвационного происхождения посвящены многочисленные работы известных отечественных и зарубежных учёных [1-4].

На основе их исследований выдвинуто множество гипотез образования рассматриваемых дефектов. Предложены научные разработки и технологические решения, позволяющие приблизить качество крупных объемов металла к необходимым требованиям. Наибольшее распространение получают методы снижения загрязненности металлического расплава вредными примесями с помощью применения методов рафинирования металла на стадии выплавки. Положительный эффект получения чистого по вредным примесям металлического расплава значительно снижается при затвердевании разлитого в изложницы металла в течение длительного времени, в результате чего значительное развитие приобретают ликвационные и усадочные явления, которые увеличивают химическую и физическую неоднородность литого металла.

В последнее время с целью количественного описания процессов, происходящих при разливке и кристаллизации стали, активно используются методы математического и физического моделирования, однако вследствие наложения граничных, начальных или иных условий получаемые модели не всегда достаточно полно отражают реальную картину процесса, что несколько ограничивает возможности их активного использования в промышленных условиях, с другой стороны, они всегда должны дополняться реальными исследованиями получаемого металла. Поэтому главным направлением повышения качества поверхности горячекатаного металла является дальнейшее совершенствование технологии производства крупных слитков на основе проведения более глубоких исследований по кристаллизации больших масс металла и формированию внутренних дефектов усадочного и ликвационного происхождения, в том числе и с привлечением методов математического моделирования и комплексного металловедческого анализа.

При анализе качества металла до недавнего времени считалось, что более высокие показатели характерны для слитков, отлитых сверху, почему этот способ и рекомендовался при разливке слитков в боль-

шинстве случаев. Однако практика последних лет показала, что при выполнении соответствующих мероприятий сталь, отлитая сифоном, не отличается по содержанию неметаллических включений от стали, разлитой сверху. Это достигается, прежде всего, применением высококачественного огнеупорного кирпича и тщательной сборкой канавы или состава. В настоящее время этот способ разлива достаточно широко распространен, особенно при разливе качественной стали, и является незаменимым при разливе стали в мелкие слитки. Кроме того, этот способ начинают применять при отливке крупных слитков. Так, в Чехии на заводе «Pilsen steel» разработана и используется технология отливки сифоном слитка массой 170 т [3], что свидетельствует о больших перспективах и преимуществах этого способа по сравнению с разливкой металла сверху. Способ непрерывной разлива предназначен в основном для получения проката сталей широкого потребления, и его доля в общей структуре сталеплавильного производства промышленно развитых стран составляет от 80 до 95%. Особенности кристаллизации и формирования структуры непрерывнолитой заготовки существенно отличаются от процесса затвердевания слитка в изложнице и достаточно широко освещаются в специальной литературе по непрерывной разливке сталей [2, 5].

Одним из важнейших параметров при выборе геометрии слитка является организация направленного затвердевания, позволяющая получить слиток с минимальным развитием внутренних дефектов. В работах сотрудников АО НПО «ЦНИИТМАШ» [6] приведены уточняющие расчеты параметров слитка, основанные на использовании величины «приведенного радиуса», предложенного Н.И. Хворинным [7]. Расчеты показали возможность получения слитка с плотной осевой зоной при отношении $H/D \leq 2,1$ и конусностью, достигающей 15%. Полученные результаты подтверждают общеизвестные литературные данные [7-9] по влиянию конусности на направленность процесса затвердевания. Многолетняя практика работы металлургических заводов показала, что оптимальную конусность изложниц выбирают в пределах 2,7–4,0%. Такой наклон граней обеспечивает вполне удовлетворительную макроструктуру слитков и практически не снижает производительность кузнечнопрессового оборудования.

Важнейшим критерием геометрических параметров слитка является отношение H/D . Именно оно определяет характер кристаллизации слитка, тип образующейся структуры, наличие осевых дефектов и т.п. В работе [10] проведен анализ воздействия параметра H/D на особенности формирования строения и структуры слитка, результаты которого представлены в виде обобщенной схемы влияния H/D на характер кристаллизации и формирование структуры слитков.

Формирование осевой зоны зависит от соответствующей конфигурации слитка. Так, для укороченных слитков, частично затвердевающих по механизму

объемной кристаллизации, характерно наличие более или менее развитой внеосевой Λ -образной неоднородности, менее развитой V-образной неоднородности и относительно высокой плотности осевой зоны, что обусловлено соблюдением принципа направленности затвердевания в вертикальном направлении слитка при данных условиях кристаллизации.

В удлиненных слитках со сплошной зоной трансформации соблюдение принципа направленности затвердевания возможно только в горизонтальном направлении. В этих слитках проявляется резко выраженная V-образная неоднородность и неплотность осевой зоны, большое скопление дефектов, что связано с крайне неблагоприятными условиями кристаллизации осевых объемов металла.

Таким образом, отношение H/D является важнейшей интегральной характеристикой слитка, описывающей не только его геометрическую форму, но и определяющей особенности кристаллизации слитков различной конфигурации. В работах А.Н. Ромашкина, В.С. Дуба, А.Н. Мальгинова и других исследователей [11, 12] приведены результаты обработки большого массива теоретических и экспериментальных данных, имеющихся в лаборатории крупного слитка АО «НПО «ЦНИИТМАШ».

На основе математического моделирования показано, что осевая пористость в слитке массой 65 т стали марки 10Г2Н2МФА монотонно уменьшается при снижении H/D , что при значении $H/D = 1$ объем осевой рыхлости при любых значениях конусности. При конусности 18% объем равен нулю при любом значении и увеличении конусности.

В исследованиях К.Е. Титова и Е.И. Бузинова [13, 14] с помощью компьютерного моделирования проведен анализ геометрии слитка на его химическую и физическую неоднородность. Установлено, что слиток будет максимально однороден с наибольшей отношением H/D и нулевой конусностью. Д.Н. Федоровым с коллегами [15] на основании обработки литературных данных и собственных исследований установлено, что с целью исключения осевой рыхлости для сплошных поковок типа валов требуются слитки с отношением H/D , близким к 1 или имеющим увеличенную конусность.

В слитках, предназначенных для полых заготовок (обечайки корпусов реакторов, кольца, трубы и т. п.), где осевая зона удаляется при прошивке слитка, необходимо стремиться к максимальному значению H/D и меньшей конусности, что, кроме того, обеспечивает и повышение химической однородности слитка.

Наблюдаемая закономерность объясняется преимущественной последовательной кристаллизацией металла от развитой боковой поверхности, соединением растущих фронтов в оси слитка и недостаточной пропиткой узкой протяженной осевой зоны из прибыли.

Влияние параметра H/D на продолжительность затвердевания и косвенно на физическую однородность слитка описывается формулой В. М. Тагеева [16]:

$$\tau = 1,48 \cdot \left(\frac{m_{\text{сл}}}{H/D} \right)^{2/3}, \quad (1)$$

где τ – время полного затвердевания, ч; $m_{\text{сл}}$ – масса слитка, т; H – высота тела слитка, мм; D – средний приведенный диаметр тела слитка, мм.

Необходимо отметить, что повышенная продолжительность затвердевания укороченных слитков по сравнению с удлиненными может приводить к чрезмерному развитию ликвационных процессов, проявляющихся в виде объемной и особенно зональной ликвации, что отрицательно сказывается на качестве кованных изделий.

Не менее важным является влияние параметра H/D на диаметр дефектных областей слитка, поскольку именно диаметром осевой неоднородности определяется возможность использования слитка для производства полых изделий. Удлиненные слитки имеют узкую усадочную рыхлость, что позволяет их использовать для производства полых длинномерных поковок. Кроме того, удлиненные слитки наиболее экономичны, что связано с меньшим объемом прибыли, по сравнению с укороченными.

Вместе с тем применение удлиненных слитков для таких типов поковок позволяет обеспечить оптимальную величину укова. Это связано с тем, что при ковке заготовок из слитков с $H/D < 2$ уков зачастую достигает значительных величин, что ухудшает качество металла готовых изделий. В работе [17] указано, что при более сильном обжати пластические свойства падают, с увеличением укова растет анизотропия свойств.

Существенное влияние на формирование осевой зоны слитка оказывает его средний диаметр. Объясняется это тем, что с ростом толщины твердой корки интенсивность теплоотвода от фронта затвердевания уменьшается и снижается градиент температур в жидкой фазе, что приводит к образованию широкой двухфазной зоны. Поэтому с увеличением диаметра поперечного сечения слитка усиливается физическая неоднородность вдоль его оси. Ширина пористой зоны может быть рассчитана по формуле [18]

$$\xi = R \cdot \left(1 + \frac{1}{\text{Био}} \right) \cdot \frac{t_{\text{кр}} - t_{\text{с}}}{t_{\text{кр}} - t_{\text{изл}}}, \quad (2)$$

где ξ – ширина пористой зоны, м; R – радиус слитка, м; Био – критерий Био; $t_{\text{кр}}$ – температура образования твердо-жидкой зоны, °С; $t_{\text{с}}$ – температура солидус стали, °С; $t_{\text{изл}}$ – начальная температура изложницы, °С.

Следующим параметром, характеризующим геометрию кузнечного слитка, является конусность. В работе Д.Н. Федорова [19] отмечено уменьшение осевой неоднородности в укороченных слитках с увеличенной геометрической конусностью стенок, что подтверждается результатами исследований.

Однако наряду с уплотнением осевого строения слитки с повышенной конусностью характеризуются

усилением внеосевой и зональной ликвации [9, 16]. Несмотря на положительное влияние увеличения геометрической конусности, такие слитки сложны для дальнейшей обработки.

В работах [14, 20] авторами на основании разработанного ими критерия дефектообразования в программном комплексе «KRISTAL» проведено математическое моделирование на примере слитков массой 25,3 т. Объем прибыли всех этих слитков составляет 17%.

При затвердевании слитка из-за явлений усадки, приводящей к возникновению физической неоднородности (V-образные трещины, рыхлость, пустоты и т. п.), получает значительное развитие ликвация. Процессы развития дендритной ликвации достаточно просто воспроизвести на натуральных образцах в лабораторных условиях, что невозможно для зональной ликвации, характерной обычно для крупных отливок и слитков. При этом с повышением массы слитка дефекты, связанные с зональной ликвацией, резко увеличиваются.

В затвердевающем крупном слитке спокойной стали значительное развитие получает макроликвация, как по высоте, так и по сечению слитка.

На развитие химической неоднородности, кроме массы слитка, оказывает влияние его геометрия, которая в значительной мере также обуславливает и строение слитка [10].

Для определения закономерностей ликвации элементов в слитке были обработаны данные изменения химического состава по высоте и сечению слитков различной массы, отлитых в различное время на ФГУП «ПО «Баррикады». Поверхностные слои слитка по составу практически не отличаются от ковшевой пробы. В нижней части слитка ликвация большей своей частью принимает отрицательное значение. Ликвация углерода меняет свой знак с «+» на «-» приблизительно на 20% от радиуса слитка. Зона пониженного содержания элементов приобретает конусообразный вид с переходом в верхние горизонты слитка, при этом границы зоны отрицательной ликвации совпадают со структурными границами конуса осаждения, имеющего структуру мелких глобулярных дендритов [21, 22]. В средней части слитка ликвация элементов колеблется в интервале от -5 до +10%.

В головной части слитка содержание углерода от периферии к центру повышается. Тепловая работа прибыльной надставки, а также увеличенный диаметр верхней части тела слитка приводит к увеличению макроликвации.

Обработка данных по влиянию высоты слитка на ликвацию углерода в нём показала наличие зоны отрицательной ликвации углерода, в нижней части слитков отрицательная ликвация достигает -40%, высота, до которой распространяется область отрицательной ликвации 40%, от высоты тела слитка. В верхней части тела слитка ликвация достигает 60%.

Причиной такого распределения ликватов по высоте слитка, как было показано ранее, является раз-

Перечень исследованных tf

№ п/п	Наименование tf	Ед. изм.
1	Углерод	%
2	Марганец	%
3	Кремний	%
4	Сера	%
5	Фосфор	%
6	Температура на повалке	°С
7	Температура ОРСС	°С
8	Продувка аргоном в ОРСС	мин
9	Искрение	с
10	Мениск	-
11	Оборот состава	кол-во/сутки
12	На УКП	мин
13	Углерод на повалке	%
14	Из-под толкателя слитков	кол-во слитков
15	Блюмы с расслоением	кол-во блюмов
16	Запороченность блюмов дефектами	%

Результаты металловедческого анализа

Отрицательная ликвация углерода, серы и фосфора отмечена как в нижнем, так и в верхнем (подприбыльном) сечении слитка в области моста плотного металла. В прибыльной части слитка содержание этих элементов возрастает. Изменение химического состава по оси слитка показывает, что с увеличением высоты слитка распределение ликватов неоднородно. В нижней части содержание ликватов ниже марочного состава стали, при увеличении высоты слитка их содержание постепенно возрастает, достигая максимума в прибыльной части. При приближении к высоте, соответствующей высоте окончания вторичной усадочной раковины и началу плотного подприбыльного моста литого металла, содержание С, S, Р снижается, что на 30, 31,8, 35% ниже плавочного состава. С приближением к верхним прибыльным горизонтам слитка содержание ликватов постепенно увеличивается, достигая максимума в прибыли, ликвация С, S, Р, в которой составляет 110,0, 145,4, 45% соответственно.

Анализ результатов общей загрязненности литого металла различными видами включений показал, что преобладающим видом включений являются оксисульфиды, а затем по степени убывания – сульфиды и оксиды. Это связано с тем, что гетерогенное образование зародышей облегчается за счёт меньших энергетических затрат, и сульфиды зарождаются на уже готовых поверхностях оксидов. Все виды включений имеют сложный состав, преимущественно глобулярную форму и случайное расположение.

Наибольшую загрязненность неметаллическими включениями имеет верхний горизонт. Это связано с тем, что наиболее интенсивно охлаждающиеся в непосредственной близости к щетке растущих кри-

личная скорость и условия затвердевания на различных горизонтах слитка.

Из вышеизложенного следует, что на развитие зональной неоднородности большое влияние оказывает высота и диаметр слитка, и чем они больше, тем сильнее развивается макроликвация.

Прежде всего, необходимо отметить, что полученные данные также выявляют общую закономерность распределения углерода, характерную для всех слитков, – это увеличение содержания углерода от периферии к центральной зоне и от низа слитка к верху.

Важное значение имеют различия в деталях центральной зоны, составляющие индивидуальные особенности слитков. Здесь, прежде всего, обращает на себя внимание значительная разница в размерах области конуса осаждения с отрицательной ликвацией углерода, в том числе и той ее части, которая размещается в теле слитка.

При проведении испытаний механических свойств поковок [1, 23] замечено большое несоответствие величин прочностных и пластических свойств по противоположным концам изделий. Такое различие свойств обусловлено меньшим содержанием углерода с первого конца поковки (нижняя часть слитка) относительно его содержания в ковшевой пробе, и большим содержанием углерода со второго конца поковки (верхняя часть слитка).

Причиной неравномерного содержания углерода в поковке является высокая химическая неоднородность слитка, из которого изготавливается поковка.

Таким образом, геометрические параметры Н/Д и конусность практически полностью определяют зональное строение и структурные особенности затвердевающего слитка, и управление этими параметрами обеспечивает возможность получения заготовок с заданной структурой и контролируемым расположением дефектов.

На основании вышеизложенного основной целью работы является определение степени влияния технологических параметров на отсортировку, на зачистку поверхности квадратной заготовки и разработка рекомендаций по минимизации уровня отсортировки по поверхностным дефектам.

Комплексный математический анализ производился на основании 160 плавок стали марки Зпс за период по 16 технологическим факторам (technological factor – tf) сталеплавильного и прокатного производств (табл. 1).

В работе использовались специально созданные математические модели для построений математических зависимостей, формул и проверки полученных результатов. В частности, сделана попытка решить прикладную задачу по влиянию tf на отсортировку для дальнейшей обработки по поверхностным дефектам при производстве квадратной заготовки.

сталлов участки ещё жидкого металла будут опускаться вниз, поставляя включения на нижние горизонты слитка, а небольшое поперечное сечение слитка и высокая эффективность тепловой работы головной части слитка обеспечат большую скорость восходящего потока в центре слитка, что будет способствовать уносу включений на верхние горизонты. Нисходящий поток переносит вниз мелкие свободно растущие кристаллы, возникающие на открытой поверхности, перед фронтом начала кристаллизации и в двухфазной зоне. В нижней части слитка накапливается богатая примесями жидкость и мелкие свободно растущие кристаллы. В процессе их роста жидкость нагревается, переохлаждение уменьшается, кристаллы растут с малым содержанием примесей, медленно, не разветвляясь и приобретают глобулярную форму. Жидкость между ними еще больше обогащается примесями. Когда жидкость пересыщается кислородом и раскислителем, в ней образуется большое количество неметаллических включений.

Если рассматривать распределение сульфидов по горизонтам слитка, то можно заметить, что на верхнем и нижнем горизонте их количество уменьшается от поверхности к оси слитка, а на среднем горизонте – увеличивается. Уменьшение количества сульфидов на верхнем горизонте и увеличение на среднем можно объяснить следующим образом. В верхней части изложницы к моменту окончания затвердевания образуется мост плотного металла, в результате чего в центре слитка образуется изолированный от прибыльной части объем жидкого металла, который затвердевает в самых неблагоприятных условиях, в результате чего происходит обогащение границ вторичной раковины неметаллическими включениями, таким образом, сульфиды остаются на среднем горизонте.

Если рассматривать распределение оксидов на нижнем горизонте слитка, то можно заметить, что их количество увеличивается от поверхности к оси слитка, оксидные включения, являющиеся центрами кристаллизации, то есть находящиеся внутри тяжелого кристалла, под действием центробежных сил в местах поворота конвективных потоков выталкиваются и оседают в вязких объемах жидкой стали на нижних горизонтах слитка. Часть оксидных включений пытается подняться с восходящими потоками по оси слитка и, поднимаясь на некоторую высоту, снова оседают и образуют конус осаждения оксидных включений в нижней трети слитка.

Анализ параметров литой структуры металла показал, что с увеличением расстояния от бокового края к оси слитка значение межсоснового расстояния на верхнем и среднем горизонте увеличивается, а на нижнем уменьшается. Характер изменения объемной доли дендритов имеет обратную зависимость от межсоснового расстояния.

Увеличение дендритного параметра на верхнем и нижнем горизонтах связано с тем, что дендритную разветвленность и, в частности, расстояния между осями

дендритов в значительной степени определяют условия затвердевания. Брайан Дж. Чалмерс [25] отмечает, что для конкретного сплава расстояние между осями дендритов довольно хорошо согласуются со скоростью охлаждения. Межсосновые промежутки тем меньше, чем больше скорость охлаждения. Это объясняется тем, что с ростом скорости затвердевания времени для диффузии примеси остается меньше, а с приближением к эвтектическому составу количество оттесняемой примеси возрастает. Следовательно, длина межсосновых промежутков определяется не теплопередачей, а диффузией, и зависит от характеристической толщины диффузионной зоны вокруг растущего дендрита.

Таким образом, поскольку скорость затвердевания металла уменьшается по мере продвижения от бокового края к оси слитка, то будет увеличиваться и междендритное расстояние. Эффективное утепление головной части приводит к уменьшению интенсивности затвердевания головной части слитка и, как следствие, к максимальному увеличению дендритного параметра.

Оценка микроструктуры показала, что в слитке наблюдается видманштеттова ферритная структура. Причем с увеличением расстояния от поверхности раковины игольчатая структура феррита становится более выраженной. Согласно наблюдениям Р.П. Тодорова [25], видманштеттова ферритная структура выражена особо четко в низкоуглеродистых сталях, при высоких скоростях охлаждения и крупном аустенитном зерне. По мере затвердевания интенсивность продвижения твердой фазы уменьшается, межсосновое расстояние возрастает, плотность осей кристаллов увеличивается. В результате создаются благоприятные условия для выделения неметаллических включений в прилегающих к стенкам усадочной раковины слоях металла, что выражается в увеличении общей загрязненности неметаллическими включениями. Увеличение содержания включений в слоях, прилегающих к поверхности вторичной усадочной раковины на верхних горизонтах, становится более выраженным.

Ликвационные колебания концентрации углерода в металле, а не установленное ГОСТом его содержание в стали 3пс являются основной причиной резкого увеличения отсортировки. Изменение содержания углерода в исследуемом диапазоне концентраций оказывает негативное влияние только для средней части заготовки, то есть для минимизации отсортировки в средней части заготовки необходимо создавать условия для препятствия развития ликвационных процессов, инициируемых углеродом. Анализ влияния углерода на отсортировку показал, что в головной и особенно донной части квадратной заготовки ликвационные процессы, инициируемые углеродом, создают необходимые условия для максимизации поверхностных дефектов. Негативное влияние углерода вызвано окислением цементитной фазы по границам зёрен. При длительном нагреве и высокой температуре нагрева поверхностные слои заготовки обезугле-

роживаются, то есть происходит пережог. В результате чего поверхностный слой охрупчивается, что вызывает поверхностные дефекты.

Для донной и головной части заготовки увеличение содержания марганца (во всём концентрационном интервале его содержания в стали 3пс) приводит к повышению процента отсортировки, а для средней части заготовки содержание марганца в исследуемой стали не должно превышать 0,915 %. Негативное влияние марганца на отсортировку для головной, средней и донной частей заготовки достигает максимума при ~ 0,923% Mn. При содержании марганца около 0,912% негативное влияние нивелируется другими факторами. Анализ влияния марганца на уровень отсортировки показал, что стабильно негативное влияние данного элемента сохраняется для донной и, в меньшей степени, для головной части заготовки. Для средней части заготовки не наблюдается выраженного негативного влияния марганца. Негативное влияние марганца обусловлено образованием сульфида марганца. Образующаяся на границе зёрен легкоплавкая эвтектика на основе MnS приводит к нарушению когерентной связи межзёренной структуры, что охрупчивает границы зёрен. Исходя из этого, содержание марганца, который связывает серу в соединение MnS, необходимо лимитировать.

Результаты технологического и математического анализа

Минимальный уровень отсортировки на зачистку по исследованным поверхностным дефектам: плёны и стружки наблюдаются в средней части квадратной заготовки, а трещины и рванины – в головной. Наибольшее влияние на отсортировку оказывают че-

тыре tf : 1) температура ОРСС; 2) температура на повалке; 3) содержание марганца; 4) содержание углерода. Остальные tf практически не оказывают заметного влияния на отсортировку (рис. 1).

Возникаемый температурный градиент по высоте слитка оказывает негативное для головной и донной части заготовки в 3,0-3,5 большее влияние, чем для средней части. Для средней части заготовки данный tf не оказывает существенного влияния на всём температурном диапазоне. Вероятность получения отсортировки для средней части заготовки в несколько десятков раз меньше по сравнению с остальными частями заготовки. Для выравнивания температуры и, как следствие, снижение уровня отсортировки в донной части заготовки необходимо увеличить температуру на повалке. Однако данное технологическое решение однозначно приведёт к усилению температурного дисбаланса жидкого расплава по высоте изложницы, а также значительно увеличит процент отсортировки в головной и средней части заготовки. Увеличение температуры жидкого металла при разливке стали в изложницы приводит к двум основным негативным последствиям: 1) повышенному газонасыщению расплава; 2) увеличению разницы между объёмом жидкого расплава и закристаллизовавшегося металла. При контакте жидкого расплава с изложницей инициируется процесс газовыделения, что приводит к нарушению кристаллического строения поверхностных слоёв металла и, как следствие, к низкой прочности и повышенной хрупкости. Значительная разница объёмов жидкого и твёрдого металла приводит к развита усадочной раковине и повышенной пористости.

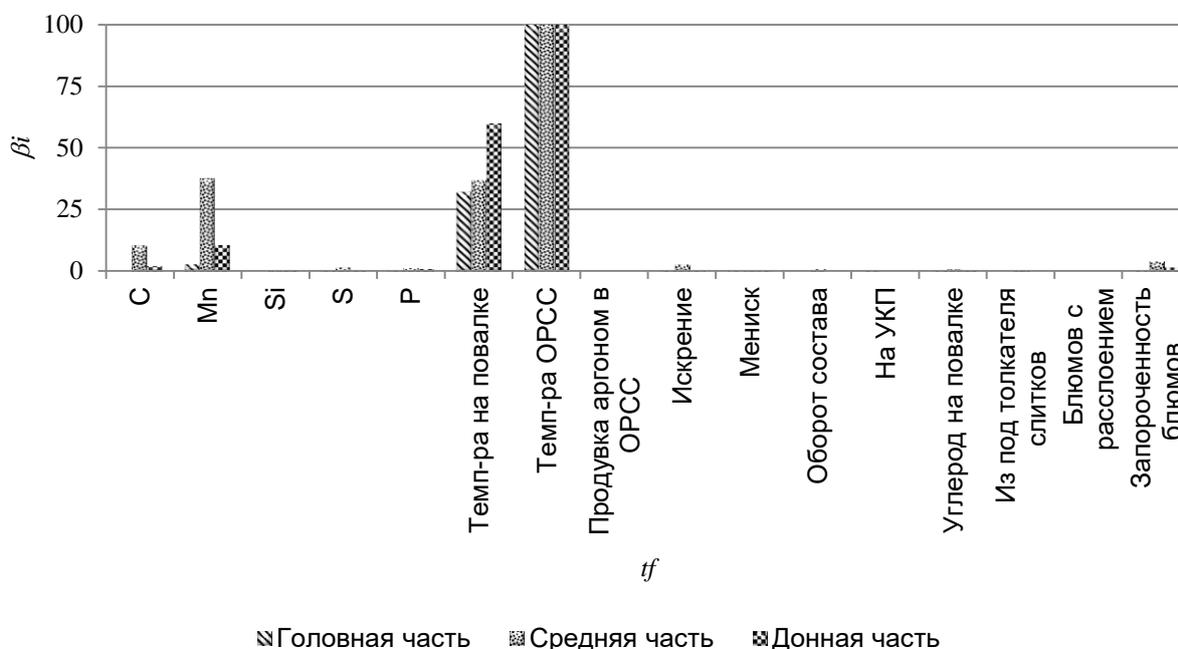


Рис. 1. Нормализованные коэффициенты корреляции β_i исследованных tf для головной, средней и донной частей заготовки

Технологические рекомендации по оптимизации tf с целью минимизации уровня отсортировки средней части квадратной заготовки

№ п/п	Наименование tf	Значения tf			Оптимальное
		Макс.	Ср.	Мин.	
1	Углерод, %	0,210	0,200	0,190	<0,200
2	Марганец, %	0,990	0,921	0,860	<0,915
3	Кремний, %	0,140	0,085	0,050	НВСВ
4	Сера, %	0,049	0,030	0,016	<0,020
5	Фосфор, %	0,034	0,013	0,005	<0,010
6	Температура на повалке, °С	1671	1648	1600	<1647
7	Температура ОРСС, °С	1570	1558	1551	<1557
8	Продувка аргоном в ОРСС, мин	10,0	0,3	0	МинДТ
9	Искрение, с	40	21	15	НВСВ
10	Мениск	ВП	ВГ	СВ	СВ
11	Оборот состава, кол-во/сутки	2,930	1,406	0	ТДИ
12	На УКП, мин	272	57	0	МинДТ
13	Углерод на повалке, %	0,194	0,053	0,027	<0,050
14	Из-под толкателя слитков, кол-во	24,00	6,420	0	МинДТ
15	Блюмов с расслоением, кол-во	23,00	1,24	0	МинДТ
16	Запор. блюмов дефектами, %	81,0	67,1	53,0	МинДТ

Примечание. НВСВ – не выявлено существенного влияния; ТДИ – требуются дополнительные исследования; МинДТ – минимально допустимое (технологически) значение tf ; ВП – выпуклый; ВГ – вогнутый; СВ – слегка вогнутый.

Корреляции головной и донной части заготовки имеют противоположный знак, что однозначно свидетельствует о существенных ликвационных процессах по высоте квадратной заготовки, приводящих к значительному загрязнению головной и особенно донной части заготовки неметаллическими и интерметаллическими соединениями различной морфологии и химического состава.

Установлены три основные разновидности характера/типа зависимостей между отсортировкой и β_i : 1) прямо пропорциональная; 2) нейтральная; 3) обратно пропорциональная. Первый тип зависимости показывает, что tf способствует увеличению уровня отсортировки, остальные два типа зависимости не оказывают существенного негативного влияния на брак.

Первый тип зависимости характерен для шести tf : «Углерод», «Марганец», «Сера», «Температуры в ОРСС», «Продувка аргоном в ОРСС», «Оборот состава». Колебания в значениях данных tf увеличивают уровень отсортировки. Наиболее ярко данное негативное влияние наблюдается для «Серы» и «Температуры в ОРСС».

В исследованном массиве изменение уровня отсортировки средней части квадратной заготовки находится в пределах 8,3-61,9%, среднестатистическое значение – 33,4%. При использовании математического моделирования установлено, что применение оптимальных значений tf позволит снизить уровень отсортировки на зачистку средней части квадратной заготовки до 23,3%, то есть примерно на 10%.

Обсуждение результатов

Основной причиной высокого уровня отсортировки является наличие значительного температурного градиента по высоте слитка и, как следствие, развитие ликвационных процессов в результате неравномерного распределения углерода и образования неметаллических включений.

На развитие зональной неоднородности большое влияние оказывает высота и сечение слитка, и чем они больше, тем сильнее развивается макроликвация. Геометрические параметры (H/D) и конусность изложницы практически полностью определяют уровень отсортировки, а также зональное строение и структурные особенности затвердевающего слитка. Управление этими параметрами обеспечивает возможность получения заготовок (слитка) с заданной структурой и контролируемым расположением дефектов и, как следствие, снижением уровня отсортировки.

С целью минимизации уровня отсортировки в средней части квадратной заготовки предложены технологические рекомендации по оптимизации большинства tf (табл 2).

Оптимизацию всех tf (см. табл. 1) с целью минимизации уровня отсортировки в головной и донной частях квадратной заготовки осуществить невозможно по причине возникаемого значительного температурного градиента и развития ликвационных процессов по высоте слитка.

В исследованном массиве изменение уровня отсортировки средней части квадратной заготовки находится в пределах 8,3–61,9%, среднестатистическое значение – 33,4%. При использовании математического моделирования установлено, что применение указанных в табл. 2 оптимальных значений tf позволит снизить уровень отсортировки на зачистку средней части квадратной заготовки до 23,3%, то есть примерно на 10%.

Методами математического и металлургического анализа однозначно установлены основные физические причины высокого уровня отсортировки, такие как наличие значительного температурного градиента по высоте слитка и, как следствие, развитие ликвационных процессов в результате неравномерного распределения углерода и образования неметаллических включений. Ликвационные колебания концентрации углерода в металле, а не установленное ГОСТом его

содержание в стали 3пс являются основной причиной резкого увеличения отсортировки. Анализ влияния углерода на отсортировку показал, что в головной и особенно донной части квадратной заготовки ликвационные процессы, инициируемые углеродом, создают необходимые условия для максимизации поверхностных дефектов. Негативное влияние углерода вызвано окислением цементитной фазы по границам зёрен. При длительном нагреве и высокой температуре нагрева поверхностные слои заготовки обезуглероживаются, то есть происходит пережог. В результате чего поверхностный слой охрупчивается, что вызывает поверхностные дефекты.

Наибольшее влияние на отсортировку оказывают четыре технологических фактора: температура ОРСС, температура на повалке, содержание марганца и содержание углерода.

Возникаемый температурный градиент по высоте слитка/изложницы оказывает негативное для головной и донной частей заготовки в 3,0-3,5 большее влияние, чем для средней части. Вероятность получения отсортировки для средней части заготовки в несколько десятков раз меньше по сравнению с остальными частями заготовки. Исходя из этого, по полученным результатам исследований для головной и донной частей слитка оптимизацию провести невозможно, что связано со значительным температурным градиентом и развитием ликвационных процессов по высоте слитка.

Увеличение температуры жидкого металла при разливке стали в изложницы приводит к двум основным негативным последствиям: повышенному газонасыщению расплава и увеличению разницы между объёмом жидкого расплава и закристаллизовавшегося металла. При контакте жидкого расплава с изложницей инициируется процесс газовыделения, что приводит к нарушению кристаллического строения поверхностных слоёв металла и, как следствие, к низкой прочности и повышенной хрупкости. Значительная разница объёмов жидкого и твёрдого металла приводит к развитой усадочной раковине и повышенной пористости.

Проведенный анализ выявил некоторые несоответствия с классическими представлениями физико-химических процессов, протекающих при кристаллизации слитка. Например, математическим анализом установлено, что оптимальным является слегка вогнутый мениск. Получение единичных противоречивых результатов, возможно, свидетельствует о некорректно предоставленных статистических данных для исследования технологических факторов, поэтому математическая модель не может обеспечить оптимальные значения параметров для выплавки и разливки стали в изложницы в конкретно заданных пределах.

Установленные коррективы технологического процесса разливки с целью минимизации уровня отсортировки требуют дополнительных исследований, так как полученные в настоящее время закономерно-

сти не дают достаточно полное понимание технологических причин высокого уровня отсортировки, а также могут привести к увеличению отсортировки по головной и/или донной частям, что связано со значительным перепадом температур по высоте слитка и наличием ликвационных процессов, как это уже отмечалось выше.

Выводы

1. Отрицательная ликвация углерода, серы и фосфора отмечена как в нижнем, так и в верхнем (подприбыльном) сечении слитка в области моста плотного металла. В прибыльной части слитка содержание этих элементов возрастает.

2. Изменение химического состава по оси слитка, показывает, что с увеличением высоты слитка распределение ликватов неоднородно. В нижней части содержание ликватов ниже марочного состава стали, при увеличении высоты слитка их содержание постепенно возрастает, достигая максимума в прибыльной части.

3. Анализ результатов общей загрязнённости литого металла различными видами включений показал, что преобладающим видом включений являются окисульфиды, а затем по степени убывания – сульфиды и оксиды.

4. Анализ параметров литой структуры металла показал, что с увеличением расстояния от бокового края к оси слитка значение межосного расстояния на верхнем и среднем горизонте увеличивается, а на нижнем уменьшается. Характер изменения объёмной доли дендритов имеет обратную зависимость от межосного расстояния.

5. Оценка микроструктуры показала, что в слитке наблюдается видманштеттова ферритная структура. Причём с увеличением расстояния от поверхности раковины игольчатая структура феррита становится более выраженной.

6. По мере затвердевания интенсивность продвижения твёрдой фазы уменьшается, межосное расстояние возрастает, плотность осей кристаллов увеличивается. В результате создаются благоприятные условия для выделения неметаллических включений в прилегающих к стенкам усадочной раковины слоях металла, что выражается в увеличении общей загрязнённости неметаллическими включениями. Увеличение содержания включений в слоях, прилегающих к поверхности вторичной усадочной раковины на верхних горизонтах, становится более выраженным.

7. Основной причиной распределения ликватов по высоте слитка является различная скорость и условия затвердевания на различных горизонтах слитка.

8. На развитие зональной неоднородности большее влияние оказывает высота и сечение слитка, и чем они больше, тем сильнее развивается макроликвация.

9. Геометрические параметры Н/Д и конусность практически полностью определяют зональное строение и структурные особенности затвердевающего слитка, и

управление этими параметрами обеспечивает возможность получения заготовок с заданной структурой и контролируемым расположением дефектов.

Список источников

1. Жульев С.И., Зюбан Н.А. Производство и проблемы качества кузнечного слитка: монография. Волгоград, 2003. 168 с.
2. Дюдкин Д.А., Ксиленко В.В., Смирнов А.Н. Производство стали. Т. 4. Непрерывная разливка металла. М.: Теплотехник, 2009. 528 с.
3. Martin Novak. Production aspects and materials evaluation of the forged nuclear cask from 170 tons bottom poured ingot. Proc. IFM 2009, 18 th International Forgemasters Meeting, Santander, Spain, 3-7. Nov. 2009, P. 1-6.
4. By Yasuto Ikeda, Recent Technological Progress on Large Ingots for Rotor Forgings / By Yasuto Ikeda, Koji Morinaka, Tomohiro Muraoka // 18th International Forgemasters Market and Technical Proceedings September 12-15, 2011 Pittsburgh, PA, USA. P. 166-169.
5. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали: учебник для вузов. М.: Мир: ООО «Издательство АСТ», 2003. 528 с.
6. Изготовление кузнечных слитков без осевых усадочных дефектов / В.В. Назаратин, Л.И. Берман, М.В. Ефимов и др. // *Металлург*. 2012. № 1. С. 39-44.
7. Хворинин Н.И. Кристаллизация и неоднородность стали. М.: Машгиз, 1958. 392 с.
8. Ефимов В.А., Эльдарханов А.С. Современные технологии разлива и кристаллизации сплавов. М.: Машиностроение, 1998. С. 359.
9. Ефимов В.А. Разливка и кристаллизация стали. М.: Металлургия, 1976. С. 552.
10. Зюбан Н.А. Создание технологии производства крупных кузнечных слитков с улучшенными свойствами на основе управления параметрами слитка и процессами разлива стали в вакууме: дис. ... д-ра техн. наук. Волгоград: ВолгГТУ, 2005. 302 с.
11. Влияние геометрии слитка на объем осевой рыхлости в нем / А.Н. Ромашкин, А.Н. Мальгинов, Д.С. Толстых [и др.] // *Электрометаллургия*. 2013. № 7. С. 36-39.
12. Изучение влияния конфигурации кузнечных слитков на распределение химических элементов по их сечению / В. С. Дуб, А. Н. Ромашкин, А. Н. Мальгинов, И. А. Иванов [и др.] // *Проблемы черной металлургии и материаловедения*. 2014. № 1. С. 5-18.
13. Титов К.Е. Совершенствование технологии жидкотвердой разлива крупных кузнечных слитков из конструкционной стали для ответственных изделий: дис. ... канд. техн. наук. М.: ВМИ, 2004. 140 с.
14. Бузинов Е.И. Исследование кристаллизации, макроструктуры, дефектов напряженного состояния кузнечных слитков для изделий тяжелого машиностроения с использованием систем компьютерного моделирования и автоматизированного проектирования: дис. ... канд. техн. наук. Волгоград: ВолгГТУ, 2005. 171 с.
15. Федоров Д.Н., Жульев С.И., Мозговой А.В. Разработка геометрии кузнечного слитка для полых поковок // *Технология машиностроения*. 2008. № 4. С. 9-12.
16. Скобло С.Я., Казачков Е.А. Слитки для крупных поковок. М.: Металлургия, 1973. 248 с.
17. Камнев П.В. Совершенствованиековки крупных поковок. Л.: Машиностроение, 1975. 342 с.
18. Вейник А.И. Теплообмен между слитком и изложницей. М.: Металлургиздат, 1959. 358 с.
19. Федоров Д.Н. Исследование усадочных дефектов в удлиненных сдвоенных бесприбыльных слитках и их использование для производства крупных полых поковок: дис. ... канд. техн. наук. М.: ЦНИИЧЕРМЕТ, 2005. 166 с.
20. Моделирование напряженного состояния стальных слитков при затвердевании / С.И. Жульев, Е.И. Бузинов, К.Ю. Бод [и др.] // *Сталь*. 2006. № 7. С. 21-22.
21. Рущкий Д.В. Исследование химической неоднородности кузнечных слитков для крупногабаритных заготовок тяжелого машиностроения: дис. ... канд. техн. наук. М.: ЦНИИТМАШ, 2006. 134 с.
22. Посламовская Ю.А., Жульев С.И. Особенности формирования нижней части крупных кузнечных слитков Cr-Ni-Mo сталей // *Металлург*. 2008. № 4. – 67-70.
23. Рущкий Д.В., Жульев С.И., Титов К.Е. Ликвация в крупных кованых изделиях // *Проблемы черной металлургии и материаловедения*. 2008. № 2. С. 21-27.
24. Чалмерс Б. Теория затвердевания: пер. с англ. М.: Металлургия, 1968. 288 с.
25. Тодоров Р.П., Христов Хр.Г. О виндманштеттовых структурах углеродистых сталей // *Металловедение и термическая обработка металлов*. 2004. № 2. С. 3-7.

Сведения об авторах

Великоцкий Роман Евгеньевич – начальник патентного отдела, ООО «Южный горно-металлургический комплекс», Алчевск, ЛНР. E-mail: vr@ro.ru

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

Шабрацкий Сергей Владимирович – кандидат технических наук, зав. кафедры машиностроения и строительства, Северодонецкий технологический институт, Филиал ВО «ЛГУ им. В. Даля», Северодонецк, ЛНР.

Малахида Владимир Семенович – преподаватель кафедры машиностроения и строительства Северодонецкий технологический институт, Филиал ВО «ЛГУ им. В. Даля», Северодонецк, ЛНР.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

METAL ANALYSIS OF THE REASONS FOR SORTING FOR SURFACE CLEANING OF A SQUARE BLANK OF 3PS STEEL WITH ELEMENTS OF MATHEMATICAL MODELING

Velikotsky Roman E. – head of patent department «Limited liability company» Southern Mining and Metallurgical Complex

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

Malakhida Vladimir S. – Lecturer Department of Mechanical Engineering and Construction, Severodonetsk Technological Institute, Severodonetsk

Abstract. The work analyzes the influence of technological parameters on sorting for cleaning the surface of a square workpiece and the development of recommendations for minimizing the level of sorting for surface defects of 3ps steel. Negative segregation of carbon, sulfur and phosphorus was noted in both the lower and upper (sub-profit) sections of the ingot in the area of the dense metal bridge. In the profitable part of the ingot, the content of these elements increases. The change in the chemical composition along the axis of the ingot shows that with increasing height of the ingot, the distribution of liquids is non-uniform. In the lower part, the content of liquids is lower than the steel grade composition; with increasing ingot height, their content gradually increases, reaching a maximum in the profitable part. Analysis of the results of general contamination of cast metal with various types of inclusions showed that the predominant type of inclusions are oxysulfides, and then, in decreasing order, sulfides and oxides. Analysis of the parameters of the cast metal structure showed that with increasing distance from the side edge to the ingot axis, the value of the interaxial distance on the upper and middle horizons increases, and on the lower one decreases. The nature of the change in the volume fraction of dendrites has an inverse relationship with the interaxial distance. An assessment of the microstructure showed that the ingot exhibits a Widmanstätten ferrite structure. Moreover, with increasing distance from the surface of the shell, the needle-like structure of ferrite becomes more pronounced. As solidification progresses, the intensity of movement of the solid phase decreases, the interaxial distance increases, and the density of the crystal axes increases. As a result, favorable conditions are created for the release of non-metallic inclusions in the metal layers adjacent to the walls of the shrinkage cavity, which is expressed in an increase in the overall contamination with non-metallic inclusions. The increase in the content of inclusions in the layers adjacent to the surface of the secondary shrinkage cavity in the upper horizons becomes more pronounced. The main reason for the distribution of liquids along the height of the ingot is the different speed and conditions of solidification at different horizons of the ingot. The development of zonal heterogeneity is greatly influenced by the height and cross-section of the ingot, and the larger they are, the stronger the development of macrosegregation. The geometric parameters H/D and taper almost completely determine the zonal structure and structural features of the solidifying ingot, and control of these parameters makes it possible to obtain workpieces with a given structure and controlled location of defects.

Key words: 3ps steel, sorting for stripping, segregation processes, macrosegregation, square billet, geometric parameters and mold taper.

Ссылка на статью:

Металловедческий анализ причин отсортировки на зачистку поверхности квадратной заготовки стали 3ПС с элементами математического моделирования / Великоцкий Р.Е., Сумец А.В., Шабрацкий С.В., Малахида В.С. // Теория и технология металлургического производства. 2024. №2(49). С. 49-58.

Velikotsky R.E., Sumets A.V., Shabratsky S.V., Malakhida V.S. Metal analysis of the reasons for sorting for surface cleaning of a square blank of 3PS steel with elements of mathematical modeling. *Teoria i tehnologija metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2024, vol. 49, no. 2, pp. 49-58.

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» («*Teoriâ i tehnologiâ metallurgiĉeskogo proizvodstva*») (Аббревиатура: **Teor. tehnol. metall. proizv.**) Периодичность издания – 4 раза в год.

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

Журнал включает в себя следующие разделы:

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

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

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

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

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

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

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

Пример оформления статьи

УДК 621.746.5.047

Столяров А.М., Шевченко Е.А.

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

Текст статьи

Список литературы

Сведения об авторах

Stolyarov A.M., Shevchenko Y.A.

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

Пример оформления литературы

Список 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., Монастырков В.П. и др.; заявитель и патентообладатель ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», Товарищество с ограниченной ответственностью «Техника и технология» (RU). № 9305232/02; заявл. 18.11.93; опубл. 10.06.96, Бюл. № 16. 4 с.: ил.
4. Донсков Е.Г., Лялюк В.П., Севернюк В.В. Работа воздушных фурм доменных печей. Днепропетровск: Пороги, 1997. 120 с.
5. Лукашов Г.Г., Савелов Н.И., Плискановский С.Т. Опыт работы доменных печей на воздушных фурмах различного диаметра // Сталь. 1972. № 7. С. 587-589.
6. Максимов Е.В., Альжанов М.К., Ержанов У.К. Влияние параметров фурмы на перепад газа в доменной печи. // Тез. докл. III Международного конгресса доменщиков. Новокузнецк, 1995. С.120.

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

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

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

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