
ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

№ 1 (20) 2017

Журнал входит в базу 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:

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

К. Н. Вдовин – д-р техн. наук, проф. ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова».

К. К. Каскин – канд. техн. наук, проф. Актюбинского государственного университета, Казахстан

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

Збигнев Конопка – д-р техн. наук, проф. Ченстоховского технологического университета, Польша

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

А. Карасев – доцент KTH Royal Institute of Technology, Швеция

Райле Виктор – кандидат технических наук, Германия

Главный редактор:

М. А. Савинов – директор института металлургии машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», канд. техн. наук.

Научный редактор:

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

Технический редактор:

В. В. Радомская

© ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», 2017

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.

Адрес редакции:

455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38

Тел.: (3519) 29-84-64.

E-mail: TTAPEOMP@mail.ru ; ttmp@mail.ru

Журнал подготовлен к печати издательским центром МГТУ им. Г. И. Носова, 455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38.

Отпечатан на полиграфическом участке МГТУ им. Г.И. Носова, 455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38.

Выход в свет: 12.05.2017. Заказ. Тираж 500 экз.
Цена свободная.

THE THEORY AND PROCESS ENGINEERING OF METALLURGICAL PRODUCTION

No. 1 (20) 2017

The journal is incorporated 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:

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

K. N. Vdovin – D.Sc., Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University

K. K. Kaskin – Ph.D., Professor, Aktyubinsk State University, Kazakhstan

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»

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

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

A. Karasev – Ph.D., Docent, KTH Royal Institute of Technology, Sweden

Raile Wiktor – Bloom engineering (Europa), GMBH

Editor-in-Chief:

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

Scientific Editor:

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

Technical Editor:

V.V. Radomskaya

© FSBEI of HE “Nosov Magnitogorsk State Technical University”, 2017

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

Editorial office:

38, pr. Lenina, city of Magnitogorsk 455000, Russia
Tel.: +7 (3519) 29-84-64.

E-mail: TPaPEoMP@mail.ru ; ttmp@mail.ru

Prepared for the publication by the NMSTU publishing center,
38, pr. Lenina, city of Magnitogorsk 455000, Russia

Printed by the NMSTU printing section,

38, pr. Lenina, city of Magnitogorsk 455000, Russia.

Publication date: 12.05.2017. Order. Circulation: 500. Open price.

СОДЕРЖАНИЕ

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧУГУНА	4
Дюльдина Э.В., Гельчинский Б.Р., Селиванов В.Н.	
Изучение свойств расплавов шлакообразующих смесей с использованием средств визуализации в процессе физико-химической подготовки специалистов металлургического профиля	4
Панишев Н.В., Бигеев В.А., Дудчук И.А.	
Опыт, проблемы и перспективы переработки шпатовых железняков Бакальского месторождения	7
Петухов В.Н., Скоробогатова А.А., Ильясова А.З.	
Исследование флотационной активности реагентов-собирателей различного группового химического состава при флотации углей	16
МЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛИ	20
Крылова Е.А., Столяров А.М., Мошкунев В.В., Потапова М.В.	
Химическая неоднородность непрерывнолитого сляба из трубной особонизкосернистой стали	20
ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО	23
Вдовин К.Н., Ячиков М.И., Юсин А.Н., Позин А.Е., Русин Е.А.	
Переплав ножевых марок сталей методом ЭШП.....	23
Илларионов И.Е., Стрельников И.А.	
Теплоизоляционные металлофосфатные смеси и методы их применения в литейном производстве	27
РЕСУРСО- И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ	31
Парсункин Б.Н., Андреев С.М., Галеев Р.Р.	
Улучшение внутренней макроструктуры непрерывнолитых заготовок путем изменения технологических условий разливки	31

CONTENTS

IRONMAKING	4
Dyuldina E.V., Gelchinski B.R., Selivanov V.N.	
Investigation of the properties of melts of sludge-forming mixtures with the use of visualization means in the process of physico-chemical training of metallurgical profile specialists.....	4
Panishev N.V., Bigeev V.A., Dudchuk I.A.	
Experiance, problems and perspectives of processing of Bakal deposit siderite iron ore	7
Petukhov V.N., Skorobogatova A.A., Pyasova A.Z.	
Development reagent conditions of coal flotation using reagents-collectors of different chemical composition.....	16
STEELMAKING	20
Krylova E.A., Stolyarov A.M., Moshkunov V.V., Potapova M.V.	
Chemical inhomogeneity of the continuous slab made of the pipe ultra low sulphur steel	20
FOUNDRY	23
Vdovin K.N., Yachikov M.I., Yusin A.N., Pozin A.E., Rusin E.A.	
Remelting of knife steels by the electroslag remelting method	23
Illarionov I.E., Strelnikov I.A.	
Heat-insulating metal-phosphate mixtures and methods of their application in foundry	27
RESOURCES AND ENERGY SAVING TECHNOLOGIES IN FERROUS METALLURGY	31
Parsunkin B.N., Andreev S.M., Galeev R.R.	
Improvement of slab internal macrostructure by modification of technological conditions of continuous casting	31

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧУГУНА

УДК 621.746.628.001.57

Дюльдина Э.В., Гельчинский Б.Р., Селиванов В.Н.

ИЗУЧЕНИЕ СВОЙСТВ РАСПЛАВОВ ШЛАКООБРАЗУЮЩИХ СМЕСЕЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СРЕДСТВ ВИЗУАЛИЗАЦИИ В ПРОЦЕССЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ ПОДГОТОВКИ СПЕЦИАЛИСТОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОФИЛЯ

***Аннотация.** В работе представлены результаты использования программного обеспечения для визуализации процессов шлакообразования. Рассмотрено задание по расчету структурных свойств десятикомпонентного расплава производственного шлака методом молекулярно-динамического моделирования. Для расплава были рассчитаны свойства ближнего порядка: парциальные парные корреляционные функции оксидов с разным содержанием в шлаке, расстояния между атомами в зависимости от их сорта и др. Выполнен поиск и рассчитано число ближайших соседей для нескольких пар металлов, металл – кислород. Показано сложное строение шлака, в том числе образование различных структурных элементов, таких как цепочки кремния.*

***Ключевые слова:** визуализация, преподавание, молекулярная динамика, десятикомпонентный расплав шлака, атомная структура, ближний порядок.*

В настоящее время обучение в вузе студентов по направлениям подготовки металлургов требует более глубоких знаний в области теории металлургических процессов. Для современного специалиста необходимо понимание термодинамических и кинетических закономерностей процессов, протекающих в сложных металлургических системах, а также механизмов происходящих при этом физических явлений и химических реакций. Сложность изучения заключается в том, что в процессах черной металлургии участвуют две несмешивающиеся фазы: расплав железа и расплав шлака. Такие процессы с участием расплавов до сих пор наименее изучены. Это связано с недостаточной разработанностью теории жидкого состояния и со значительными экспериментальными трудностями, возникающими при изучении высокотемпературных расплавов.

Опыт ведения образовательной деятельности при изучении физической химии металлургических процессов показывает, что в ходе преподавания прикладных дисциплин требуется более глубокая проработка курсов физики, химии, информатики, компьютерного моделирования.

Для изучения систем с участием расплавов важно знать их строение, т.е. природу сил взаимодействия атомов и ионов, образующих жидкость, и энергию межчастичного взаимодействия. Прогресс в вычислительной технике позволил перейти к моделированию систем, состоящих из многих частиц. Поскольку структура, которой обладает жидкость, реализуется множеством состояний, можно, располагая достаточными вычислительными средствами, непосредственно воспроизвести этот процесс, рассматривая такое число молекул (атомов), чтобы получить средние значения по времени и по фазовому пространству. Студентов необходимо предварительно ознакомить с методом классической молекулярной динамики, где моделируется движение частиц по траекториям в процессе их взаимодействия друг с другом. В настоящее время существует много

работ по моделированию однокомпонентных жидкостей, а также ряд исследований двойных и многокомпонентных систем, обзор которых приведен в работах [1, 2].

Многочисленные технологические процессы производства черных металлов основаны на активном взаимодействии металла с жидким шлаком. Поэтому как характер этого взаимодействия, так и строение самого шлака издавна интересуют металлургов. Представляет научный интерес прогнозное определение свойств и доменного, и сталеплавильного шлака. Особенно это важно в том случае, когда химический состав будущего шлака рассчитывается по составу шихтовых материалов, а температура продуктов плавки определяется на выходе из печи по содержанию кремния в чугуне. Знание структуры шлака в жидком состоянии могло бы существенно помочь в решении некоторых проблем, стоящих перед металлургами и, в частности, позволило бы получать данные по некоторым важнейшим свойствам шлаков, таким как вязкость, поверхностное натяжение, электропроводность и другим в зависимости от химического состава.

Для успешного решения этой задачи необходима информация о зависимости физико-химических свойств и структуры получающегося шлака от химического состава шлакообразующих материалов. Эти данные могут быть получены из экспериментальных исследований, однако для разработки более эффективных технологических процессов зачастую необходимо знать фундаментальные закономерности, лежащие в их основе. Такую информацию может дать микроскопическая теория расплавов и современные методы компьютерного моделирования.

Одним из эффективных способов, позволяющих наглядно представлять структурообразование в микрообъектах, является визуализация сложных процессов с использованием специализированных программных средств. Сначала исследуют структуру и некоторые свойства реального производственного шлака. Моделирование проводится с помощью метода классической молекулярной динамики, а анализ – с помощью программ, позволяющих

произвести визуализацию полученной структуры, например CrystalMaker.

При изучении курса физическая химия металлургических процессов в разделе «Строение и свойства металлургических расплавов» в рамках практических и лабораторных работ студенты-бакалавры, а позднее магистранты могут освоить такие программы. При этом у них появляется возможность самостоятельно формировать параметры моделирования, наблюдать за этим процессом, анализировать графическую информацию, отражающую изменение физических величин, описывающих взаимодействие частиц в процессе шлакообразования. Это позволяет добиваться более глубокого понимания происходящих при высоких температурах процессов в ходе изучения теоретического материала.

Для магистрантов первого года обучения идет адаптация пакета программного обеспечения, предназначенного для моделирования и визуализации атомной структуры жидкостей различной природы.

Обычно промышленные шлакообразующие смеси разрабатываются в базовой системе $\text{CaO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3$. Требуемые физико-химические свойства расплава обеспечиваются введением в их состав в небольших количествах соединений магния, фтора, натрия и др. Такие смеси следует относить к многокомпонентным системам. Диаграмм состояния таких систем в литературе нет, а изучать микроструктуру таких шлаков экспериментально не представляется возможным. Однако атомную структуру расплава можно моделировать и визуализировать результаты моделирования (рис.1). Приведенная на этом рисунке структура была получена в результате выполнения типового задания по расчету структурных свойств многокомпонентного расплава шлака методом молекулярно-динамического моделирования (МД). Для этого была взята шлакообразующая смесь для кристаллизатора машины непрерывного литья заготовок при разливке низкоуглеродистой стали, состоящая из 10 ионов (Si , Ca , Al , Mg , Mn , K , Na , Fe , F , O), многокомпонентной смеси ($\text{SiO}_2 - \text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{MgO} - \text{MnO} - \text{CaF}_2 - \text{Na}_2\text{O} - \text{K}_2\text{O} - \text{FeO}$).

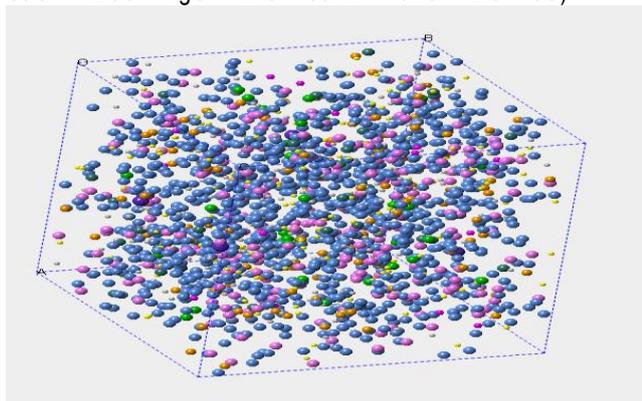


Рис. 1. Ячейка 10-компонентного шлака 2002 атома

Основными структурными характеристиками многокомпонентных систем являются парные корреляционные функции (ПКФ), описывающие вероятность обнаружения пары частиц сортов i и j на расстоянии r . Рассматривая множество всех ПКФ, возможных для конкретного распла-

ва, получают картину взаимного расположения атомов в пространстве. Именно такая картина взаимного расположения частиц 10-компонентной системы, представлена на (рис. 1.) Для исследуемого нами расплава были рассчитаны свойства ближнего порядка: парциальные парные корреляционные функции оксидов с разным содержанием в шлаке, расстояния между атомами в зависимости от их сорта и др. Выполнен поиск и рассчитано число ближайших соседей для нескольких пар металл – кислород.

Из анализа модельной картины ясно, что кремний располагается неравномерно по всему объему шлака, не в виде каких-либо объемных кластеров, а в виде длинных вытянутых цепочек. Программа позволяет рассмотреть как отдельно выделенные компоненты и их связи, так и в окружении других компонентов.

Из теории строения шлаков известно, что основу их структуры составляют кремнекислородные тетраэдры и их группы. На (рис. 2) слева показано расположение атомов кремния и овалом выделена одна из его цепочек. Справа показана эта же цепочка в окружении ближайших атомов кислорода (цепочка кремнекислородных тетраэдров).

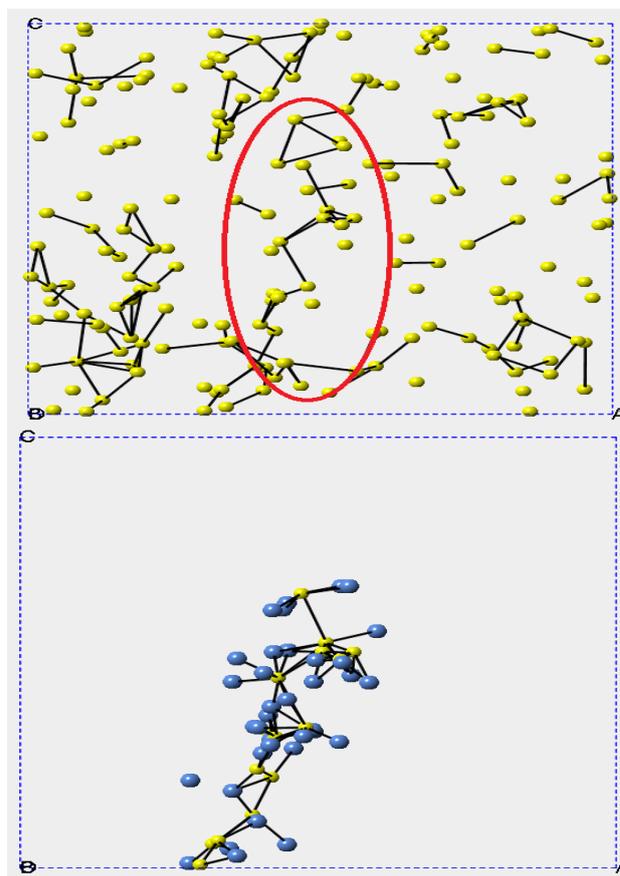


Рис. 2. Цепочка кремния в шлаке (сверху) и цепочка кремния, окруженная кислородом (снизу)

Таким образом, метод компьютерного моделирования дает наглядное представление о характере межчастичного взаимодействия в оксидных и шлаковых расплавах и позволяет изучать взаимосвязь их физико-химических свойств и строения.

Список литературы

1. Белашенко Д.К. Компьютерное моделирование жидких и аморфных веществ. М.: МИСиС, 2005. 408 с.
2. Физико-химические исследования оксидов и шлаковых систем./ Гельчинский Б.Р., Дюльдина Э.В., Селиванов В.Н., Белашенко Д.К. М: ФИЗМАТЛИТ, 2016. 136 с. ISBN 978-5-9221-1700-5.

Сведения об авторах

Дюльдина Эльвира Владимировна - канд. техн. наук, доц., профессор каф. ХТиФХ, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», тел. (3519)29851, E-mail: dev@magtu.ru.

Гельчинский Борис Рафаилович - д-р физ.-мат. наук, зав. лабораторией порошковых, композиционных и наноматериалов ФГБУ ИМЕТ УрО РАН, тел. (343)267-89-14, E-mail: brg47@list.ru.

Селиванов Валентин Николаевич - канд. техн. наук, доц., профессор кафедры МЧМ, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», тел. (3519)298449. E-mail: mcm@magtu.ru.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

INVESTIGATION OF THE PROPERTIES OF MELTS OF SLUDGE-FORMING MIXTURES WITH THE USE OF VISUALIZATION MEANS IN THE PROCESS OF PHYSICO-CHEMICAL TRAINING OF METALLURGICAL PROFILE SPECIALISTS

Dyuldina Elvira Vladimirovna - Ph.D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation. Phone: (3519)298433. E-mail: dev@magtu.ru

Gelchinski Boris Rafailovich - Dr.Sc. (Phys.-Math), Head of Laboratory for Powdery, Composite and Nano-Materials, Magnitogorsk, Russian Federation.

Selivanov Valentin Nikolaevich -- Ph.D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation. Phone: (3519)298449. E-mail: mcm@magtu.ru

Abstracts. *The results of the use of software for visualization slagging processes are presented. The task of calculating the structural properties of the ten-component melts of industrial slag production by molecular dynamics simulation is given. Melt's properties of the short-range order have been calculated: the partial correlation functions paired with different contents of oxides in the slag, the distance between the atoms according to their grades, etc. A search is calculated, and the number of nearest neighbors for several pairs of metal, metal - oxygen. Slag complicated structure, including the formation of various structural elements, such as silicon chain is shown.*

Keywords: *visualization, teaching, molecular dynamics, molten slag, atomic structure, short-range order.*

◆ ◆ ◆

Ссылка на статью:

Дюльдина Э.В., Гельчинский Б.Р., Селиванов В.Н. Изучение свойств расплавов шлакообразующих смесей с использованием средств визуализации в процессе физико-химической подготовки специалистов металлургического профиля // Теория и технология металлургического производства. 2017. №1(20). С. 4-6.

Dyuldina E. V., Gelchinski B.R., Selivanov V. N. Investigation of the properties of melts of sludge-forming mixtures with the use of visualization means in the process of physico-chemical training of metallurgical profile specialists. *Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstv.* [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2017, vol. 20, no. 1, pp. 4-6.

УДК 669.292.3: 669.054.82

Панишев Н.В., Бигеев В.А., Дудчук И.А.

ОПЫТ, ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ШПАТОВЫХ ЖЕЛЕЗНЯКОВ БАКАЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Аннотация. Запасы шпатовых железняков Бакальского месторождения составляют около 1 млрд т. Высокое содержание MgO накладывает ограничение по объему вовлечения этого сырья в доменную плавку из-за образования малоподвижных шлаков, ухудшающих ход доменного процесса. Наиболее перспективными технологиями переработки бакальского сырья являются процессы Ромелт, ITmk3, а также углекислотное выщелачивание сырья в процессе обогащения.

Ключевые слова: сидерит, оксид магния, доменная печь, ITmk3, гранулированный чугун

В России, являющейся нетто-экспортером железорудного сырья (ЖРС), в благоприятных условиях работают металлургические предприятия, расположенные в центральных регионах. В сложном положении находятся предприятия Южного Урала. В ОАО «ММК», производящим 20% металла в стране, доля металла, выплавляемого из местного ЖРС, не превышает 25%.

Уральский федеральный округ (УрФО) обеспечивает в России добычу 25% железных руд и 97% ванадия. В УрФО на Госбалансе учтено 50 железорудных месторождений, из которых 23 разрабатываемых и 27 находятся в Госрезерве. Госбалансом в УрФО учтены лишь месторождения пяти промышленных типов руд: титаномагнетитовые, шпатовые железняки, магнитные и бурые железняки и железистые кварциты. Урал располагает крупными (около 15 млрд т) балансовыми запасами и значительными прогнозными ресурсами железных руд. Главенствующая роль по запасам (80,5%) и добыче (86,3%) принадлежат титаномагнетитовым рудам в объеме 45 млн т/г (Качканарское месторождение и месторождение г. Малый Куйбас). Остальные руды представлены шпатовыми (руды Бакальской группы) и магнитными железняками [1,2].

Уместно отметить сложившуюся диспропорцию между производственными мощностями по добыче и переработке сырья в УрФО. Мощности по добыче отстают от мощностей по переработке в соотношении 1:2,7.

В сложившейся ситуации становится актуальной проблема вовлечения в металлургический передел первородного, но «неудобного» для традиционной технологии ЖРС. В Челябинской области Государственным балансом учтены месторождения комплексных труднообогатимых железосодержащих руд с общим запасом 1,5 млрд т по категориям А+В+С1+С2, преимущественно представленных шпатовыми железняками Бакальской и Ахтенской групп (около 1,0 млрд т).

Остальные рассредоточенные месторождения представлены залежами титаномагнетитовых и магнетитовых руд мощностью до 50 млн т.

Общая добыча железных руд в Челябинской области составляет около 6 млн т/г.

Запасы железных руд Бакальской группы

Из общих запасов в объеме 998,206 млн т на балансе ООО «БРУ» числится 6 месторождений с запасами на 01.01.06 по категориям В+С1- 427,8 млн т, в том числе бурых железняков-13,98 млн т и сидеритов-413,8 млн т, а

также кварцитов с балансовыми запасами по категориям В+С1 -78 млн т (табл.1)

Месторождение Бакальской группы представлено сидеритовыми рудами, приуроченными к осадочным комплексам верхнего протерозоя. Залежи имеют пластобразную форму и достаточно большие размеры.

Верхние части залежей сидеритов окислены и превращены в бурые железняки с Fe=45-52%. В настоящее время бурые железняки почти полностью отработаны.

Кроме залежей железной руды, месторождение характеризуется значительными запасами кварцитов, пригодных к использованию в производстве ферросплавов и огнеупоров, а также известняка высокого качества с поверхностным залеганием.

Характеристика железных руд Бакальской группы

Основная масса сидеритовых руд содержит, %: Fe 28-32; MgO 8-10; MnO 1,8-2,0 и потерь при прокаливании 33-35 (табл. 2). Последние удаляются после нагрева в интервале температур 600-900о в виде углекислого газа.

Из таблицы следует, что шахтная руда содержит существенно меньше железа (на 4%) из-за загрязнения алюмосиликатными сланцами. Меньшая доля основного минерала сидероплезита определяет сокращение доли в шахтной руды его составляющих: закиси железа, оксида магния и потерь при прокаливании.

К положительным сторонам использования ЖРС Бакальского месторождения следует отнести:

- большие разведанные запасы сидеритовых руд;
- наличие в рудах полезной примеси-марганца (до 1,4%);
- низкое содержание вредных примесей (S,P);
- наличие необходимой инфраструктуры и трудовых ресурсов, а также благоприятное географическое расположение месторождения (низкие затраты на доставку сырья потребителям).

Использование бакальских руд по традиционной технологии сдерживается следующими недостатками:

- низкое содержание железа в рудах 28-32,5 %;
- высокое содержание MgO 8-10 %;
- высокие потери при прокаливании (более 33 %, вызывающие повышенный расход топлива на их удаление);
- сложные и затратные и схемы обогащения руды;
- рассредоточение рудных залежей;
- глубокое залегание руд (до 600м), требующее подземного способа их обработки.

Основным рудообразующим минералом бакальских сидеритовых руд на 80-97% является карбонат железа переменного состава, включающий сидероплезит и пис-

Раздел 1

томезит, представляющие изоморфную смесь карбонатов железа, магния, марганца и, частично, кальция [3].

Разделение этих компонентов на базе существующей в ООО «Бакальское рудоуправление» (БРУ) схемы переработки сидеритовых руд без структурного разрушения общей кристаллической решетки принципиально невозможно.

Оставшаяся часть представлена сланцами (3-12,7%), доломитами (2,7-32,9%), углистыми и глинисты-

ми сланцами (1,5-5,0%), пиритом (0,1-2,0%), баритом (0-3,5%), серицитом и диабазами (0-6,0%), анкеритом (0-5,0%) и пр.

Статистика распределения проб эксплуатационной разведки 2006 года в шахте «Сидеритовая» по классам содержания железа свидетельствует о присутствии некондиционных и пустых прослоев в составе рудных тел (табл.3).

Таблица 1

Запасы ЖРС Бакальской группы					
Месторождение, тип руды	Запасы, тыс. т			Содержание Fe, %	Всего, тыс. т
	A+B+C ₁	C ₂	Забалансовые		
Находятся на балансе ООО «Бакальское рудоуправление», разрабатываемые					
Разрабатываемые:	388 311	110 436	24 909	30,71	498 747
бур. железняки	332	16	0	45,21	348
сидериты	387 979	110 420	24 909	30,70	498 399
Находятся на балансе ООО «Бакальское рудоуправление», временно законсервированные					
Законсервированные	39 154	5 558	8 940	35,09	44 712
бур. железняки	13 645	1 018	0	44,39	14 663
сидериты	25 509	4 540	8 950	30,80	30 049
Итого по ООО «БРУ»	427 465	115 994	33 859	31,15	543 459
бур. железняки	13 977	1 034	0	44,41	15 011
сидериты	413 488	114 960	33 859	30,70	528 448
Находятся на балансе ОАО «Бакальские рудники», временно законсервированные					
ИТОГО (законсервированные)	12 950	2 456	8 896	39,80	15 406
бур. железняки	11 638	1 881	7 740	40,71	13 519
сидериты	1 312	575	1 156	32,90	1 887
Всего (БРУ+БР)	440 415	118 450	42 755	31,29	558 865
бур. железняки	25 615	2 915	7 740	42,73	28 530
сидериты	414 800	115 535	35 015	30,71	530 335
Государственный резерв					
Итого	195 381	243 960	0	31,97	439 341
бур. железняки	5 780			41,87	5 780
сидериты	189 601	243 960		31,71	433 561
Всего по Бакалу	<u>635 796</u>	<u>362 410</u>	<u>42 755</u>	<u>31,49</u>	<u>998 206</u>
бур. железняки	31 395	2 915	7 740	42,57	34 310
сидериты	604 401	359 495	35 015	31,02	963 896

Таблица 2

Вид руды	Средний химический состав карьерной и шахтной сидеритовой руды							ППП
	Fe _{общ.}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO	S	
Сидерит карьерной руды	32,0	38,0	3,5	5,0	3,0	10,5	0,4	36,5
Сидерит шахтной добычи	28,2	34,0	2,05	10,0	5,0	9,0	0,4	34,0

Таблица 3

Всего проб	Распределение проб шахтной сидеритовой руды по содержанию железа					
	Количество проб в классе с содержанием железа, %					
	более 35	более 30	более 25	более 20	более 15	менее 15
296	29	70	78	19	8	92
Выход класса	9,8%	23,6%	26,4%	6,4%	2,7%	31,1%

Таблица 4

Распределение рудных и нерудных минералов в сидеритовой руде Бакальского месторождения

Рудные		Нерудные	
Состав	%	Состав	%
Сидероплезит	74,50	Доломит	2,00
Гематит и гидрогетит	5,00	Барит	0,03
Магнетит	1,10	Кварц	4,00
Пирит	0,60	Каолин	1,50
		Силикаты и алюмосиликаты	11,27
Всего	81,20	Всего	18,80

Таблица 5

Распределение минералов в изоморфном ряду $FeCO_3 + MgCO_3$

Наименование минералов	Среднее содержание, %		Пределы содержания, %	
	$FeCO_3$		$FeCO_3$	$MgCO_3$
Сидерит	100		100	-
Сидероплезит	70 ÷ 95		70 ÷ 95	30 ÷ 5
Пистомезит	50 ÷ 70		50 ÷ 70	50 ÷ 30
Мезизит	30 ÷ 50		30 ÷ 50	70 ÷ 50
Брейнерит	30		30	70

Сидеритовые руды Бакальского месторождения в основном состоят из сидероплезита с содержанием $FeCO_3$ от 66,9 до 79,9%. При этом при исходном содержании в руде железа 30,27% (в чистом сидерите содержание железа составляет 48,28%) рудных минералов содержится 81,2% (табл.4).

Наличие в рудах оксидов кальция и кремнезема свидетельствует об их биминеральном составе.

Установлено, что при дроблении руды до фракции 0-50 мм оптимальное раскрытие сидероплезита от рудовмещающих пород происходит в классе 6-12мм, т.е. предварительное механическое обогащение карбонатных руд, добываемых шахтой «Сидеритовой», теоретически возможно. Так, в 1979г. институт «Уралгипроруда» составил ТЭО, которым доказывалась экономическая целесообразность обогащения сидеритов в тяжелых суспензиях. Мощность фабрики обогащения была определена в 4,0 млн т по сырой руде.

Низкое содержание Fe и высокое содержание MgO накладывает ограничение по объему вовлечения в металлургический передел сидеритов, поскольку без других мероприятий высокое содержание магнезии приводит к получению «коротких» шлаков (резко теряющих подвижность с понижением температуры) с ухудшением технологии отработки жидких продуктов доменной плавки и процессов обессеривания.

Отмеченные факторы ограничивают использование такого сырья и, например, позволяют покрыть потребности ОАО «ММК» по балансу железа лишь на 6,3 %. Как показывает практика, в настоящее время доменный цех может перерабатывать без нарушения шлакового режима до 50 тыс. т/мес. бакальского сырья в составе агломерата.

Дальнейшее увеличение объема бакальского ЖРС сопровождается повышением расхода марганцевого сырья и кварцита (для снижения содержания магнезии в шлаке и снижения его вязкости) и соответственно увеличением удельного расхода кокса и потерей производительности доменных печей.

Основным железорудным минералом этой руды является изоморфная смесь карбонатов железа, магния марганца и кальция, которые встречаются в различном количественном соотношении.

В зависимости от содержания молекулы $FeCO_3$ в изоморфном ряду $FeCO_3 + MgCO_3$ выделяют следующие минералы (А.Г. Бетехтин) (табл.5).

Фазово-химический анализ бакальских сидеритов показал, что основным минералом является сидероплезит, содержащий 27–37% железа; 8–9% магния; 1-1,6% марганца; примеси кальция; алюминия; кремния и других элементов.

Таким образом, под «сидеритовой рудой» принято считать карбонатные породы с содержанием железа более 20%, но железосодержащий минерал представлен не сидеритом (состоящим из карбоната железа), а изоморфной смесью с различным содержанием в ней карбонатного железа, магния и марганца. Железосодержащие карбонаты составляют около 70 - 90%, а нерудные 30 - 10 %. Последние представлены преимущественно сопутствующими породами, такими как доломиты, аргилитовые и филлитовые сланцы, кварциты и диабазы. Из нерудных минералов присутствуют кварц, анкерит, пирит, а в баритизированных рудах – барит и другие минералы.

Структура сидерита по величине слагающих зёрен равномерно - или неравномерно-зернистая от тонко до крупнозернистой. Форма у зёрен неправильная, близкая к изометрической.

По величине зёрен среди сидеритов выделяют следующие типы структур:

Грубозернистая с величиной зёрен - более 1мм

Крупнозернистая с величиной зёрен - от 0,5 до 1,0мм

Среднезернистая с величиной зёрен - от 0,25 до 0,5мм

Мелкозернистая с величиной зёрен - от 0,25 до 0,05мм

По окраске среди сидеритовых руд наблюдаются однородно - и неоднородно окрашенные разновидности. Первые сложены только зёрнами серого или преимущественно серо-жёлтого, горохового цвета, более светло окрашенные разновидности сидеритов являются менее распространенными. Неоднородно окрашенные разновидности сидеритов являются преобладающими.

Текстура у сидеритовых руд и вмещающих карбонатных пород разнообразна. Выделяют типы: массивные; прожилковидные, брекчиевидные, полосчатые, червячковые, фунтиковидные (скорлуповатые), стилолитовые, пятнистые, гранулитовые.

По содержанию железа карбонатные руды Бакала принято делить на богатые и бедные. К богатым карбонатным рудам отнесены балансовые или кондиционные сидериты с содержанием железа более 25%, а к бедным – забалансовые или некондиционные сидериты с содержанием железа 20 ÷ 25%, так называемые «железистые доломиты».

Особенность сидеритовой руды состоит в том, что включения нерудных составляющих разнообразны по форме (прожилковидные, слоистые, гнездообразные), размерам (от тысячных долей миллиметра до 300мм), что обуславливает различную раскрываемость сидероплезита при дроблении.

Верхний предел дробления, обеспечивающий раскрытие сидероплезита и нерудных включений колеблется в пределах от 50 до 3мм.

Оптимальное раскрытие сидероплезита в усреднённых рудах достигается дроблением до 12мм, хотя полное раскрытие происходит при тонком (-0,074 или - 0,044мм) измельчении.

В результате проведённых исследований обогатимости проб руд (Уралмеханообр), отобранных от разных месторождений или от отдельных участков одного месторождения, была выявлена их технологическая индивидуальность. В связи с этим сидеритовые руды подразделены на шесть генетических разновидностей, объединённых в три технологических типа:

- не нуждающиеся в механическом обогащении – богатые руды, пригодные для обогащения исключительно термическими методами;

- легкообогатимые – руды крупнослоистой текстуры с преобладанием крупных более 3 - 12мм включений сланцев, доломитов и других пород;

- труднообогатимые – руды тонкослоистой и массивной текстур с тонкими (менее 3мм) включениями нерудных, а также полуокисленные и баритизированные сидеритовые руды, содержащие наряду с карбонатными, окисленные минералы железа и барита.

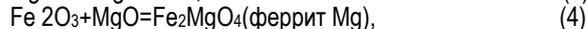
Технологический тип объединяет руды, требующие одинаковых методов и схем обогащения.

Основная масса сидерита содержит 28-32% Fe, 8-10% MgO, 1,8-2,0% MnO и 33-35% потерь при прокаливании, которые выделяются в интервале температур 600-900°C в виде углекислого газа.

Производство товарной продукции в ООО «БРУ»

Обогащение бакальского сырья требует удаления химически связанного с железом и магнием углекислотного

аниона, механического отделения алюмосиликатов и магнезиальных соединений. Декарбонизация сидерита возможна только путем термической диссоциации карбонатов Fe, Mg, Ca и Mn, при которой в окислительной среде имеет место следующая последовательность реакций:



Учитывая, что массовая доля углекислоты, выделяющейся по реакциям (1), (3), (5), (6), составляет в сыром сидерите 33—35%, становится очевидным, что при ее полном удалении содержание железа поднимется с 30 до 44 - 46%. Минералогический анализ обожженного сидерита показал, что ферриты магния и марганца, образующиеся по реакциям (4) и (8), расположены в виде тончайших включений в кристаллах окиси железа, размер которых колеблется от 1 до 10 мкм. При такой структуре разделение оксидов Fe, Mg и Mn известными в настоящее время методами обогащения, исключая гидрометаллургические, не представляется возможным.

В то же время ферриты Mg и Mn являются магнитными фазами. Это позволяет использовать производительные магнитные сепараторы с обычной напряженностью магнитного поля $H=1200—1300$ эрст для отделения железомagneзиальных рудных тел от немагнитных алюмосиликатных и содержащих известь минералов в обожженном сидерите.

Отличительной особенностью бакальских сидеритов является то, что в ходе термообработки происходит изменение размера кусков. При нагреве со скоростью 10°C/мин в интервале температур 550—750 °C происходит интенсивное поглощение тепла, свидетельствующее о разложении комплексных карбонатов Fe и Mg по реакциям (1), (2), (3). При этом имеет место усадка образца, скорость которой достигает максимального значения при 700° после выделения основной массы углекислого газа и образования магнезиального феррита по реакции (4).

Кристаллохимический анализ показал, что в феррите Mg объем решетки, приходящийся на один атом железа, на 35—45% меньше, чем в соответствующем карбонате. Поэтому следует ожидать уменьшения линейных размеров кубика на 12—15%.

Экспериментальные исследования показывают, что усадка значительно меньше и не превышает 4%. Причиной диспропорции является низкотемпературный уровень разложения карбонатов железа и незавершенность кристаллических превращений из-за низкой скорости диффузии атомов. В результате скопления образующихся дефектов решетки пористость кусочков достигает 25—30% (объемных), и они снижают свою прочность по сравнению с сырой рудой в несколько раз. Более того, пористая структура КОС приводила к тому, что он при транспортировке разрушался значительно сильнее, чем подготовленные для доменной плавки окискованные материалы.

С 2005г. ООО «Бакальское рудоуправление» полностью переориентировано на получение товарной продукции из сидеритовой руды.

Сидеритовая руда открытых работ в железнодорожных думпкарах поступает на ДСФ-1 и ДСФ-2. После

крупного и среднего дробления крупностью 0-60мм сортируется на фракции: 0-13 и 13-60мм.

Мелкая фракция является товарным продуктом – агломератом (используется в качестве аглоруды). Крупная фракция направляется на обжиг в шахтные печи (при температуре 1150 °С) для получения КОС (концентрата обожженного сидерита). После охлаждения до 50°С в бункерах-охладителях обожженный продукт сортируется на фракции 0-8 и 8-60мм.

Класс 8-60мм обожженного сидерита поступает на магнитную сепарацию. Хвосты отправляются в карьеры в качестве подсыпного материала.

Концентрат и фракция 0-8мм совместно подвергаются увлажнению в две стадии: до 2-3 и 6 % влаги, а затем сортируются на фракции 0-8(10) и +8(10)мм. Фракция +8(10)мм додрабливается до 0-8(10)мм и в смеси с мелким классом, являясь товарной продукцией, усредняется до требований ТУ.

Сидерит шахты «Сидеритовая» подвергается крупному дроблению на щековой дробилке подземного дробильного комплекса и по наклонному стволу длиной 932м конвейерным транспортом выдается в здание приводной станции, откуда перегружается на конвейеры ДОФ. В корпусе среднего дробления грузопоток соединяется с сидеритами открытых работ.

Химический и минеральный состав сидеритовых руд свидетельствует о том, что они в сыром и обожженном виде являются комплексным сырьем, которое служит не только источником железа, но и флюсом. Сказанное определяет направления их использования в металлургическом производстве.

Опыт использования ЖРС Бальского месторождения по аглодоменному маршруту

Известны периоды работы доменных печей Саткинского (СМЗ) и Ашинского (АМЗ) металлургических заводов в начале 60-х годов прошлого века, когда в доменных печах проплавливали шихту, обеспечивающую получение шлака с содержанием магнезии выше 13-15% (до 20%) [4]. На ММК специально поднимали содержание магнезии в шлаке (за счет доломита) с целью улучшения обескисляющей способности шлака. Доменные печи СМЗ и АМЗ проплавливали исключительно сырье Бакальского месторождения. То есть эти печи работали на одном сырье с ровным химическим составом, что позволяло им устойчиво работать на шлаках с повышенным содержанием магнезии. В таких условиях повышенное содержание магнезии даже повышало текучесть шлака при содержании 10-12% Al₂O₃. Таким образом, устойчивая работа доменных печей на шлаках с повышенным содержанием магнезии может быть организована проплавкой ЖРС с низкой колеблемостью по химическому составу в сочетании с ровной по тепловому состоянию работой печей.

Для обогащения сидерита непосредственно в месте его добычи на Бакальском рудоправлении реализована обжиг-магнитная технология. Она включает дробление и сортировку руды с выделением кусковой фракции 20—80 мм и ее обжиг в шахтных печах. После термообработки этот материал дегазируется по реакциям (1), (3), (5) и (6) и приобретает магнитные свойства из-за образования магнезиального феррита по реакции (4). Это позволяет использовать магнитную сепарацию для отделения алюмосиликатных минералов. Химический состав железомagneзиального КОСа представлен в табл. 6. После его измельчения до агломерационной крупности 10—0 мм он

может использоваться в качестве рудной добавки к агломерационной шихте.

Помимо высокого приведенного содержания железа, КОС обладает дополнительными преимуществами, т.к. он содержит оксиды магния, необходимые для формирования доменного шлака с низкой вязкостью при использовании низкомагнезиальных агломератов и окатышей. Именно такая доменная шихта применялась в 2000 – 2009г. в ОАО «НТМК». В связи со сказанным первый опыт использования КОСа был в 2003г на ВГОКе, где производился агломерат для доменных печей НТМК.

Опытные партии магнезиальных агломератов ВГОКа проплавливались на доменной печи N 5 НТМК совместно с окатышами Михайловского ГОКа. При постоянной их доле в шихте 30% замена обычного агломерата ВГОК на магнезиальный с КОС обеспечила снижение расхода кокса не менее чем на 10 кг/т чугуна.

Эффект достигнут за счет снижения газодинамического сопротивления столба шихты как в верхних горизонтах при уменьшении содержания мелочи 0 — 5мм, так и в нижних из-за наведения более жидкоподвижных шлаков с оптимальным отношением MgO/Al₂O₃, близким к единице. Установленный факт более высокой газопроницаемости столба доменной шихты дал возможность перейти к технологии выплавки передельного чугуна на НТМК с уменьшением доли окатышей в 2004 году до 20% и соответствующим увеличением расхода магнезиального агломерата с улучшенными металлургическими свойствами. Это позволило без снижения технико-экономических показателей доменной плавки получать на НТМК кондиционный передельный чугун и достичь существенного экономического эффекта за счет частичного вывода дорогих окатышей Михайловского и Костомукшского ГОКов. Технологии производства и доменной плавки магнезиального агломерата с добавкой КОС внедрены на ВГОКе и НТМК. Ее использование в 2004 – 2009г. позволило обеспечить снижение расхода привозных окатышей, доля которых не превышала 10%.

В период мирового экономического кризиса, начиная с 2009г., доменные печи НТМК, выплавляющие передельный чугун, были остановлены, а агломерат на ВГОКе производился только из ванадиевых отходов. Объем его выпуска сократился в три раза по сравнению с тем, который был до кризиса. В 2009г. КОС не использовался. Однако в 2010г. для повышения качества агломерата ВГОК опять вернулся к поставкам КОСа и продолжает его использовать в настоящее время.

Успешное освоение технологии производства доменного агломерата с использованием КОСа на ВГОКе позволило применить её практически на всех крупных металлургических комбинатах Урала.

Особенностью агломерационного и доменного сырья ММК является преобладающая доля в нём концентрата и окатышей ССГПО (республика Казахстан), содержащих достаточно высокое количество оксида магния. В связи с этим содержание КОСа в агломерационной шихте ММК не должно превышать 5%. Специально проведенные испытания в 2006г. показали, что ввод в шихту агломерата даже 2% КОС вместо михайловской руды обеспечили прирост производительности машин на 1,5 – 2,0% и увеличение горячей и холодной прочности агломерата. Эффективность применения КОСа на ММК подтверждается тем, что начиная с 2006 г. КОС в количестве 50 тыс. т /мес. поставляется на ММК.

Усреднённый состав агломерационного концентрата обожжённого сидерита

Вид материала	Химический состав, масс. %								
	Fe _{общ.}	FeO	MgO	CaO	SiO ₂	MnO	Al ₂ O ₃	S	ПМПП
Сырой сидерит	30 – 31	38 – 40	9 – 10	2,0 – 2,5	6,0 – 6,5	1,2 – 1,3	2,0 – 2,5	0,5 – 0,7	30,0 – 32,0
КОС	48 – 50	2,0 – 2,5	13 – 15	2,0 – 2,5	4,0 – 4,5	1,5 – 2,0	1,5 – 2,0	0,2 – 0,5	3,0 – 4,0

Промышленные испытания по производству агломерата с использованием 5 – 10% смеси КОСа с сырым сидеритом проведены в июне - августе 2010 г. на новой агломерационной фабрике №2 Челябинского металлургического комбината. Сидерит вводился взамен михайловской руды, а основной составляющей шихты была смесь концентратов Михайловского и Высокогорского ГОКов. При неизменном качестве агломерата за счёт оптимизации состава доменного шлака по отношению Al₂O₃/MgO, приближающемуся к единице, достигнута экономия доменного кокса 3 – 5 кг/ т чугуна. Вывод сырого сидерита из рудной смеси Бакала даст возможность улучшить качество агломерата и поднять производительность машин до уровня, достигнутого для михайловской руды с сохранением требуемой вязкости доменных шлаков.

В период мирового финансового кризиса оптимальная схема снабжения рудным сырьём ОАО «ЧМК» с поставкой преимущественно михайловской руды и концентрата была нарушена. Сокращение объёмов закупки коршуновского концентрата Китаем обусловило необходимость для холдинговой компании «МЕЧЕЛ», владеющей основными активами Коршуновского ГОКа и ЧМК, направить основную массу магнийсодержащего коршуновского концентрата на ЧМК. Это исключило возможность использования магнезиального бакальского сырья в шихте агломерационной фабрики №2 ОАО «ЧМК» в 2011 г. Восстановление оптимального сырьевого баланса позволит заменить большую часть михайловской руды на КОС.

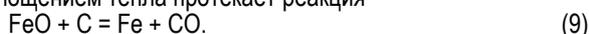
Таким образом, разработанная технология производства агломерационного концентрата обожжённого сидерита успешно применяется для производства агломератов из шихтовых материалов со сравнительно низким содержанием оксида магния (MgO = 1,5 – 2,5%). Это позволяет в условиях Уральского промышленного региона вовлечь в переработку до 100 000 т/год КОСа, что соответствует добыче 2,5 млн т руды в год.

В то же время имеющиеся запасы сидеритов позволяют существенно увеличить объём добываемой руды и снизить дефицит железа на Урале. Для того чтобы увеличить потребление продуктов переработки бакальских сидеритовых руд, разрабатывается технология восстановительного обжига сидеритов с получением низкомагнезиальных металлизированных продуктов.

Опыт использования сидеритового сырья в сталеплавильном производстве

В конвертерном процессе с высокой долей чугуна в металлошихте при начальном периоде продувки наблюдается раннее интенсивное обезуглероживание металла, резко снижается содержание оксидов железа в шлаке, что, безусловно, объясняется слишком ранним повышением температуры ванны. Это затрудняет первичное шлакообразование в конвертере. Поэтому необходим дополнительный материал для одновременного охлаждения ванны, способствующий растворению извести и магнезиальных добавок, что позволит иметь шлаковый режим (состав, свойства и массу шлака), благоприятный для дефосфорации, сохранения футеровки, уменьшения выносов и выбросов из конвертера. Для этих целей хорошо подходит применение сидеритовой руды.

В процессе выплавки стали с применением сидеритовой руды, кроме эндотермических реакций (1) и (3), с поглощением тепла протекает реакция



За счёт этих реакций можно обеспечить необходимые тепловой и шлаковый режимы сталеплавильных процессов.

Для количественной оценки влияния сидеритовой руды на технологические параметры выплавки стали в конвертере для условий ККЦ ОАО «ММК» были проведены расчеты по модернизированной математической модели, составленной на основе системы балансовых уравнений, которые решаются совместно методом итераций. Были определены охлаждающие эффекты различных материалов, которые использовались на плавку. 1 % сидерита от массы металлошихты снижает температуру металла на 37 °С, в то время как известняк – на 28 °С, сырой доломит – на 31 °С, ожелезненный доломит, лом и скрап (металлопродукт шлакопереработки) – на 14 °С. Поэтому как охладитель 1 т сидерита заменяет, например, 2,6 т металлического лома или 1,3 т известняка.

Порционная подача сырой сидеритовой руды одновременно с началом процесса продувки позволяет создать условия, способствующие шлакообразованию и нормализации температуры по всему объёму ванны конвертера за счёт активного разложения карбонатов. Это способствует приходу оксидов железа с последующим их взаимодействием с оксидом кальция шлакообразующих материалов, в результате чего образуются легкоплавкие комплексы (CaFe₂O₄, Ca₂Fe₂O₅). Это позволяет уже после подачи первой порции руды получать активный жидкоподвижный шлак, а также способствовать наибольшему усвоению других шлакообразующих присадок.

Технология позволяет увеличить стойкость футеровки за счёт поступления оксидов магния из руды, повышающей их содержание в шлаке до уровня 10 – 12%, что уменьшает потребность в дополнительном использовании дорогостоящих магнийсодержащих флюсов.

Перспективные технологии переработки шпатовых железняков Бакальского месторождения

В настоящее время в АОА «ММК» за счёт сокращения поставок других видов железорудного сырья, содержащих повышенное количество магнезии, возможно потребление до 50 тыс. т/месяц концентрата обожжённого сидерита (КОС) в качестве аглоруды без ухудшения металлургических свойств доменного шлака в достигнутых пределах колеблемости химического состава агломерата. Отмеченные пределы потребления ЖРС Бакальского месторождения сидеритов позволяют получать доменный шлак с содержанием магнезии (MgO) до 9%. Такое содержание магнезии (приложение) обеспечивает плавное изменение вязкости («длинные шлаки») с изменением температуры и основности шлака. С повышением содержания магнезии (более 9-10%) устойчивость шлака по вязкости теряется («короткие шлаки»). И в случае текущего (случайного) увеличения основности шлака (изменение ровности химического состава ЖРС) либо потери температуры (при похолодании печи) вязкость как первичных, так и конечных шлаков резко увеличивается, что приводит к расстройству хода доменной печи.

Новые технологии должны либо снизить содержание магнезии (желательно одновременно повысить содержание

железа) в бакальских сидеритах, либо позволить увеличить потребление в металлургическом переделе бакальского сырья текущего состава.

В МИСиСе выполнены технологические расчеты прямой переработки бакальского сырья процессом «Romelt» с получением чугуна. Расчеты, выполненные с использованием КОС, концентратов СМС и ММС (после металлизации по процессу «Новометстрой-21»), показывают принципиальную технологическую возможность переработки бакальского сырья. Все варианты включают добавки песка (SiO_2) и извести для наведения шлака необходимого состава. Расходы отмеченных добавок, твердого топлива (более чем в 2 раза) и кислорода (в 2 раза) на выплавку чугуна снижаются по мере роста уровня подготовки сидеритовой руды (от КОС до концентрата ММС). Предложено для снижения расхода флюсов использовать шламы ККЦ и пыль ЭСПЦ с одновременной утилизацией железа.

Расчеты выполнены для модуля «Romelt» мощностью 0,3 млн т/г чугуна. При приведении всех вариантов к одинаковой площади пода печи (30 м²) производительность во 2-м и 3-м вариантах составит соответственно 0,45 и 0,5 млн т/г чугуна.

ООО НПВП «Новометстрой-21» в результате проведенной НИОКР предлагает следующую технологию получения металлизированных брикетов из бакальских сидеритов:

- предварительное обогащение исходной сидеритовой руды крупностью 30-250 мм рентгенорадиометрической сепарацией (РРС) с получением промпродукта (выход-60%), содержащего, %: $\text{Fe}_{\text{РРС}}$ -34,0-34,5; FeO -44,0; S -0,15; MgO -9,0; MnO -1,5; SiO_2 -6,8; CaO -2,0; ppp -32,3; Al_2O_3 -1,7;
- восстановление при 1250оС промпродукта РРС крупностью 10-30 мм в шахтных печах с использованием природного газа и тощего угля крупностью 10-30 мм в объеме 15-20% от массы промпродукта РРС;
- сухая магнитная сепарация (СМС) восстановленного продукта при напряженности магнитного поля 1000 эрстед с получением концентрата СМС, содержащего, %: $\text{Fe}_{\text{общ}}$ -56,0; $\text{Fe}_{\text{мет}}$ -54,6; FeO -1,8; MgO -15,3; SiO_2 -10,6; CaO -1,4; Al_2O_3 -2,0; S -0,2; Ств -7,8; MnO -2,5;
- измельчение концентрата СМС до 90% класса менее 0,071 мм с выделением королеков металлического железа;
- мокрая магнитная сепарация (ММС) концентрата СМС с получением концентрата ММС, содержащего, %: $\text{Fe}_{\text{общ}}$ -до 90,5; $\text{Fe}_{\text{мет}}$ -до 90,0; MgO -до 5,0;
- брикетирование концентрата ММС с органическим связующим.

Согласно расчетам из 2,5 млн т/г исходной сидеритовой руды получается 1,5 млн т промпродукта РРС, концентрата СМС-0,85 и 0,55 млн т металлизированных брикетов.

По расчетам специалистов ЦЛК ОАО «ММК» такой металлизированный продукт может быть использован в металлошихте для электроплавки в объеме до 10%.

В МГТУ им. Г.И. Носова в лабораторных условиях разработана технология комплексной переработки бакальских сидеритов. Обжиг руды крупностью 2-10 мм при температуре 480-540°С без доступа воздуха осуществляли в течение 2,5-3 ч с последующей магнитной сепарацией. После помола магнитной фракции и активации паром проводили выщелачивание слабой угольной кислотой при нормальных условиях [1,7,8]. Метод позволял удалять 40-60% MgO в исходной руде с получением железорудного концентрата (около 55%) и оксида марганца (около 99% MgO).

Недостатки технологии углекислотного выщелачивания ЖРС Бакальского месторождения:

- выделение MgO не превышает 60% от его содержания в исходном продукте, что не позволяет существенно увеличить объем вовлекаемых в металлургический передел сидеритовых руд;
- переработка сырья производится по сложной и затратной схеме и требует тщательной технико-экономической оценки.

Как было показано выше, традиционные технологии подготовки бакальского ЖРС к металлургическому переделу не позволяют разделить оксиды Mg и Fe , входящие в кристаллическую решетку минералов. Выщелачиванием можно выделить частично тот или иной компонент из кристаллической решетки минералов, представляющих собой изоморфную смесь карбонатов Fe , Mg , Mn , Ca . Полное разделение можно получить лишь разрушением кристаллической решетки в процессе плавления.

В последнее время активно продвигается технология получения гранулированного чугуна в печах с вращающимся подом (ПВП) по технологии ITmk3 (Ironmaking Technology mark 3 – технология получения чугуна 3-го поколения), разработанная компаниями Kobe Steel и Midrex [1]. Привлекает внимание легкость отделения пустой породы в виде шлака от чугуна. Сущность этой технологии заключается в том, что ЖРС смешивается с твердым топливом и флюсами, окомковывается в виде окатышей, которые после подсушки подвергаются термической обработке в печи с вращающимся подом (ПВП) при температурах 1350-1450оС в течение 9-12 минут. В процессе термообработки после восстановления и науглероживания железа происходит плавление и коагуляция отдельных капель чугуна в гранулы, которые после затвердевания отделяются от шлака на магнитном сепараторе.

Преимущества технологии:

- получение чугуна достигается за 9-12 мин. против 6-8 ч. в доменной печи;
- нет проблем с остановкой и пуском ПВП;
- существенное снижение удельных капитальных затрат, поскольку нет необходимости в сооружении коксовых печей и фабрик окускования;
- снижение на 23 % выбросов NO_x , SO_x , CO_2 , а также пыли в окружающую среду;
- возможность переработки труднообогатимых и комплексных руд;
- чугун является заменителем значительной части (до 30%) скрапа и может в горячем виде загружаться в электропечь;
- эксплуатационные расходы на производство чугуна ниже на 20% по сравнению с доменным производством;
- нет проблем с пассивацией (от возгорания) продукции, транспортировкой и хранением, образованием мелочи при транспортировке;
- энергетические затраты на производство чугуна ниже затрат на производство доменного чугуна на 30-35% за счет полного потребления химической энергии внутри системы;
- железистомагнезиальный шлак может быть использован в качестве комплексного флюса для увеличения срока службы футеровки конверторов и ускорения процесса шлакообразования.

Первая промышленная ПВП мощностью 0,5 млн т/г чугуна по этой технологии была запущена в США (штат Миннесота) в 2010 г.

Элементы этой технологии были использованы при испытании бакальского ЖРС в лабораториях ОАО «ММК», МГТУ им. Г.И. Носова на первом этапе и в лаборатории Nisshin (Kobe Steel, Ltd) – на втором.

Целью первого этапа проведения исследований являлось установление принципиальной возможности получения чугуна из бакальского ЖРС напрямую, минуя аглодомный маршрут. На втором этапе изучалась возможность увеличения выхода чугуна за счет добавки в шихту концентрата ССГПО. Расчетным путем, используя диаграммы состояния шлаков в системе CaO-SiO₂-MgO-Al₂O₃, по химическому составу компонентов шихты определили область пироксена с температурами плавления первичного шлака в пределах 1300-1400°С [4] и в шихту вводили соответствующий флюс (в основном кварцит) в необходимом количестве.

Расход твердого топлива определяли с учетом стехиометрической потребности в углероде на прямое восстановление железа.

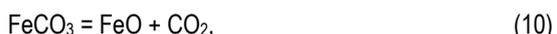
Из подготовленных шихт изготавливали и высушивали окатыши диаметром 19 - 20 мм. Термообработку окатышей вели в камерных лабораторных печах, позволяющих контролировать необходимую температуру и атмосферу, на подложках из периклазуглеродистого огнеупора и в стеклоуглеродистых тиглях.

На первом этапе нагрев окатышей вели в камерной печи «Nabertherm», позволяющей контролировать заданный темп нагрева и требуемую выдержку в пределах до 1800°С. Нагрев проходил в атмосфере окружающей среды. На втором этапе, кроме того, контролировали температуру окатышей и анализировался по ходу нагрева отходящий газ на содержание в нем СО и СО₂. Нагрев осуществляли в атмосфере азота.

Печь вместе с подложкой разогревали до 1450°С, после чего подложка вынималась из печи для размещения на ней исследуемого материала. Затем подложка с материалом вновь помещалась в печь, где материал выдерживался в печи в течение 9-12 минут.

По мере прогрева материала значительная часть химических (диссоциация карбонатов, восстановление оксидов железа, кремния, марганца) и физико-химических (формирование и плавление чугуна и шлака) превращений могли протекать одновременно:

выше 500-600°С



выше 1100°С



выше 1300°С



Гранулированный чугун получали как из сырой сидеритовой руды, так из КОС, а также из смеси ЖРС. С точки зрения увеличения выхода чугуна с максимальным вовлечением КОС оптимальный состав ЖРС для изготовления окатышей составил 30 % КОС и 70 % концентрата ССГПО. Во всех опытах чугун легко отделялся от шлака и имел шаровидную форму (либо форму гальки) диаметром от 3 до 10 мм и более. Шлак выделялся в виде лепешек с включениями корольков чугуна диаметром 1-2 мм.

В результате проведенных лабораторных испытаний установлена принципиальная возможность получения гра-

нулированного чугуна напрямую по технологии ITmk3 из ЖРС Бакальского месторождения. При этом металл получали из сырой сидеритовой руды, КОС, а также из смеси КОС и концентрата ССГПО, что открывает широкие возможности для увеличения объемов переработки этого сырья.

Технология ITmk3 позволяет контролировать состав чугуна путем изменения расхода и вида твердого топлива и флюсов, а также выбор температурно-временных параметров ведения процесса.

Уместно отметить, что предложенная технология позволяет проводить металлзацию без обогащения руды, то есть уменьшить расходы на эту операцию, а также на депонирование хвостов. Кроме того, эта технология открывает возможность перерабатывать хвосты обогащения, хранящиеся в техногенных образованиях. Расчеты показывают, что срок окупаемости капитальных затрат на сооружение такого агрегата составляет 1,8- 5,8 года в зависимости от вида и объема перерабатываемого ЖРС. Разработанную технологию следует учитывать при рассмотрении вариантов переработки бакальских сидеритов с целью увеличения объемов добычи этого сырья. Для снижения транспортных расходов реализацию соответствующих проектов целесообразно осуществлять вблизи месторождения. В пользу этого говорит близкое расположение к ним месторождений других составляющих компонентов шихты для получения гранулированного чугуна: Улу-Тулякское и Тургоякское месторождения известняков, Бакальское месторождение кварцитов, энергетические угли угольных бассейнов Челябинской области. Бакальское рудоуправление располагает необходимой инфраструктурой и энергоресурсами. К преимуществам следует отнести создание новых рабочих мест, увеличение налоговой базы для наполнения бюджетов различного уровня, обеспечение чугуном стабильного качества на основе первородного сырья в необходимом объеме сталеплавильных агрегатов металлургических предприятий области в городах Челябинск, Магнитогорск, Златоуст, Аша и др.

Новые технологии должны либо снизить содержание магнезии (желательно одновременно повысить содержание железа) в бакальских сидеритах, либо позволить увеличить потребление в металлургическом переделе бакальского сырья текущего состава.

Последние исследования показывают возможность переработки бакальского ЖРС по технологиям выщелачивания, жидкофазного восстановления и глубокой металлзации, но требуют тщательной технико-экономической оценки.

Список литературы

1. Бигеев В.А., Колесников Ю.А., Сергеев Д.С. Состояние и перспективы использования сидеритовых руд Бакальского месторождения // Теория и технологическое металлургического производства. 2013. N 1(13). С.6-8.
2. Ланишев Н.В., Бигеев В.А. Переработка комплексных руд Южного Урала глубокой металлзацией // Теория и технология металлургического производства. 2016. N 2(19). С. 68-70.
3. Металлургическая оценка разнородностей сидеритовых руд Бакальского месторождения и разработка вариантов их подготовки к металлургическому переделу: / отчет о НИР. Пастухов Э.А., Леонтьев Л.И., Шаврин.С.В. Институт металлургии УО АН СССР. Свердловск, 1990, 129 с.

4. Жило Н.Л. Формирование и свойства доменных шлаков. М.: Металлургия, 1974. 120 с.
5. Меламуд С.Г., Дудчук И.А., Юрьев Б.П. Разработка технологии обогащения отсевов сидеритовой руды шахтной добычи // Сталь. 2014. № 9. С.5-8.
6. Меламуд С.Г., Юрьев Б.П., Дудчук И.Г. Использование сидеритовых руд при производстве агломерата и выплавке чугуна // Сталь. 2015. № 1. С.5-8.
7. Ключковский С.П., Смирнов А.Н., Савченко И.А. Разработка физико-химических основ комплексного использования высокомагнезиальных сидеритов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2015. 1(49). С.26-31.
8. Разработка принципиальных основ технологии комплексной переработки высокомагнезиальных сидеритов / В.М. Колокольцев, С.П. Ключковский, А.Н. Смирнов, И.А. Савченко // Физико-химическая геотехнология: материалы научной конференции. М. 2013. Т.2. С.41-44.
9. Пат. 2483118 РФ, МПК С 21 В 11/06, С 21 В 13/08. Способ металлизации сидеритового сырья с получением гранулированного чугуна и железистомагнезиального шлака / Рашников В.Ф., Дубровский Б.А., Галкин В.В., Панишев Н.В., Князев Э.В., Авраменко В.А., Гладских В.И., Кошкалда А.Н., Борисенко В.А., Гаврилов А.В.; заявитель и патентообладатель ОАО «ММК» (RU). N2011149499; заявл. 05.12.2011; //опубл. 27.05.2013.
10. Металлизация шпатовых железняков Бакальского месторождения с получением гранулированного чугуна / Дубровский Б.А., Шияев П.В., Редин Е.В., Панишев Н.В., Князев Э.В., Пильщиков И.В., Церковницкий Н.С. // Сборник трудов VI Международной научно-практической конференции «Энергосберегающие технологии в промышленности. Печные агрегаты. Экология», посвященной 80-летию ММК, Москва, 15-20 октября. М. 2012. С.178-182.

Сведения об авторах

Панишев Николай Васильевич - доц. кафедры ТМ и ЛП, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», канд.техн.наук, Тел. 8(3519) 29-85-73. E-mail: n.panishev@magtu.ru.

Бигеев Вахит Абдрашитович - проф. кафедры ТМ и ЛП, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», д-р техн.наук, профессор, Тел. 8(3519)29-85-59. E-mail: v.bigeev11@yandex.ru.

Дудчук Игорь Анатольевич - канд. техн.наук, директор по стратегическому развитию и маркетингу НПРО «Урал». Тел. 735190778420. E-mail:igor.dudchuk@gmail.com,456780.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

EXPERIANCE, PROBLEMS AND PERSPECTIVES OF PROCESSING OF BAKAL DEPOSIT SIDERIRITE IRON ORE

Panishev Nikolay Vasilyevich – Ph.D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation. E-mail: n.panishev@magtu.ru

Bigeev Vakhit Abdrashitovich - D.Sc. (Eng.), Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation. E-mail: v.bigeev11@yandex.ru

Dudchuk Igor Anatolyevich - Ph.D.(Eng.), Director for Strategy and Marketing of NPRO «Ural», Magnitogorsk, Russian Federation. E-mail:igor.dudchuk@gmail.com

Abstract: The capacity of the Bakal deposit of iron ore bearing iron carbonate (siderite) is about 1 billion tones. This ore cannot be fully processed via blast furnace technology because of high content of MgO. If a lot of MgO enters the blast furnace, slag becomes viscous. The viscous slag is obstacle for stable operation of the blast furnace. Most perspective technologies of siderite ore processing are Romelt, ITmk3 as well as using carbonic acid for beneficiation of raw ore.

Keywords: siderite, magnesium oxide, blast furnace, ITmk3, iron nugget

Ссылка на статью:

Панишев Н.В., Бигеев В.А., Дудчук И.А. Опыт, проблемы и перспективы переработки шпатовых железняков бакальского месторождения // Теория и технология металлургического производства. 2017. №1(20). С. 7-15.

Panishev N. V., Bigeev V. A., Dudchuk I. A. Experience, problems and perspectives of processing of bakal deposit sideririte iron ore. *Teoria i tecnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2017, vol. 20, no. 1, pp. 7-15.

УДК 662.74:662.765

Петухов В.Н., Скоробогатова А.А., Ильясова А.З.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОЙ АКТИВНОСТИ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ РАЗЛИЧНОГО ГРУППОВОГО ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА ПРИ ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ

Аннотация. В работе проведены исследования эффективности действия собирателей различного химического состава при флотации коксующихся углей. Установлена высокая эффективность и селективность процесса флотации при использовании в качестве реагентов - собирателей кубового остатка ректификации тримеров пропилена и технического продукта нефтехимии «Мотоалкилата». Использование их вместо применяемого на углеобогатительных фабриках РФ в качестве реагента - собирателя «Легкого газойля каталитического крекинга» позволяет повысить выход концентрата на 4,8-10,4% в зависимости от физико-химических параметров углей, поступающих на обогащение, снизить потери органической массы с отходами флотации при одновременном снижении расхода реагентов в 1,5-2 раза.

Ключевые слова: уголь, флотация углей, реагенты - собиратели, вспениватели, извлечение горючей массы в концентрат, эффективность, селективность процесса флотации.

В последние годы возрастает добыча и использование в промышленности труднообогатимых углей, флотируемость которых при применении традиционных реагентных режимов недостаточно высокая [1-3]. Для повышения флотируемости углей с различной минерализацией необходима разработка новых реагентных режимов, обеспечивающих снижение потерь органической массы углей с отходами флотации.

Флотация является сложным процессом, являющимся совокупностью физических, химических и физико-химических явлений, протекающих при обогащении угольной мелочи. Исследованиями установлено, что флотационная активность и селективность действия реагентов - собирателей из числа технических продуктов нефтехимии при флотации углей обусловлена групповым химическим составом и структурными особенностями химических соединений, входящих в реагенты - собиратели [4,5]. Поиск новых реагентов для флотации углей различной степени минерализации, обладающих значительным различием физикохимии поверхности, выбор правильного сочетания углеводородов различных классов в реагенте - собирателе, обеспечивающих условия гидрофобизации угольной поверхности, являются актуальной задачей.

В работе проводились исследования флотации угольной мелочи, поступающей на обогащение, в условиях обогатительной фабрики «Беловская». При флотации угольной мелочи были исследованы следующие реагенты:

- в качестве реагентов-собирателей были использованы технические продукты нефтепереработки - легкий газойль каталитического крекинга (ЛГКК), кубовый остаток производства изопропилбензола (КО ИПБ), кубовые остатки ректификации тримеров пропилена (КО РТП) и «мотоалкилат» (МТА).

В качестве реагентов - вспенивателей – «Экофол 440» и кубовые остатки производства бутиловых спиртов (КОБС). Групповой химический состав исследованных реагентов приведен в (табл. 1).

Групповой химический состав реагентов показывает, что реагенты - собиратели и вспениватели значительно отличаются по содержанию компонентов, а именно:

- групповой химический состав «МТА» представлен, в основном, изопарафинами;
- групповой химический состав КО РТП представлен алканами с изостроением углеводородных радикалов;

- в «ЛГКК» в групповом химическом составе в преобладающем количестве присутствуют арены и до 30% смесь парафинов и нафтеннов.

Исследованием установлено, что применение в качестве реагента - собирателя «мотоалкилата» позволяет повысить извлечение горючей массы в концентрат с 85,3 до 92,4% по сравнению с использованием «ЛГКК» с получением флотоконцентрата, удовлетворяющего коксохимическое производство. Зольность отходов флотации в случае применения «МТА» повышается с 56,1 до 65,0%. Следовательно, использование в качестве реагента - собирателя «МТА» позволяет снизить потери органической массы углей с отходами на 7,1%. Установлено, что использование «МТА» вместо собирателя «ЛГКК» позволяет не только повысить извлечение горючей массы в концентрат, но и снизить расход собирателя с 2,98 до 2,43 кг/т (табл. 2).

Высокая эффективность действия «МТА» при флотации углей объясняется наличием в групповом химическом составе реагента химических соединений с изостроением углеводородных радикалов, обеспечивающих повышение гидрофобизации угольной поверхности и флотируемость угольных частиц.

В групповой химический состав «КО РТП» входят непредельные углеводороды. Эти химические соединения имеют π-электроны кратных углерод – углеродных связей, за счет которых они могут взаимодействовать с полярными центрами угольной поверхности по типу донорно-акцепторного взаимодействия. Наличие подобного взаимодействия приводит не только к более прочной адсорбции химических соединений на угольной поверхности, но и повышает величину адсорбции их на угле.

Увеличение адсорбции алкенов способствует повышению гидрофобизации угольной поверхности, увеличению прочности комплекса частица - пузырек и повышению флотируемости угольных частиц. Применение в качестве реагента - собирателя технического продукта нефтехимии «КОРТП» позволило повысить выход концентрата с 73,3 до 83,7 % по сравнению с использованием «ЛГКК». Однако зольность флотоконцентрата повышается с 7,0 до 11,6 %.

Групповой химический состав исследованных реагентов

Реагент	Групповой химический состав реагентов, % масс.	
Легкий газойль каталитического крекинга	Непредельные углеводороды	5,2-18
	Полициклические ароматические углеводороды	6-25
	Моноциклические ароматические углеводороды	16-25
	Бициклические ароматические углеводороды	30-41
	Парафины и нафтенy, не более	24-30
Кубовый остаток производства изопропилбензола	Изопропилбензол	1,0-2,0
	М-диизопропилбензол	55-60
	П-диизопропилбензол	2,5-4,0
	Триизопропилбензол	10-16
	Тетраизопропилбензол	2-4
	Кислородсодержащие соединения	1-15
Кубовые остатки ректификации тримеров пропилена	Изононен	19-22
	Изодецен	33-37
	Изоундецен	28-32
	Изододецен	11-17
«Мотоалкилат»	Непредельные углеводороды	1,1-1,7
	Изопарафины	89-98
	Ароматическое углеводороды	0,1-0,3
	Неидентифицированные соединения	3,2-6,6
«Экофол 440»	2-этил-1-гексанол	18,3-18,6
	Спирты нормального строения (C9-C12)	5,6-6,0
	Спирты изостроения (C10-C13)	14,0-14,5
	2-(децилокси)-этанол	28,0-28,3
	Сложные эфиры жирных кислот (C10-C12)	2,2-2,5
	Олефины изостроения (C11-C16)	32,8-33,0
	Неидентифицированные соединения	0,3-0,5
	Спирты (C8)	5,40-5,52
	Ацетали (C12)	33,5-35,1
	Ацетали (C16)	15,0-15,8
Кубовые остатки производства бутиловых спиртов (КОБС)	Сложные эфиры (C12)	4,9-5,0
	Простые эфиры (C12-C16)	37,5-39,5
	Смолы	0,6-1,16
	Вода	0,1-0,16

Таблица 2

Результаты флотации угольной мелочи с использованием различных реагентных режимов

Реагентный режим					Показатели флотации			
Собиратель	Вспениватель	Расход, кг/т			Продукты флотации	Выход, %	Зольность, %	Извлечение горючей массы в концентрат, %
		Собирателя	Вспенивателя	Общий				
ЛГКК	КОБС	2,85	0,13	2,98	Концентрат	73,3	7,0	85,3
					Отходы	26,7	56,1	
КО ИПБ	КОБС	2,50	0,13	2,63	Концентрат	74,0	6,7	86,4
					Отходы	26,0	58,2	
Мотоал-килат	КОБС	2,30	0,13	2,43	Концентрат	82,7	10,7	92,4
					Отходы	17,3	65,0	
КО РТП	КОБС	2,26	0,13	2,39	Концентрат	83,7	11,6	92,6
					Отходы	16,3	63,7	
					Исходный	100,0	20,1	

Показатели флотации смеси технологических марок углей.

Реагентный режим					Показатели флотации					
Собира- тель	Вспениватель	Расход, кг/т			Продукты флотации	Вы- ход, %	Золь- ность, %	ε г.м., %	ε м.ч., %	Π
		Собира- теля	Вспени- вателя	Общий						
«ЛГКК»	Эакофол	2,98	0,25	3,23	Концентрат	78,8	7,2	91,1	71,2	0,80
					Отходы	21,2	66,2			
					Исходный	100	19,7			
Тримеры- пропилена	Эакофол	1,69	0,25	1,94	Концентрат	83,6	12,1	91,5	48,6	0,67
					Отходы	16,4	58,4			
					Исходный	100	19,7			
Мотоал- килат	Эакофол	1,61	0,25	1,86	Концентрат	83,1	10,0	93,2	57,8	0,73
					Отходы	16,9	67,5			
					Исходный	100	19,7			

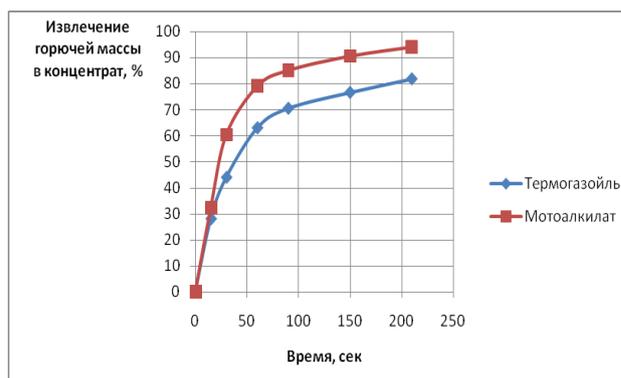
Показатели флотации углей с использованием «КО ИПБ» также выше по сравнению с применением «ЛГКК». Извлечение горючей массы в концентрат повышается на 1,1% при снижении расхода реагента собирателя на 20%. Это объясняется наличием в «КО ИПБ» ароматических углеводородов с изостроением углеводородных радикалов.

Наиболее высокие показатели по селективности процесса флотации угля получены в случае применения в качестве реагента - собирателя «МТА». При равном извлечении горючей массы в концентрат зольность концентрата при использовании «МТА» по сравнению с применением «КОРТП» снижается на 0,9%, что положительно скажется на снижении зольности металлургического кокса.

Подобные закономерности по флотационной активности реагентов - собирателей с различным групповым химическом составе установлены также в случае флотации смеси углей технологических марок Кузнецкого бассейна. Использование «МТА» в качестве собирателя с реагентом-вспенивателем «Эакофол 440» позволило повысить выход концентрата с 78,8 до 83,1% с одновременным снижением расхода реагента с 2,98 до 1,61 кг/т угля.

При использовании в качестве реагента-собирателя «КО РТП» вместо «ЛГКК», несмотря на увеличение выхода концентрата на 4,8%, снижение расхода реагента, селективность процесса флотации понижается. Зольность флотоконцентрата составила 12,1%, что не удовлетворяет требованиям к концентратам, поступающим на коксование (табл. 3).

Кинетика флотации угля с использованием различных реагентов-собирателей подтвердила высокую эффективность действия «МТА». Применение реагента-собирателя «МТА» вместо «ЛГКК» позволило повысить скорость флотации угля и, соответственно, извлечение горючей массы в концентрат (см. рисунок).



Кинетика флотации угля с использованием различных реагентов-собирателей

Заключение

Таким образом, исследованием установлено, что для снижения потерь органической массы углей с отходами флотации необходимо использовать в качестве реагента-собирателя технический продукт нефтехимии «Мотоалкилат», который позволяет значительно улучшить показатели флотации. При флотации угольной мелочи с использованием реагента - собирателя «МТА» выход концентрата увеличивается на 2,3 - 11,7% по сравнению с применением реагента - собирателя «ЛГКК», с одновременным снижением расхода реагента - собирателя на 20-45% в зависимости от применяемого реагента - вспенивателя и физико-химических свойств углей. Применение реагента-собирателя «МТА» вместо широко используемого на УОФ РФ реагента - собирателя «ЛГКК» позволяет повысить скорость флотации и извлечение горючей массы в концентрат на 2,1 - 7,1% в зависимости от физико-химических свойств углей. Это обеспечит увеличение производительности флотационных машин и повышение технико-экономических показателей обогащения углей на УОФ.

Список литературы

1. Петухов В.Н., Гунина Е.В. Исследование флотационной активности реагентов-собираателей при флотации углей различной стадии метаморфизма // Теория и технология металлургического производства / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2015. Вып.1(16). С 11-14.
2. Петухов В.Н., Сирченко А.С. Снижение загрязнения окружающей среды при флотации каменных углей путем разработки новых реагентных режимов // Проблемы повышения экологической безопасности производственно-технических комплексов промышленных регионов : сб. науч. трудов всерос. конф. / под ред. В.Д. Черчинцева ; Магнитогорск. гос. техн. ун-т. Магнитогорск, 2004. С. 135-138.
3. Свечникова Н.Ю. Исследование влияния химического состава аполярных реагентов на флотируемость углей // Теория и технология металлургического производства / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2004. Вып.4. С. 71-73.
4. Petukhov V.N., Kubak D. Assessment of the Flotation Aktiviti of Reagents in Terms of the Hydrogen Bond Energy in Molecular Complexes with Active Sites of the Coal Surface // Coke and Chemistry, 2014, vol.57, no.7, pp.298-304. ISSN 1068-364X.
5. Петухов В.Н. Основы теории и практика применения флотационных реагентов при обогащении углей для коксования. Магнитогорск изд-во: Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2016. 453 с.

Сведения об авторах

Петухов Василий Николаевич - д-р техн. наук, проф. ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». Магнитогорск, Россия. E-mail: chief.petuhov2013@yandex.ru

Скоробогатова Анастасия Андреевна - студент Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И.Носова. Магнитогорск, Россия.

Ильсова Алина Зульффаровна - студент Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И.Носова. Магнитогорск, Россия. E-mail: alinoid9@mail.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

DEVELOPMENT REAGENT CONDITIONS OF COAL FLOTATION USING REAGENTS-COLLECTORS OF DIFFERENT CHEMICAL COMPOSITION

Petukhov Vasily Nirolaevich - D.Sc.(Eng.), Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation.

Skorobogatova Anastasiya Andreevna - Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation.

Pyasova Alina Zulfarovna - Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation.

Abstract. The effectiveness of the action of collectors of different chemical composition in the flotation of coking coals was studied in this work. The high efficiency and selectivity of the flotation process was defined when used “propylene trimers” and the technical product of petrochemistry – “motoalkilat” as reagents-collectors. The using of them instead of a “light gas oil catalytic cracking”, used as collector-reagents in Russian coal preparation plant, allows to increase the yield of the concentrate by 4.8-10.4%, depending on the physico-chemical parameters of the coals, which enter to the refining, and reduce the loss of organic mass with waste of flotation, while reducing the consumption of reagents by 1.5-2 times.

Keywords: coal, flotation of coals, reagents collectors, reagents foaming agents, selectivity of the flotation process, concentrate ash-content.

Ссылка на статью:

Петухов В.Н., Скоробогатова А.А., Ильсова А.З. Исследование флотационной активности реагентов-собираателей различного группового химического состава при флотации углей // Теория и технология металлургического производства. 2017. №1(20). С. 16-19.

Petukhov V. N., Skorobogatova A. A., Pyasova A.Z. Development reagent conditions of coal flotation using reagents-collectors of different chemical composition. *Teoria i tehnologija metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2017, vol. 20, no. 1, pp. 16-19.

МЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛИ

УДК 621.74.047

Крылова Е.А., Столяров А.М., Мошкунов В.В., Потапова М.В.

ХИМИЧЕСКАЯ НЕОДНОРОДНОСТЬ НЕПРЕРЫВНОЛИТОГО СЛЯБА ИЗ ТРУБНОЙ ОСОБОНИЗКОСЕРНИСТОЙ СТАЛИ

Аннотация. В работе изучается зональная химическая неоднородность слябовой заготовки из трубной особонизкосернистой стали марки DNV SAWL 485 FD. Приведены данные об изменении степени зональной химической неоднородности различных химических элементов по толщине непрерывнолитого сляба. Наибольшую склонность к ликвации проявляет сера даже при условии особо низкого ее содержания в трубном металле.

Ключевые слова: непрерывная разливка, трубная сталь, сера, низкое содержание, сляб, химическая неоднородность.

ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» является крупнейшим в России производителем горячекатаного листа для изготовления прямошовных труб большого диаметра, используемых при строительстве подводных трубопроводов. Сортамент трубного металла постоянно совершенствуется и расширяется. В настоящее время производится трубная сталь марки DNV SAWL 485 FD, отличающаяся особонизким (не более 0,0015 %) содержанием серы и узкими пределами других примесей. В кислородно - конвертерном цехе трубная сталь разливается на слябовой МНЛЗ криволинейного типа с вертикальным участком фирмы «SMS-Dezag» [1-2]. Машина имеет один ручей, вертикальный участок протяженностью около 2,7 м, базовый радиус изгиба технологического канала, равный 11 м. Зона вторичного охлаждения насчитывает 15 сегментов. На участке с шестого по пятнадцатый сегменты при помощи автоматизированной системы МНЛЗ выбирается участок технологического канала, обычно состоящий из двух смежных сегментов, на котором сляб подвергается мягкому обжатию [3-6]. В работе изучается зональная химическая неоднородность слябовой заготовки из трубной особонизкосернистой стали.

Трубная сталь марки DNV SAWL 485 FD имела в маркировочной пробе следующий химический состав (%): С - 0,055, Si - 0,088, Mn - 1,73, S - 0,0012, P - 0,0075, Cr - 0,050, Ni - 0,286, Cu - 0,223, Nb - 0,044, Mo - 0,119, N - 0,007, Al - 0,033.

В процессе разливки стали марки DNV SAWL 485 FD отливались слябы с размерами поперечного сечения 300×2600 мм. Температура ликвидус металла составила 1519 °С. В течение разливки температура металла в промежуточном ковше изменялась от 1539 до 1542 °С. Из кристаллизатора МНЛЗ слябы вытягивались со средней скоростью 0,74 м/мин. Мягкое обжатие заготовок производилось в 13 и 14 сегментах зоны вторичного охлаждения на величину 3,2 мм. После окончания разливки из осевой части одного сляба была отобрана поперечная проба. Для возможности надежного крепления при проведении химического анализа металла проба была разрезана по высоте на несколько частей (рис. 1). Центральная часть пробы была механически обработана и протравлена (на рис. 1 она выглядит осветленной).

По толщине сляба – на различном расстоянии от верхней стороны заготовки был проанализирован химический состав металл с использованием эмиссионного

спектрометра SPECTROLAB M8A. Анализ производился в двух точках на каждом горизонте с последующим усреднением результатов. После получения результатов анализа металла была рассчитана степень зональной химической неоднородности литого металла по формуле [7]



Рис. 1. Вид составных частей осевой поперечной пробы из непрерывнолитого сляба особонизкосернистой стали марки DNV SAWL 485 FD: r, R – верхняя и нижняя стороны заготовки

$$\eta_E = \frac{[E]_i - [E]_0}{[E]_0} 100,$$

где η_E – степень зональной химической неоднородности примеси E, %;

$[E]_i$ – содержание данной примеси в исследуемой i-й точке сляба, %;

$[E]_0$ – среднее содержание примеси во всех 25 исследованных точках, %.

На рис. 2 приведено изменение степени зональной химической неоднородности нескольких химических элементов: углерода, серы и фосфора по толщине непрерывнолитого сляба.

Из рисунка видно, что в краевых частях сляба расположены зоны металла с отрицательной химической неоднородностью, в которых содержание примесей посте-

ленно увеличивается в направлении от краев (г и R) к центру заготовки. Зона положительной неоднородности располагается в центральной части сляба и имеет ширину 15-30 % от толщины заготовки. Центр этой зоны находится на расстоянии 49,3 % от верхнего края сляба или стороны малого радиуса. Эти данные подтверждаются нахождением в этом месте осевой рыхлости в виде участка повышенной растравимости металла (рис. 3).

Максимальное содержание серы в центральной части заготовки оказалось равным 0,0020 %, что превышает максимально допустимый уровень по стандарту.

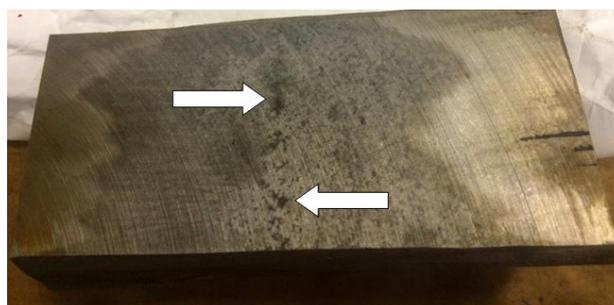


Рис. 3. Осевая рыхлость в центральной части слябовой заготовки

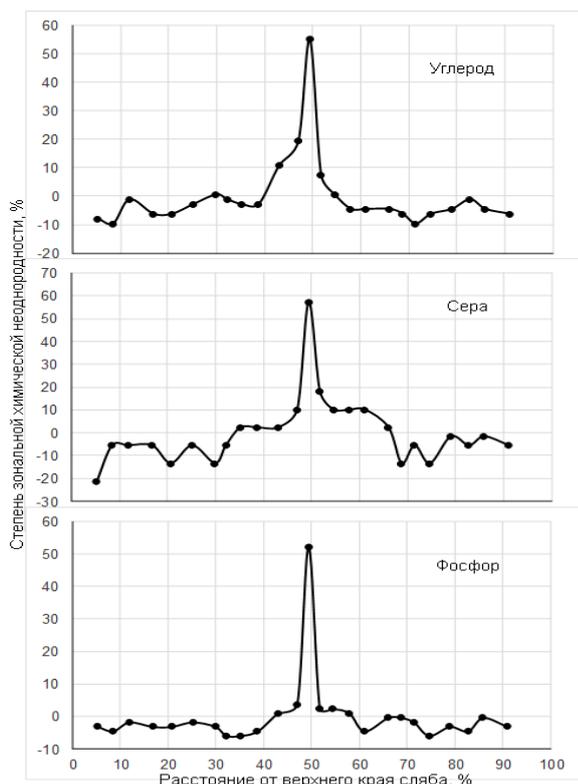


Рис. 2. Изменение зональной химической неоднородности углерода, серы и фосфора по толщине сляба из стали марки DNV SAWL 485 FD

На рис. 4 приведены сравнительные данные о величинах минимальной отрицательной, максимальной положительной, а также суммарной степени зональной химической неоднородности разных химических элементов в литом металле. Из этих данных видно, что рассмотренные элементы по уменьшению склонности к зональной неоднородности можно упорядочить следующим образом:

сера (78,6 %), углерод (64,8 %), фосфор (58,1 %), ниобий (48,1 %);
кремний (16,4 %), алюминий (15,4 %), медь (13,3 %);
марганец и никель (по 9,3 %), молибден (8,4 %), хром (7,7 %).

Таким образом, при изучении зональной химической неоднородности литого металла по толщине сляба установлено, что сера является самым ликвидующим элементом даже при очень низком ее содержании в трубной стали марки DNV SAWL 485 FD.

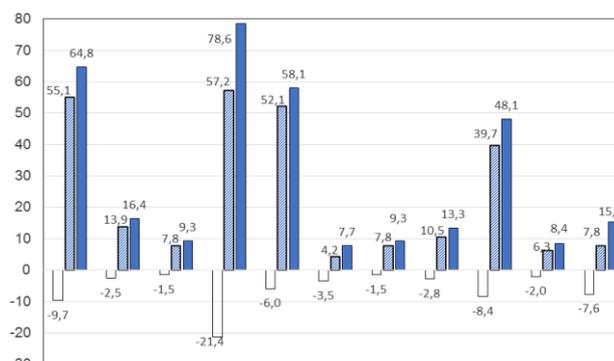


Рис. 4. Сравнительные данные о химической неоднородности непрерывнолитого сляба из особонизкосернистой стали:

- - минимальная отрицательная зональная химическая неоднородность;
- ▨ - максимальная положительная зональная химическая неоднородность;
- - суммарная зональная химическая неоднородность

Список литературы

1. Опыт эксплуатации новой одноручевой слябовой МНЛЗ с вертикальным участком / С.В. Прохоров, Б.А. Сарычев, А.С. Казаков, В.В. Мошкунов, А.М. Столяров // Сталь. 2012. №7. С. 9-11.
2. Колесников Ю.А., Буданов Б.А., Столяров А.М. Металлургические технологии в высокопроизводительном конвертерном цехе: учеб. пособие. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2015. 379 с.
3. Столяров А.М., Мошкунов В.В., Казаков А.С. Мягкое обжатие слябов при разливке трубной стали на криволинейной МНЛЗ с вертикальным участком. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2012. 116 с.
4. Влияние режима мягкого обжатия на макроструктуру непрерывнолитых слябов разной толщины / И.О. Басак, А.М. Столяров, В.В. Мошкунов, А.С. Казаков // Теория и технология металлургического производства. 2015. №1(16). С. 44 – 47.
5. Мошкунов В.В., Столяров А.М. Снижение осевой химической неоднородности трубной стали в результате мягкого обжатия непрерывнолитого сляба // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. №2 (38). С. 24 – 25.

6. Мошкун В.В., Столяров А.М. Влияние мягкого обжата на макроструктуру слябовой непрерывнолитой заготовки из трубной стали // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. №4 (40). С. 45 – 47.
7. Столяров А.М., Селиванов В.Н. Технологические расчеты по непрерывной разливке стали: учеб. пособие. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2011. 67 с.

Сведения об авторах

Крылова Евгения Александровна – магистрант кафедры технологии металлургии и литейных процессов Института металлургии, машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mchm@magtu.ru

Столяров Александр Михайлович – д-р техн. наук, проф. кафедры технологии металлургии и литейных процессов Института металлургии, машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mchm@magtu.ru

Мошкун Владимир Викторович – канд. техн. наук, инженер НТЦ ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат»

Потапова Марина Васильевна – канд. техн. наук, доц. кафедры технологии металлургии и литейных процессов Института металлургии, машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mchm@magtu.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

CHEMICAL INHOMOGENEITY OF THE CONTINUOUS SLAB MADE OF THE PIPE ULTRA LOW SULPHUR STEEL

Krylova Evgenia Alexandrovna – master degree student of Technology of Metallurgy and Foundry Processes Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation. Phone: 8(3519)29-85-73. E-mail: mcm@magtu.ru

Stolyarov Alexander Mikhailovich – D.Sc. (Eng.) Professor of Technology of Metallurgy and Foundry Processes Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation. Phone: 8(3519)29-85-73. E-mail: mcm@magtu.ru

Moshkunov Vladimir Viktorovich – Ph.D. (Eng.), engineer, Scientific and Technical Center of OJSC "MMK"

Potapova Marina Vasilyevna – Ph.D. (Eng.), Associate Professor of Technology of Metallurgy and Foundry Processes Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation. Phone: 8(3519)29-85-73. E-mail: marina_potapova8@mail.ru

Abstract. Zonal chemical inhomogeneity of the continuous casted slab made of DNV SAWL 485 FD (pipe ultra low sulfur steel) has being studied. Data about the change in the degree of zonal chemical inhomogeneity of different chemical elements along the slab is presented. Sulfur has the greatest propensity to liquation, even when its content is extra low in the metal.

Keywords: continuous casting, pipe steel, sulfur, low content, slab, chemical heterogeneity



Ссылка на статью:

Химическая неоднородность непрерывнолитого сляба из трубной особонизкосернистой стали / Крылова Е.А., Столяров А.М., Мошкун В.В., Потапова М.В. // Теория и технология металлургического производства. 2017. №1(20). С. 20-22.

Krylova E. A., Stolyarov A.M., Moshkunov V.V., Potapova M. V. Chemical inhomogeneity of the continuous slab made of the pipe ultra low sulphur steel. *Teoria i tehnologia metallurgicheskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2017, vol. 20, no. 1, pp. 20-22.

ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

УДК 669.187.56

Вдовин К.Н., Ячиков М.И., Юсин А.Н., Позин А.Е., Русин Е.А.

ПЕРЕПЛАВ НОЖЕВЫХ МАРОК СТАЛЕЙ МЕТОДОМ ЭШП

Аннотация. Рассмотрены вопросы переработки отходов прокатного производства, в частности, электрошлаковый переплав ножевых сталей. Показана технология производства ножей и подготовки электрода для ЭШП. Оценена экономическая эффективность предложенного способа утилизации отходов металлургического производства.

Ключевые слова: электрошлаковый переплав, прокат, ножи, электрод, сталь, инвентарная головка, выход годного.

ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» (ММК) является одним из крупнейших производителей листового проката в РФ. Учитывая объемы проката, производимого ММК - ЛПЦ-5(АПР-2, АПР-3, АПР-4, АПР-5, АПР-9, НТА-1, НТА-2), ЛПЦ-6 (АП, АНЦ), ЛПЦ-3 (АП), ЛПЦ-4(АПР-2), ЛПЦ-7 (АПР), ЛПЦ-8(АУР), Сортовой цех (стан 450), ЛПЦ-9 (стан 5000), ЛПЦ-11 (стан 2000) для ООО «Механоремонтный комплекс» (МРК), актуальным является вопрос повышения эффективности изготовления оборудования, и в частности, дисковых и полосовых ножей.

Ножи являются одним из наиболее важных элементов агрегатов продольной и поперечной резки в листопрокатном производстве. Это наиболее уязвимая и регулярно ремонтируемая деталь (рис. 1).



Рис. 1. Агрегат продольной резки в работе

МРК освоил полный цикл изготовления этого вида изделий. На сегодняшний день производство ножей агрегатов в условиях МРК протекает по следующей маршрутной карте:

- плавка стали в электропечах;
- разливка в формы электродов ЭШП;
- переплав ЭШП;
- ковка заготовок дисковых ножей;
- предварительная термическая обработка (отжиг);
- механическая обработка;

- окончательная термическая обработка (закалка с высоким отпускном).

Ножи изготавливают из поковок III группы по ГОСТ 8479. В качестве заготовки для изготовления поковок дисковых и полосовых ножей используют слиток ЭШП из специальных сталей МРК, полученный путем переплава литых электродов литейного цеха [1-5].

В качестве материалов для изготовления дисковых и полосовых ножей для ММК используют стали марок 6ХВ2С, 4Х5МФС по ГОСТ 5950, а также специальные стали СП 1, СП 2, СП 3, СП 4.1, СП1.1 с запатентованными МРК химическими составами.

Электрод для ЭШП состоит из инвентарной головки и сплавляемой части, соединенных между собой при помощи электродуговой сварки. Однако ножевые марки сталей относят к категории несвариваемых, поэтому для сборки электродов ЭШП был применен способ механического соединения.

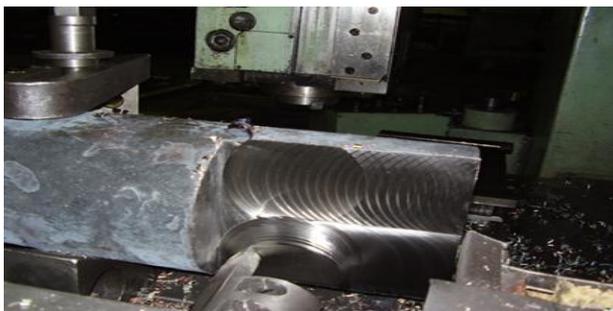
Для этого на одном из торцов заготовки электрода предварительно фрезеруют площадку под переходник к инвентарной головке (рис. 2,а). На фрезерованном выступе сверлят четыре отверстия под болты (рис. 2,б). Переходник и заготовку электрода стягивают на болты и к переходнику приваривают инвентарную головку (рис. 2,в) методом ручной дуговой сварки.

После проведения переплава от сплавляемой части электрода остается не сплавившаяся часть – «огарок» (рис.3). Вес огарка варьируется в зависимости от диаметра электрода.

Таким образом, как видно из табл. 1, основные потери металла при переплаве ножевых марок сталей связаны с наличием «огарка».

Для увеличения выхода годного металла предлагаем новую схему крепления ножевого электрода (рис. 4). Фрезерованный торец электрода из ножевой стали соединяют при помощи болтового соединения с переходником из хорошо свариваемой стали, а переходник при помощи электродуговой сварки приваривают к инвентарной головке. Для обеспечения хорошего электрического контакта между переходником и электродом ЭШП осуществляют их сварку (рис. 4).

Для сборки электродов диаметром 140 и 240 мм предложено применить один болт М30-6х110,58 ГОСТ 7805. Для сборки электродов диаметром 330 мм предложено применить три таких болта.



а



б



в

Рис. 2. Собранный электрод ЭШП из ножевой стали (обозначения в тексте)



Рис. 3. Огарок сплавляемой части электрода ЭШП ножевой марки стали

Расчет прочности болта произведен по формуле

$$F_6 = \chi \cdot \sigma_v \cdot \pi \cdot d_1^2 / 4,$$

где $\chi=1$ – коэффициент упрочнения; $\sigma_v = 5200$ кг/см² – временное сопротивление (ГОСТ 1759.4-87 для болтов класса прочности 5.8); $d_1=25,7$ мм – внутренний диаметр резьбы по дну впадины.

$$F_6 = 1 \cdot 5200 \cdot 3,14 \cdot 2,572/4 = 26961 \text{ кг.}$$

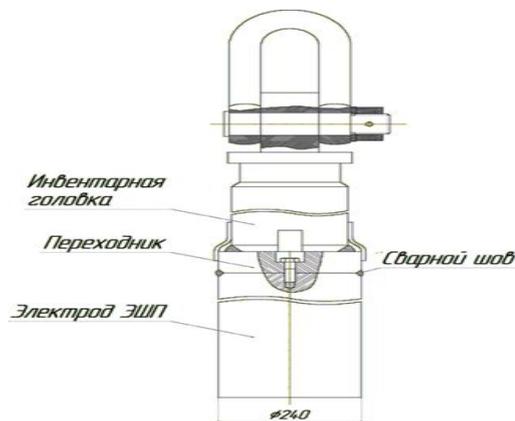


Рис. 4 Новая конструкция электрода ЭШП из ножевой стали

Таблица 1

Данные по весу электрода и слитка ножевых марок сталей

Диаметр электрода, мм	Средний вес, кг		Расходный коэффициент	Потери, кг	
	электрода	слитка		механическая обработка	огарок
140	409,5	374	1,10	3 2 отв. Ø38 + фрезеровка площадки	32,5
240	1295,7	1183,4	1,10	7 4 отв. Ø38 + фрезеровка площадки	105,3
330	2306	2107	1,10	10 4 отв. Ø38 + фрезеровка площадки	189

Для проверки расчета определена сила, вызывающая возможный срез витков болта. Расчет проведен по формуле

$$F_p = \pi d_1 k N k_m \zeta_v,$$

где $k = 0,87$ – коэффициент полноты резьбы болта; $N=60$ мм – высота резьбы; $k_m = 0,55$ – коэффициент, учитывающий пластическую деформацию витков; $\zeta_v = 0,6 \cdot \sigma_v = 3120$ кг/см² – предел прочности резьбы на срез

$$F_p = 3,14 \cdot 2,57 \cdot 0,87 \cdot 6 \cdot 0,55 \cdot 3120 = 72285 \text{ кг.}$$

Как показывают расчеты, болтовое соединение с большим запасом может выдержать вес сплавляемой части электрода.

Новая конструкция при сопоставимых с имеющейся конструкцией затратах и потерях металла на механическую обработку позволит полностью (без «огарка») сплавить ножевой электрод, что значительно увеличивает массу получаемого слитка (табл. 2).

Расчет экономической эффективности представлен в табл. 3.

Таким образом, годовой экономический эффект может составить:

$$23\,276\,143,02 - (21\,664\,790,69 + 99\,729) = 1\,511\,623,33 \text{ руб.}$$

Применив новую технологии сборки электрода из ножевой стали и оценив ее эффективность, внедрили эту технологию в производство с достаточно высоким эффектом.

Таблица 2

Расчет массы слитка и расходного коэффициента при использовании новой конструкции электрода ЭШП из ножевой стали

Диаметр электрода, мм	Средний вес электрода, кг	Потери на механическую обработку, кг	Расчетный вес слитка, кг	Расходный коэффициент
140	409,5	2 1 отв. М30 + фрезеровка торца	407,5	1,01
240	1295,7	4,7 1 отв. М30 + фрезеровка торца	1291,0	1,01
330	2306	9,5 3 отв. М30 + фрезеровка торца	2296,5	1,01

Таблица 3

Расчет экономической эффективности

Конструкция	Масса электродов за последние 12 мес., кг	Расходный коэффициент	Масса слитков за последние 12 мес., кг	Стоимость слитков за последние 12 мес., рублей	Полезный возврат (огарки)	
					Масса, кг	Стоимость, руб.
Существующая конструкция	185 905	1,10	169 817	21 664 790,69	14 247	99 729
Предлагаемая конструкция	185 905	1,01	184 064	23 276 143,02	-	-

Список литературы.

1. Совершенствование технологии электрошлакового переплава меди / К.Н. Вдовин, А.А. Подосян, А.Н. Юсин и др. // Вестник Магнитогорского гос. техн. ун-та. им. Г.И.Носова. 2004. № 1. С. 49 – 51.
2. Исследование технологии электрошлакового переплава отходов металлургического оборудования / К.Н. Вдовин, А.А. Подосян, А.Н. Юсин и др. // Литейные процессы. Магнитогорск: МГТУ, 2004. вып. № 4. С. 123 – 128.
3. Вдовин К.Н., Подосян А.А., Юсин А.Н. Увеличение стойкости дисковых ножей // Теория и технология металлургического производства. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007. вып. 7. С. 75 – 83.
4. Кочкин С.В., Семин А.Е. Переработка металлической стружки с применением электрошлаковых технологий // Современные проблемы электрометаллургии стали: материалы XIV Международной конф.: 2 ч. / под ред. В.Е. Рощина. Челябинск: издательский центр ЮУрГУ, 2015. С.108-112.
5. Переплав стружки стали 25Х1МФ методом ЭШП / К.Н. Вдовин, А.Н. Юсин, А.Е. Позин и др. // Современные проблемы электрометаллургии стали: материалы XIV Международной конф.: 2 ч. / под ред. В.Е. Рощина. Челябинск: издательский центр ЮУрГУ, 2015. С. 112 - 116.

Сведения об авторах

Вдовин Константин Николаевич - зав. каф. технологии металлов и литейных процессов, д-р техн. наук, проф. ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия. E-mail: vdovin@magtu.ru

Ячиков Матвей Игоревич - аспирант каф. технологии металлов и литейных процессов ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Магнитогорск, Россия.

Юсин Александр Николаевич - нач. службы качества и инжиниринга ООО «Механоремонтный комплекс». Магнитогорск, Россия. E-mail: yusin.an@mrk.mmk.ru.

Позин Андрей Евгеньевич - нач. бюро разработки технологии МНЛЗ ООО «Механоремонтный комплекс». Магнитогорск, Россия. E-mail: pozin.at@mrk.mmk.ru

Русин Евгений Александрович - ведущий инженер бюро разработки технологии МНЛЗ ООО «Механоремонтный комплекс». Магнитогорск, Россия. E-mail: intel@inbox.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

REMELTING OF KNIFE STEELS BY THE ELECTROSLAG REMELTING METHOD

Vdovin Konstantin Nikolaevich – The Chief of Technology of Metallurgy and Foundry Processes Department, Dr. Sc.(Eng), Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation. E-mail: Vdovin@magtu.ru.

Yachikov Matvei Igorevich - PhD student of Technology of Metallurgy and Foundry Processes Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation.

Yusin Alexander – The Chief of quality service and engineering LLC ООО "Mehanoremontny complex." Magnitogorsk, Russian Federation. E-mail: yusin.an@mrk.mmk.ru.

Pozin Andrei – The Chief of the Department for the development of technology the CCM LLC ООО «Mehanoremontny complex» Magnitogorsk, Russian Federation. E-mail: pozin.at@mrk.mmk.ru.

Rusin Evgeny - Leading engineer of the Bureau of development of technology of continuous casting machine. ООО "Mehanoremontny complex" Magnitogorsk, Russian Federation. E-mail: intel@inbox.ru

Abstract. The questions of waste rolling production recycling and electroslag remelting of steel are shown in particular. The technology of knives production and the preparation of the electrode for ESR is given. Economic efficiency of the proposed method of disposal of metallurgical wastes is estimated.

Keywords: electroslag remelting, rolling, knives, electrode, steel, inventory head, the yield.



Ссылка на статью:

Переплав ножевых марок сталей методом ЭШП / Вдовин К.Н., Ячиков М.И., Юсин А.Н., Позин А.Е., Русин Е.А. // Теория и технология металлургического производства. 2017. №1(20). С. 23-26.

Vdovin K.N., Yachikov I. M., Yusin A., Pozin A., Rusin E. Remelting of knife steels by the electroslag remelting method. *Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2017, vol. 20, no. 1, pp. 23-26.

УДК 621.742

Илларионов И.Е., Стрельников И.А.

ТЕПЛОИЗОЛЯЦИОННЫЕ МЕТАЛЛОФОСФАТНЫЕ СМЕСИ И МЕТОДЫ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ В ЛИТЕЙНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Аннотация. Предложены результаты исследований оптимальных составов теплоизоляционных металлофосфатных смесей. В качестве изоляционных материалов применяют пористые вещества, имеющие малую теплопроводность и низкую плотность. По практическим данным теплоизоляционные прибыльные оболочки снижают массу прибыли отливки в два раза. Изучено влияние различных теплоизоляторов на теплофизические свойства оболочек, определены условия формирования качественной структуры и высокой прочности отливок. Разработаны методы применения теплоизоляционных металлофосфатных смесей в литейном производстве для формирования качественной структуры отливок.

Ключевые слова: литейное производство, отливки, металлофосфатные связующие, теплоизоляционные смеси, прибыльные оболочки, качественная структура отливки.

Сопоставление объема широко применяемых прибылей с объемом компенсируемых ими усадочных раковин показывает, что коэффициент использования металла прибылей, например для отливок из углеродистых сталей, составляет менее 0,1 для слитков 0,35-0,5. При этих условиях нормальная работа прибыли достигается за счет увеличения ее массы: чем больше масса прибыли, напусков и припусков, тем более длительное время ее металл находится в жидком состоянии и тем лучше условия для направленного затвердевания отливки. В связи с этим применяются большие прибыли, составляющие 60-100% массы отливки и 15-20% массы слитка. Иногда масса прибыли даже превышает массу отливки, масса напусков и припусков металла также составляет 20-30% массы отливки. В результате выход годного металла не превышает 50-60%, коэффициент использования металла во многих случаях ничтожно мал 0,08-0,12 и много отливок идет в брак из-за рыхлости и трещин.

После заливки жидкого металла в форму на ранней стадии процесса затвердевания усадка компенсируется поступлением жидкого металла через питающее сечение из прибыли в отливку. В дальнейшем прибыль, хотя и медленнее отливки, также затвердевает, и на заключительной стадии затвердевания компенсация усадки происходит перемещением твердожидкого металла из прибыли в отливку. Такое перемещение через узкое питающее сечение затруднено, а в ряде случаев прекращается совсем. В результате, если отливка к этому времени не затвердела, в ней образуется пористость или вторичная усадочная раковина, следовательно, для улучшения условий питания необходимо максимально увеличить разницу в продолжительности затвердевания прибыли и отливки.

Простое увеличение массы и размеров прибыли приводит лишь к повышению расхода металла на прибыль и снижению выхода годного и не всегда гарантирует отсутствие в отливке усадочных дефектов. Увеличение размеров прибыли повышает также трудоемкость отделения прибыли.

Замедления отвода теплоты можно достичь выбором соответствующего изолирующего материала. Применение утеплителей, теплоизоляционных прибыльных оболочек из

теплоизоляционных смесей позволит устранить указанные выше недостатки.

В качестве изоляционных материалов применяют пористые вещества, имеющие малую теплопроводность и низкую плотность. Материалы с малой теплопроводностью 0,2 Вт/мК называются теплоизоляторами. Большинство теплоизоляторов состоит из волокнистой, порошковой или пористой основы, заполненной воздухом [1. С. 8].

Формовочные смеси, имеющие коэффициент тепловой аккумуляции, равный 1-10 ВтСмК, являются теплоизоляционными материалами, а изготовленные из них стержни и части форм - теплоизоляционными оболочками, облицовками и утеплителями. Такие материалы мало аккумулируют тепло, почти не охлаждают расплав и, следовательно, длительное время сохраняют его в жидком состоянии. На основе этих положений технология применения теплоизоляционных смесей предусматривает изготовление прибыльной части формы из теплоизоляционных оболочек и облицовок, засыпку зеркала металла прибыли порошком, изготовление форм подприбыльных и тонкостенных ее частей из теплоизоляционных облицовок и стержней - утеплителей.

Теплоизоляционные прибыльные оболочки снижают массу прибыли по сравнению с обычными прибылями на 50-70% для стального литья и на 80-85% для литья из цветных сплавов и ковкого чугуна. Сравнительные исследования показали, что при прочих равных условиях оптимальный объем теплоизоляционной прибыли превышает объем усадочной раковины в 2-3 раза, экзотермической прибыли в 2,5-4 раза и обычной прибыли в 8-12 раз. Новая технология исключает применение технологических напусков металла, предусмотренных по правилу вписанных окружностей, вследствие чего резко повышается коэффициент использования металла прибыли.

Наиболее приемлемыми для изготовления теплоизоляционных смесей, служащих для обогрева прибылей стальных отливок, явились алюмохромфосфатное связующее АХФС по ТУ 6-18-166-83 и магнийалюмофосфатное связующее МАФС 20ИК по ТУ 6-18-10-11-85. Металлофосфатные связующие обладают высокой термостойкостью, стабильностью свойств, низкими токсичностью, газотворностью и гигроскопичностью, обеспечивают высокие физико-

механические и технологические свойства смесей [2. С. 80].

Комплексное исследование физико - механических и теплофизических свойств теплоизоляционных металлофосфатных смесей в зависимости от количества и качества различных составляющих материалов и наполнителей, содержания связующих материалов позволило разработать оптимальные составы теплоизоляционных смесей.

Оптимальные условия формирования качественной структуры и высокой прочности отливки устанавливаются при соотношении скоростей отвода теплоты отливки и прибыли, равном 2:1 или 1,5:1. Выполнить эти условия можно только при дифференцировании теплофизических и прочностных свойств литейных форм. Управление затвердеванием отливки с применением утеплителей, теплоизоляционных прибыльных оболочек технологически возможно и экономически выгодно. Такие прибыли мало аккумулируют тепло, почти не охлаждают расплав и, следовательно, длительное время сохраняют его в жидком состоянии. Сравнительные исследования показали, что при прочих равных условиях оптимальный объем теплоизоляционной прибыли превышает объем усадочной раковины в 2-3 раза, обычной прибыли - в 8-12 раз. Коэффициент использования металла теплоизоляционной прибыли из углеродистой стали составляет 0,33-0,5, обычной 0,8-0,12. Теплоизоляционные прибыльные оболочки снижают массу прибыли по сравнению с обычными прибылями на 50-70% для стального литья.

Для теплоизоляции прибылей стальных отливок в формах из песчаноглинистых и других смесей разработаны теплоизоляционные металлофосфатные смеси, обладающие экзотермическим эффектом. Также разработаны новые теплоизоляционные металлофосфатные смеси с улучшенными эксплуатационными свойствами, содержащие в составе новый эффективный теплоизоляционный материал - эковату, и смеси, содержащие отход ваграночного производства - чугуна ваграночный шлак. Отличием разработанных теплоизоляционных смесей является введение новых ингредиентов. Указанная совокупность компонентов обеспечивает улучшение физико - механических и теплофизических свойств смесей. Экспериментально установлено, что оптимальное процентное содержание металлофосфатных связующих в составе теплоизоляционных смесей составляет 7-15 мас.%. Содержание связующих ниже 7 мас.% приводит к ухудшению физико - механических свойств смесей, а при содержании свыше 15 мас.% увеличиваются себестоимость и коэффициент теплопроводности смеси.

Оболочки из теплоизоляционных металлофосфатных смесей для утепления прибылей прямого питания сверху могут быть закрытого (иногда открытого) типа, сферической, секторной, овальной, цилиндрической, прямоугольной формы. Оболочки формируют в металлических или деревянных стержневых ящиках. Плотность набивки должна быть минимальной, обеспечивающей необходимую прочность оболочки в сыром состоянии. Толщина стенок оболочек составляет 15-30 мм. Для вывода газов из формы в верхней

части оболочки прокалывается отверстие диаметром 15-20 мм. Сушат оболочки при температуре 313-423 К в течение 1-3 ч или при температуре 523-573 К в течение 20-45 мин.

Исследованиями установлено, что необходимо соблюдать данный режим сушки оболочек. Установлено, что длительная сушка ведет к снижению предела прочности на растяжение смеси. После сушки поверхность оболочки не должна осыпаться. Готовые оболочки должны быть прочными, без трещин и выломов. При хранении необходимо предохранять их от влаги. В этих условиях оболочки могут храниться в течение 2-3 мес.

Экспериментально установлено, что с увеличением процентного содержания эковаты в теплоизоляционной смеси снижается коэффициент теплопроводности смеси, но при этом снижается предел прочности на разрыв. Поэтому следует добавлять в состав смеси до 15 мас.% эковаты.

Проведены исследования по изучению влияния различных теплоизоляторов на теплофизические свойства оболочек из теплоизоляционных металлофосфатных смесей. Анализ динамики изменения температурного поля в оболочках и формах позволил сделать вывод, что наилучшие результаты получены с использованием смесей, в состав которых входит специально обработанная целлюлоза — эковата (до 15 мас.%). Данный состав позволил увеличить время активной работы прибыли в 2 раза при технологической возможности уменьшения объема прибыли в 2 раза.

Разработанные теплоизоляционные металлофосфатные смеси по своим свойствам превосходят известные теплоизоляционные смеси. Их приготовление и применение не требуют дополнительного оборудования или капитальных затрат, что дает основание рекомендовать их для широкого внедрения с целью экономии металла и улучшения санитарно - гигиенических условий труда (табл.1).

Способ приготовления теплоизоляционной смеси заключается в следующем: трепел, эковату или древесные опилки, каолиновую глину смешивают в катковых бегунах в течение 3-5 мин, после чего добавляют ваграночный шлак или приготовленную пастообразную торфяную массу и металлофосфатное связующее в указанном в таблице количестве. Полученную теплоизоляционную смесь перемешивают в бегунах. Готовую однородную теплоизоляционную смесь подают с помощью транспортных средств на стержневой участок для формирования теплоизоляционных металлофосфатных оболочек. Приготовленные ручным или машинным способами теплоизоляционные оболочки поступают на поддонах в сушильную камеру на стержневом участке. Сушку проводят при температуре 120-140°C. Остаточная влажность смеси не должна превышать 5%. Трепел в теплоизоляционной металлофосфатной смеси является катализатором процесса отверждения металлофосфатного связующего и дополнительного инертного теплоизолятора - огнеупорного наполнителя. Приготовленные оболочки готовы к применению и устанавливаются в литейную полуформу. Торф,

эковата, древесные опилки, ваграночный шлак, кварцевый песок играют роль теплоизолятора. Сочетание данных ингредиентов в составах теплоизоляционных смесей улучшает физико - механические характеристики и теплоизоляционные свойства смесей, повышает формуемость и снижает осыпаемость оболочек.

При изготовлении форм оболочки и утеплители устанавливаются непосредственно на модель отливки, для чего в них предусмотрены специальные знаки - фиксаторы. Прочность оболочек позволяет применять их при машинной

формовке и при уплотнении форм пневматическими трамбовками. При этом перед формовкой вокруг оболочек и утеплителей смесь уплотняется вручную.

После раскрытия формы и извлечения модели в верхней полужорме выполняются необходимые каналы. Оболочки также можно устанавливать на готовые полужормы. Установлено, что оболочки, изготавливаемые из теплоизоляционных металлофосфатных смесей, не оказывают отрицательного влияния на химический состав стальных отливок.

Таблица 1

Составы и свойства разработанных теплоизоляционных металлофосфатных смесей

Наименование материала	Содержание составляющих смеси, мас. % Номер смеси									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
содержание										
Опилки древесные	-	-	-	-	-	-	25	28	-	30,5
Древесная мука	-	-			-	-	10	7	-	5,5
Каолинистая глина	и	10	9	-	-	-	20	18	-	13,5
Песок кварцевый	60	63	68	-	-	60	25	28	50	19,5
Алюминиевый порошок	-	-	-	-	-	-	10	12	-	15,5
Эковата	16	15	13	-	-	-	-	-	-	-
Ваграночный шлак	-	-	-	85	88	-	-	-	-	-
Трепел	-	-	-	5	7	5	-	-	10	-
Торф	-	-	-	-	-	25		-	30	-
Вода	13	12	10	15	12	до формуемости				15,5
Металлофосфатные связующие материалы (АХФС, МАФС 20ИК)						10	10	7	10	
Свойства										
Прочность на разрыв, МПа										
в сухом состоянии	0,35	0,32	0,30	0,41	0,40	0,37	0,2	0,21	0,53	0,28
в сыром состоянии	0,043	0,042	0,041	0,044	0,043	0,035	0,042	0,035	0,048	0,044
Осыпаемость, %	0,30	0,35	0,37	0,50	0,60	0,4	0,60	0,70	0,1	0,70
Коэффициент теплопроводности										
при 1573 К, Вт/мК	0,15	0,17	0,18	0,25	0,27	0,33	0,27	0,26	0,28	0,26

Список литературы

- Илларионов И.Е., Стрельников И.А., Журавлев А.Ф. Особенности применения специальных смесей для легкоотделяемых прибылей // Заготовительные производства в машиностроении. 2011. № 9. С. 8-10.
- Илларионов И.Е., Стрельников И.А., Петрова Н.В. Ме-

таллофосфатные связующие и смеси, особенности их отверждения // Вестник Чувашского государственного педагогического университета им. И.Я. Яковлева. 2012. № 4(76). С. 79-85.

Сведения об авторах

Илларионов Илья Егорович – д-р техн. наук, профессор кафедры материаловедения и металлургических процессов, Чувашский государственный университет, Россия, Чебоксары. E-mail: tmi1p@rambler.ru.

Стрельников Игорь Анатольевич – канд. техн. наук, доц. кафедры материаловедения и металлургических процессов, Чувашский государственный университет, Россия, Чебоксары. E-mail: strelnikov.15@mail.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

HEAT-INSULATING METAL-PHOSPHATE MIXTURES AND METHODS OF THEIR APPLICATION IN FOUNDRY

Illarionov Ilya Egorovich – D. Sc. (Eng.), Professor of Materials Science and Metallurgical Processes Chair, Chuvash State University, Cheboksary, Russia.

Strelnikov Igor Anatolievich – Ph. B. (Eng.), Assistant Professor of Materials Science and Metallurgical Processes Chair, Chuvash State University, Cheboksary, Russia.

Abstract. The present article studies an optimum composition of heat-insulating metal-phosphate mixtures. We use as insulating materials porous substances with low thermal conductivity and low density. According to factual data, heat-insulating riser shells reduce the weight of a riser twice. Here is studied the influence of various heat insulators on thermophysical properties of shells as well as conditions for obtaining castings with the structure of high quality and strength. The article also offers methods of applying heat-insulating metal-phosphate mixtures in industry.

Keywords: foundry, casting, metal-phosphate binders, heat-insulating mixtures, riser shell, casting perfect structure.



Ссылка на статью:

Илларионов И.Е., Стрельников И.А. Теплоизоляционные металлофосфатные смеси и методы их применения в литейном производстве // Теория и технология металлургического производства. 2017. №1(20). С. 27-30.

Illarionov I.E., Strelnikov I.A. Heat-insulating metal-phosphate mixtures and methods of their application in foundry. *Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2017, vol. 20, no. 1, pp. 27-30.

РЕСУРСО- И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 621.74.047

Парсункин Б.Н., Андреев С.М., Галеев Р.Р.

УЛУЧШЕНИЕ ВНУТРЕННЕЙ МАКРОСТРУКТУРЫ НЕПРЕРЫВНОЛИТЫХ ЗАГОТОВОК ПУТЕМ ИЗМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗЛИВКИ

Аннотация. Рассматривается универсальная технологическая схема энергосберегающего производства горячекатаного проката из непрерывнолитых заготовок с улучшенной внутренней макроструктурой. Улучшение макроструктуры обеспечивается путем удаления в жидком виде из центральной (осевой) зоны непрерывнолитой заготовки некондиционного металла при порезе непрерывнолитого слитка на мерные длины и последующим обжатием заготовок в прокатной клети, установленной на выходе МНЛЗ.

Регулируемое эффективно технологически обоснованное удаление заporоченного металла из центральной зоны непрерывнолитой заготовки обеспечивается соответствующим управлением охлаждением металла в зоне вторичного охлаждения, управлением скоростью разлива непрерывнолитого слитка и управлением мягким обжатием перед порезом на мерные длины.

Ключевые слова: непрерывная разливка, осевые дефекты, обжатие слитка, непрерывнолитая заготовка, заporоченный металл, внутренняя макроструктура

Введение

При технологии разлива стали в изложницы головные и хвостовые наиболее заporоченные части слитка после прокатки на обжимных станах уходили в обрезь на повторную переплавку.

Появление высокопроизводительного конвертерного производства стали явилось причиной широкого распространения машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ), которые позволяют получить непрерывнолитые заготовки точно заданного размера с высокой производительностью и практически с отсутствием обрезки, неизбежно появляющегося заporоченного металла особенно в центральной части отливаемой заготовки.

Переход от разлива в слитки к непрерывной разливке неизбежно ужесточил требования к качеству горячекатаного проката. Появившиеся в сталеплавильном производстве промежуточные технологии ковшевой доводки стали и циркуляционного вакуумирования не решают полностью проблемы получения высококачественного горячекатаного проката для специализированного массового производства в оборонной, трубной, судостроительной и других отраслях промышленного производства.

В представленной работе рассматривается универсальная технология производства непрерывнолитых заготовок обычного (существующего) качества и высококачественных заготовок с улучшенной внутренней макроструктурой. Повышение качества за счет уменьшения внутренних дефектов обеспечивается удалением в жидком виде центральной заporоченной части заготовки при регулируемом порезе с незавершенным процессом кристаллизации и последующим обжатием в прокатной клети на выходе МНЛЗ.

Дефекты внутренней макроструктуры непрерывнолитых заготовок и причины их возникновения

При крупномасштабном производстве горячекатаного проката используется технология разлива стали на МНЛЗ с последующей прокаткой непрерывнолитых заготовок на станах горячей прокатки.

Поступающий в кристаллизатор МНЛЗ металл содержит равномерно распределенные по объему неметаллические включения оксидов элементов, используемых для раскисления и легирования. Это приводит к неоднородности структуры непрерывнолитых заготовок, являющейся причиной возникновения различных дефектов.

Важнейшими из дефектов являются:

- трещины, классифицируемые по расположению в теле непрерывнолитой заготовки и по температурной области образования;
- пористость или осевая рыхлость;
- осевая химическая неоднородность;
- поверхностные дефекты.

По существующей методике дефекты непрерывнолитых заготовок определяются по серным отпечаткам с поверхности темплетов, изготовленных по специальной технологии поперечных срезов заготовок. Дефекты оцениваются субъективно по баллам в соответствии с ОСТ 14-04-73. Если оценка конкретного дефекта превышает два балла, то такой металл считается продукцией пониженного качества (некондиционным) и имеет меньшую цену на рынке готовой продукции.

Проценты от 485 темплетов слябовых заготовок из углеродистых (0,11-0,5% [C]) марок стали с дефектами внутреннего строения (два балла и больше), отлитых на МНЛЗ № 3 Кислородно-конвертерного цеха ОАО «ММК» в 2002 г., при производстве около 220 тыс т в месяц в период освоения машины представлены в таблице [1].

Анализ полученных данных показывает, что более 25% внутренних дефектов приходится на осевую (центральную) зону непрерывнолитой заготовки, причем значительная часть дефектов связана с химической неоднородностью.

Все типы дефектов, особенно трещины, классифицируются по расположению в теле непрерывнолитой заготовки и по температурной области образования этих дефектов.

Трещины высокотемпературной области кристаллизации (800÷1200°C) – околосолндримые, в основном образуются по междендридным пространствам и возникают в температурном интервале хрупкости (ТИХ), Характеризующимся минимальной пластичностью расплава [2]. Присутствие любых элементов в стали, понижающих температуру солидуса, повышает трещиностойкость [3].

Осевые внутренние трещины – «расслой», расположенные вдоль осевой линии ликвации, представляют значительную опасность для сплошности непрерывнолитой заготовки. Причиной их образования являются напряжения, возникающие между внешними и внутренними слоями заготовки, когда внутренняя зона охладились, сократившись в объеме.

Очагами образования таких трещин являются немаллические включения, ликвидирующие в осевую зону при диффузии по границам аустенитных зерен легкоплавких элементов и их окислов.

В осевой зоне непрерывнолитой заготовки встречается повышенный уровень пористости. Этот дефект называется осевой рыхлостью, возникает при нарушении стабильности разливки, когда повышается вероятность возникновения «мостов» - зон закристаллизовавшегося металла, препятствующих подпитке жидким металлом еще не затвердевших участков осевой зоны.

На структуру и служебно-потребительские свойства непрерывнолитых заготовок влияет множество факторов, воздействие некоторых из них не выяснено до сих пор. В представленной работе для устранения дефектов в осевой зоне для получения высококачественных непрерывнолитых заготовок для специальных видов горячекатаной продукции предлагается осуществлять порезку непрерывнолитых заготовок на мерные длины при регулируемом незавершенном процессе кристаллизации, когда заporоченный металл удаляется из осевой зоны в жидком виде. Целостность структуры заготовки при этом обеспечивается обжатием металла в мощной прокатной клети, размещенной на выходе МНЛЗ или в расположенной рядом черновой группе широкополосного стана горячей прокатки. Непрерывнолитые заготовки при такой технологии будут иметь высокое теплосодержание, что обеспечит энергосберегающий режим широкополосного горячекатаного проката для оборонной, трубной, судостроительных отраслей промышленного производства.

Таблица

Проценты от 485 темплетов слябов из углеродистых марок стали с дефектами внутреннего строения двух и более баллов и поверхности

Вид дефекта внутреннего строения слябовой заготовки	Количество, шт	Процент слябов
Осевая рыхлость	25	5.3
Осевая химическая неоднородность	93	19.2
Осевая трещина	5	1.0
Трещины перпендикулярные широкой грани	7	1.4
Трещины гнездообразные	12	2.5
Точечная неоднородность	18	3.7
Поверхностные дефекты	81	16.8

Универсальная технологическая схема производства горячекатаного проката из непрерывнолитых заготовок с улучшенной внутренней макроструктурой

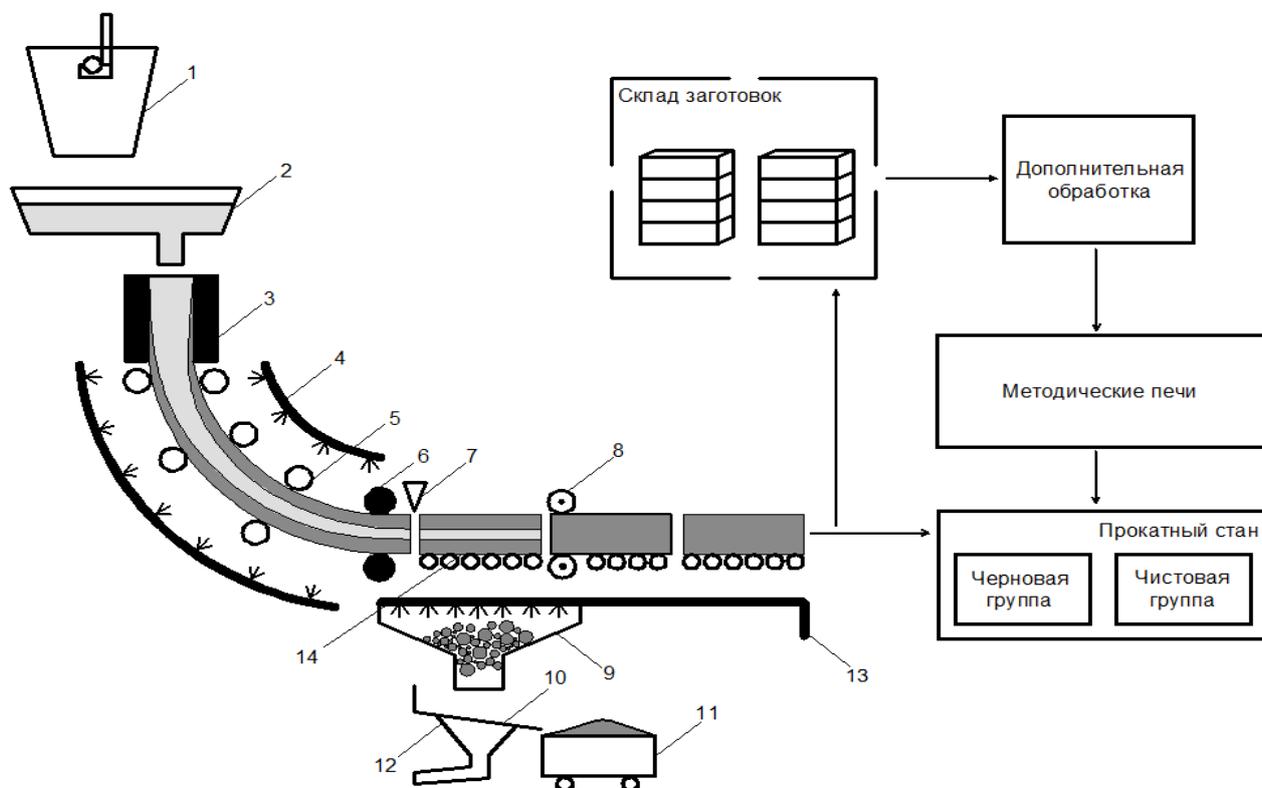
Технология разливки стали на МНЛЗ обеспечивает самую высокую производительность и используется в настоящее время наиболее широко. Одновременно эта технология является достаточно затратной, поскольку допускает значительную потерю теплосодержания разливаемой жидкой стали. Затраты условного топлива по дальнейшему переделу непрерывнолитых заготовок, в зависимости от организации технологического процесса, могут измениться от 35 до 70 кг условного топлива на тонну в зависимости от температурного состояния заготовок, поступающих в нагревательные печи станов горячей прокатки.

Универсальная технологическая схема энергосберегающего производства горячекатаного проката из

непрерывнолитых заготовок с улучшенной и обычной типовой внутренней макроструктурой представлена на рисунке.

Металл из сталеразливочного ковша 1 с регулируемым расходом подается в промежуточный ковш 2 и из него с регулируемым расходом в водоохлаждаемый кристаллизатор 3. Вытягиваемый из кристаллизатора непрерывнолитой слиток с помощью опорно-изгибающей валковой системы 5 подвергается воздушно - водяному охлаждению в зоне вторичного двустороннего охлаждения (ЗВО) 4.

Для обеспечения регулируемого и управляемого удаления наиболее запороченной жидкой центральной части непрерывнолитой заготовки при последующем порезе на мерные длины системой газокислородной резки 7 используется прокатная клеть мягкого предварительного обжатия 6.



Универсальная технологическая схема энергосберегающего производства горячекатаного проката из непрерывнолитых заготовок с улучшенной и обычной типовой внутренней макроструктурой

Решение этой сложной задачи обеспечивается за счет совместного функционирования трех взаимосвязанных систем управления технологическим режимом:

- система управления подачей и распределением по секциям водовоздушного охлаждения во всей ЗВО;
- система управления скоростью разливки, т.е. скоростью вытягивания заготовки из кристаллизатора и продвижения заготовки по всей технологической линии разливки МНЛЗ;
- система управления мягким обжатием заготовки с незакристаллизовавшейся (жидкой) центральной частью для обеспечения рационально технологически обоснованного удаления наиболее запороченного металла под действием

ферростатического давления при порезе заготовок на мерные длины.

Прием жидкого металла на всей мерной максимально возможной длине заготовки осуществляется в водоохлаждаемом металлосборнике 9, вода в который под давлением подается из водовода 13. Образующиеся скрапины подаются на классификатор 10, где отделяются от воды и загружаются в вагоны 11 для отправки на переплавку.

Охлаждающая вода из металлосборника поступает после отстоя для повторного использования 12.

Разрезанные на мерные длины непрерывнолитые заготовки подвергаются окончательному обжатию в прокатной

клетки 8 для удаления жидкого металла из центральной части и придания требуемой улучшенной макроструктуры заготовки по всему сечению и длине непрерывнолитой заготовки.

Опора слябовой заготовки на всей максимально возможной её длине осуществляется с использованием двусторонней автономной валковой системы с центральным разъемом для пропуска жидкого металла 14.

В прокатную клетку 8 для окончательного обжатия на выходе из МНЛЗ заготовки подаются только после полного пореза на мерную длину, т.е. отделенные от общего слитка.

Непрерывнолитые заготовки с достаточно высоким теплосодержанием могут непосредственно поступать на вход черновой группы валков стана горячей прокатки или на склад заготовок [4].

Остывшие заготовки непосредственно или после дополнительной обработки для устранения поверхностных дефектов со склада подаются для нагрева в методические печи (печи проходного типа). После нагрева заготовки попадают на вход черновой прокатной группы стана. Полученный подкат через промежуточный рольганг подается на вход чистой группы стана, и после регулируемого охлаждения для получения требуемой структуры получают готовый продукт в виде горячекатаного проката.

При изменении условий охлаждения возможно получение непрерывнолитых заготовок по традиционной технологии с типовой макроструктурой.

Наиболее целесообразно применение рассмотренной технологии производства горячекатаного проката с улучшенными эксплуатационными свойствами в составе литейно-прокатного комплекса при переработке массивных непрерывнолитых заготовок из труднодеформируемых специальных марок стали [5].

Очевидными негативными факторами рассматриваемой технологии являются:

- значительные (от 5-7%) потери металла с пониженными эксплуатационными свойствами, ранее считавшегося кондиционным;
- некоторое усложнение конструкции МНЛЗ, связанное с дополнительным обжатием и охлаждением или утилизацией некондиционного металла.

Несомненными достоинствами рассмотренной технологии производства горячекатаного проката являются:

- повышение качества и потребительских свойств произво-

димого горячекатаного проката;

- сокращение длины технологической линии разливки МНЛЗ;

- более высокое теплосодержание непрерывнолитых заготовок, передаваемых для дальнейшей переработки, что способствует значительному энергосбережению.

Использование рассмотренной технологии производства высококачественного горячекатаного проката из непрерывнолитых заготовок с улучшенной макроструктурой требует убедительного обоснования как с эксплуатационной, так и экономической точки зрения. Необходимо при этом особо тщательно учитывать конкретные условия производимого горячекатаного проката.

Список литературы

1. Разливка стали на машинах непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) кислородно-конвертерного цеха. Технологическая инструкция ТИ: 101СТ – ККЦ – 10 – 2007 г. 60 с.
2. Zhu Zhiyan, Wang Xinghua, Wang Wanjuan, Zhang Jiongming. Распределение толщины корочки в кристаллизаторе и расстояние между дендритами в корочке непрерывнолитого сляба // Beijing keji daxue xuebao - journal of university of science and technology Beijing. 2000 №6. С. 515-519.
3. Управление качеством непрерывнолитых заготовок: монография /Д.Х. Девятов, О.С. Логунова, В.Д. Тутарова [и др.].Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2006. 367 с.
4. Моделирование и оптимизация температурного поля непрерывнолитого слитка / И.О. Мищенко ,А.В. Дуб, Е.В. Макарычева, В.Г. Ордин // Известия вузов. Черная металлургия. 2006.№3.С.15-21.
5. Динамическое управление температурным состоянием заготовок МНЛЗ / А.Е. Батраева, Е.Н. Ишметьев, С.Н. Андреев, Б.Н. Парсункин, З.Г. Салихов, А.Ю. Светлов // Известия вузов. Черная металлургия.2007.№11.С. 20 - 25.
6. Влияние режима мягкого обжатия на макроструктуру непрерывнолитых слябов разной толщины / И.О. Басак, А.М. Столяров, В.В. Мошкунов, А.С. Казаков // Теория и технология металлургического производства. 2015. №1(16). С. 44-47.
7. Долматова О.Л., Столяров А.М. Анализ возможностей повышения производительности одноручевой слябовой МНЛЗ криволинейного типа с вертикальным участком // Теория и технология металлургического производства. 2016. №2(19). С. 18-22.

Сведения об авторах

Парсункин Борис Николаевич - д-р техн. наук, проф. каф. автоматизированных систем управления, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Андреев Сергей Михайлович – канд. техн. наук, зав. каф. автоматизированных систем управления, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: pk_su@bk.ru.

Галеев Руслан Рафаилович – студент каф. автоматизированных систем управления, ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: ruslan2071@yandex.ru.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

IMPROVEMENT OF SLAB INTERNAL MACROSTRUCTURE BY MODIFICATION OF TECHNOLOGICAL CONDITIONS OF CONTINUOUS CASTING

Parsunkin Boris Nikolaevich – D. Sc. (Eng.), Professor of the Automated Control Systems Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation.

Andreev Sergey Mikhailovich – Ph. D. (Eng.), Chief of the Automated Control Systems Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation. E-mail: pk_su@bk.ru.

Galeev Ruslan Rafailovich - student of Chief of the Automated Control Systems Department, Nosov Magnitogorsk State Technical University, Magnitogorsk, Russian Federation. E-mail: ruslan2071@yandex.ru.

Abstract. A universal technological scheme of energy-saving production of hot-rolled steel from continuously cast slab with an improved internal macrostructure is under consideration. Improvement of the macrostructure is ensured by removing in the liquid form from the central (axial) zone a continuous casting of the substandard metal when the continuous cast ingot is cut into measured lengths and then the blanks are compressed in the rolling stand installed at the caster exit.

An adjustable, efficient, technologically sound removal of the chipped metal from the central zone of the continuously cast billet is provided by appropriately controlling the cooling of the metal in the secondary cooling zone, controlling the casting speed of the continuous cast ingot and controlling the soft compression before cutting into the measured lengths.

Keywords: axial defects, reduction of slab, continuous casting, sintered metal, internal macrostructure



Ссылка на статью:

Парсункин Б.Н., Андреев С.М., Галеев Р.Р. Улучшение внутренней макроструктуры непрерывнолитых заготовок путем изменения технологических условий разливки // Теория и технология металлургического производства. 2017. №1(20). С. 31-35.

Parsunkin B.N., Andreev S.M., Galeev R.R. Improvement of slab internal macrostructure by modification of technological conditions of continuous casting. *Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstva*. [The theory and process engineering of metallurgical production]. 2017, vol. 20, no. 1, pp. 31-35.

ИНФОРМАЦИОННОЕ ПИСЬМО

Уважаемые коллеги!

Приглашаем Вас опубликовать свои статьи в научном журнале «*Теория и технология металлургического производства*» («*Teoriâ i tehnologiâ metallurgiĉeskogo proizvodstva*») (Аббревиатура: **Teor. tehnol. metall. proizv.**) Периодичность издания – четыре раза в год.

Журнал зарегистрирован в Научной электронной библиотеке, включен в базу данных Российского индекса научного цитирования (РИНЦ). ISSN 2311-5378. Все статьи рецензируются и редактируются.

Журнал формируется по следующим разделам:

1. Обогащение и подготовка сырьевых материалов к металлургическому переделу.
2. Металлургия чугуна.
3. Металлургия стали.
4. Электрометаллургия и производство ферросплавов.
5. Литейное производство.
6. Обработка металлов давлением.
7. Металлургическая теплотехника.
8. Металловедение и термическая обработка металлов.
9. Экология и охрана окружающей среды.
10. Ресурсо- и энергосберегающие технологии в черной металлургии.

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;

– адрес редакции: ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова» Ленина пр., д. 38, г. Магнитогорск 455000. Тел. (3519) 29-84-64 (дирекция ИММиМ). E-mail: **TTaPEoMP@mail.ru** ; **ttmp@mail.ru**.

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 (210x297 мм), распечатка также делается на бумаге формата А4; отступы: слева, справа и сверху по 18 мм, снизу – 20 мм; нумерация страниц снизу по центру;

– шрифт основного текста – Arial 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, аннотация, ключевые слова, текст, литературу, сведения об авторах. Пример оформления статьи приведен в **Приложении 1**.

– аннотация (*Abstracts*) (150-250 слов), выполняется *курсивом* (*аннотация должна быть логически выстроенной*);

– ключевые слова (*Keywords*) (5-15 основных терминов), выполняется *курсивом*;

– список литературы (*References*) 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, аннотации, ключевых слов, литературы, сведений об авторах. **За качество перевода несут ответственность авторы статьи. Перевод должен быть выполнен профессионально, не через электронного переводчика.**

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:**

Приложение 2

Пример оформления литературы

Список литературы

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

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

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 tehniceskogo 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. 8(3519)298430, либо по E-mail: TTAPEOMP@mail.ru ; ttmp@mail.ru