

ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

№ 1 (16) 2015

Журнал входит в базу данных Российского индекса научного цитирования (РИНЦ)

Редакционный совет

Председатель ред. совета:

В. М. Колокольцев – проф., д-р техн. наук,
ректор ФГБОУ ВПО «МГТУ»

Члены ред. совета:

К. Н. Вдовин – д-р техн. наук, проф.
ФГБОУ ВПО «МГТУ»

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

О. Ю. Шешуков – д-р техн. наук, проф.
ГУ ИМетРАН, ФГАОУ ВПО
«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 КТН Royal Institute
of Technology, Швеция

Главный редактор:

В. А. Бигеев – д-р техн. наук, проф.
ФГБОУ ВПО «МГТУ»

Научный редактор:

И. В. Макарова – канд. техн. наук,
доц. ФГБОУ ВПО «МГТУ»

Технический редактор:

М. В. Потапова – канд. техн. наук,
доц. ФГБОУ ВПО «МГТУ»

© ФГБОУ ВПО «МГТУ», 2015

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) 29-84-30.

Факс (3519) 23-57-60

E-mail: m.irina1976@mail.ru; v.bigeev11@yandex.ru

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

Выход в свет: 30.09.2015.

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

Заказ 632. Тираж 500 экз. Цена свободная.

THE THEORY AND PROCESS ENGINEERING OF METALLURGICAL PRODUCTION

No. 1 (16) 2015

The journal is incorporated into databases of the Russian Science Citation Index (RSCI)

Editorial Board Members

Chairman:

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

Honorary Board Members:

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

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

Editor-in-Chief:

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

Scientific Editor:

I. V. Makarova – Ph.D., Associate Professor,
Nosov Magnitogorsk State Technical University

Technical Editor:

M. V. Potapova – Ph.D., Associate Professor,
Nosov Magnitogorsk State Technical University

© FSBEI of HE “Nosov Magnitogorsk State Technical University”, 2015

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) 29-84-30. Fax: +7 (3519) 235 760
E-mail: m.irina1976@mail.ru; v.bigeev11@yandex.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: 30.09.2015. Order 632. Circulation: 500. Open price.

СОДЕРЖАНИЕ

ОБОГАЩЕНИЕ И ПОДГОТОВКА СЫРЬЕВЫХ МАТЕРИАЛОВ К МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ПЕРЕДЕЛУ	5
Ганин Д.Р., Дружков В.Г., Паньчев А.А., Шаповалов А.Н. Анализ способов оценки эквивалентного диаметра гранул окомкованной агломерационной шихты в условиях ОАО «Уральская Сталь»	5
Петухов В.Н., Гунина Е.В. Исследование флотационной активности реагентов-собираателей при флотации углей различной стадии метаморфизма	11
Петухов В.Н., Сиргалина Э.Г. Разработка реагентного режима флотации углей, поступающих на коксование, с использованием сополимеров винилпиридина с сульфоксидами	14
Петухов В.Н., Бычкова А.В. Разработка реагентного режима флотации углей при использовании реагентов-собираателей различного химического состава	16
Свечникова Н.Ю., Юдина С.В., Мамедалина Н.И. Анализ отходов флотационного обогащения угля	19
МЕТАЛЛУРГИЯ ЧУГУНА	22
Баева О.В., Милохин В.А. Влияние нарушения режима выпусков на показатели доменной плавки	22
Морозова Д.А., Шаповалов А.Н., Потапов М.Г. Влияние параметров доменной плавки на результаты работы доменных печей в условиях ОАО «Уральская Сталь»	26
Сибегатуллин С.К., Д.Н. Гущин, Тимофеев В.Ю., Филиппов А.И., Сибегатуллина М.И. О действии соотношения углов откоса загружаемых материалов на их распределение в колошниковом пространстве доменной печи	30
Миникаев С.Р., Сидоров М.В., Сибегатуллина М.И., Харченко Е.О., Кузнецов Д.М. Выявление рациональной последовательности загрузки шихтовых материалов в бункер БЗУ лоткового типа	35
Франк Шрама, Барт Ван Дер Берг, Гвидо Ван Хаттум Сравнение ведущих методов десульфурации чугуна	38
МЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛИ	44
Басак И.О., Столяр А.М., Мошкун В.В., Казаков А.С. Влияние режима мягкого обжатия на макроструктуру непрерывнолитых слябов разной толщины	44
Дидович С.В., Столяр А.М., Юречко Д.В. Опробование шлакообразующих смесей различного состава в кристаллизаторах МНЛЗ криволинейного типа с вертикальным участком	48
Колесников Ю.А., Бигеев В.А., Сергеев Д.С. Метод моделирования процесса выплавки стали в конвертере с использованием производственных данных	53
Бигеев В.А., Иванов А.Д., Брусникова А.В. Математическое моделирование процесса продувки жидкой стали нейтральным газом сверху в сталеразливочном ковше	57

CONTENTS

DRESSING AND PREPARATION OF RAW MATERIALS FOR METALLURGICAL CONVERSION	5
Ganin D.R., Druzhkov V.G., Panychev A.A., Shapovalov A.N. Analysis of evaluation methods of equivalent granule diameter of the pelletized sinter burden at JSC "Ural Steel"	5
Petuhov V.N., Gunina E.V. Research of floatation activity of reagents collectors at floatation of coals of various stages of a metamorphism	11
Petukhov V.N., Sirgalina E.G. Development reagent mode floatation of coals supplied to the coking, using copolymers of vinylpyridine with sulfoxidov	14
Petukhov V.N., Bichkova A.V. Development reagent conditions of coal floatation using reagents-collectors of different chemical composition	16
Svechnikova N.Y., Yudina S.V., Mamedalina N.I. Analysis of floatation waste coal	20
IRONMAKING	23
Baeva O.V., Milokhin V.A. The influence of violations of iron tapping mode on the indicators of blast furnace smelting	23
Morozova D.A., Shapovalov A.N., Potapov M.G. The influence of parameters of blast smelting on the indicators of blast furnaces at JSC "URAL STEEL"	27
Sibagatullin S.K, Guschin D.N., Timofeev V.J., Fillippov A.I., Sibagatullina M.I. About influence of ratio of slope angles of charging materials on their distribution in the top of the blast furnace	31
Harchenko E.O., Sidorov M.V., Minikaev S.R., Kuznetsov D.M., Sibagatullina M.I. Identification of the rational sequences of charge materials loading into the hopper of the bell-less charging device of gutter type	36
Schrama Frank A comparison of the leading hot metal desulphurisation methods	39
STEELMAKING	45
Basak I.O., Stolyarov A.M., Moshkunov V.V., Kazakov A.S. The influence of soft pressing out conditions on the macrostructure of continuously cast slabs of different thickness	45
Didovich S., Stolyarov A., Yurechko D. Tests of slag-forming mixes with various composition in moulds of curved vertical continuous casters	49
Kolesnikov Y.A. Bigeev V.A. Sergeyev D.S. Method of modelling of process of smelting became in the converter with USE of production data	54
Bigeev V.A., Ivanin A.D., Brusnikova A.V. Mathematical modeling of the process of purging liquid steel by neutral gas from the top in a ladle	58

Горкуша Д.В., Комолова О.А., Григорович К.В. Анализ причин повышенного содержания углерода и азота в стали класса IF для условий ОАО «ММК».....	60	Gorkusha D.V., Komolova O.A., Grigorovich K.V. Analysis of causes of high carbon and nitrogen in the IF steel for the conditions Magnitogorsk Iron & Steel Works	61
ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ.....	65	ELECTROMETALLURGY AND FERROALLOYS PRODUCTION.....	56
Ячиков И.М., Вдовин К.Н., Ларина Т.П. Поведение средних локальных электромагнитных сил по длине дуги в трехфазной дуговой печи	65	Yachikov I.M., Vdovin K.N., Larina T.P. Behaviour average local electromagnetic forces along the arc length in three-phase arc furnace.....	66
ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО	71	FOUNDRY	62
Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А., Куликов В.Д., Кондратьев И.С. Моделирование литейной технологии производства отливки «Сегмент экономайзера»	71	Vdovin K.N., Feoktistov N.A., Kulikov V.D., Kondratiev I.S. Modeling of the foundry technology for the production of casting "Segment economizer"	74
Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А., Овчинникова М.В. Моделирование литейной технологии производства отливки «Анкер».....	75	Vdovin K.N., Feoktistov N.A., Ovchinnikova M.V. Modelling of the foundry production technology of casting "Anchor"	79
Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А., Абенова М.Б., Куликов В.Д., Кондратьев И.С. Качество мелющих шаров, изготовленных разными методами.....	78	Vdovin K.N., Feoktistov N.A., Abenova N.A., Kulikov V.D., Kondratiev I.S. Quality of grinding balls produced by different methods.....	82
РЕСУРСО- И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ.....	82	RESOURCES AND ENERGY SAVING TECHNOLOGIES IN FERROUS METALLURGY	73
Летимин В.Н., Макарова И.В., Васильева М.С., Насыров Т.М. Пыль и шлам газоочисток металлургических заводов и анализ путей их утилизации	82	Letimin V.N., Makarova I.V., Vasileva M.S., Nasyrov T.M. Analysis of the ways for the disposal of gas cleaning dust and sludge at et the metallurgical enterprises	86

ОБОГАЩЕНИЕ И ПОДГОТОВКА СЫРЬЕВЫХ МАТЕРИАЛОВ К МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ПЕРЕДЕЛУ

УДК 622.788.36

Ганин Д.Р., Дружков В.Г., Паньчев А.А., Шаповалов А.Н.

АНАЛИЗ СПОСОБОВ ОЦЕНКИ ЭКВИВАЛЕНТНОГО ДИАМЕТРА ГРАНУЛ ОКОМКОВАННОЙ АГЛОМЕРАЦИОННОЙ ШИХТЫ В УСЛОВИЯХ ОАО «УРАЛЬСКАЯ СТАЛЬ»

Аннотация. Рассмотрены различные способы оценки среднего эквивалентного диаметра гранул агломерационной шихты. Для этих способов получены зависимости, иллюстрирующие влияние параметров окомкования на его результаты: средний эквивалентный диаметр гранул окомкованной аглошихты и её насыпную плотность. Показано, что наиболее эффективными способами усреднения кусков аглошихты являются усреднение по средневзвешенной крупности и усреднение среднелогарифмических диаметров каждой фракции.

Ключевые слова: окомкование, агломерационная шихта, средний эквивалентный диаметр гранул агломерационной шихты, фракционный состав аглошихты.

Слой агломерационной шихты состоит из частиц разных размеров. Для таких полидисперсных слоёв используют различные способы усреднения частиц по диаметрам, по-разному вводя понятие среднего эквивалентного диаметра частиц d_3 .

Крупность аглошихты является одним из главных факторов, определяющих газопроницаемость спекаемого слоя, а значит, и результаты аглопроцесса [1]. Поэтому обоснованный выбор критерия оценки крупности аглошихты имеет большое значение для прогнозирования как результатов окомкования, так и аглопроцесса.

Среднемассовый диаметр (средневзвешенную крупность) d_1 , мм, определяют по формуле [2]

$$d_3 = d_1 = \frac{\sum_{i=1}^n g_i d_i}{\sum_{i=1}^n g_i}, \quad (1)$$

где g_i – массовая доля отдельных фракций, %;

d_i – среднеарифметическая крупность соответствующих фракций, мм;

n – общее число фракций.

Установленную таким образом среднюю величину используют при учете массовых сил [3] и оценке влияния крупности на ход процессов восстановления и теплообмена [4].

Средневзвешенный диаметр смеси зерен по значению удельной поверхности кусков или эквивалентную по поверхности крупность d_2 , мм, определяют по формуле [2]

$$d_3 = d_2 = \frac{\sum_{i=1}^n g_i}{\sum_{i=1}^n \frac{g_i}{d_i}}. \quad (2)$$

Установленную таким образом величину эквивалентного диаметра рекомендуют использовать при оценке влияния крупности на газопроницаемость материала [5].

В работе [2] при оценке влияния крупности на ход процессов тепло- и массообмена также рекомендуется производить усреднение по формуле среднелогарифмического диаметра d_3 , мм:

$$\lg d_3 = \lg d_3 = \frac{\sum_{i=1}^n \left(\frac{g_i}{100} \right) \cdot \lg d_i}{\sum_{i=1}^n \left(\frac{g_i}{100} \right)}. \quad (3)$$

Для высокотеплопроводных частиц малых размеров, когда основное значение имеют условия внешнего теплообмена, рекомендуется способ усреднения, при котором в фиктивном слое сохраняется неизменным число частиц в единице объема слоя, то есть определяют средний эквивалентный диаметр по числу частиц d_4 , мм [2]:

$$d_3 = d_4 = \sqrt[3]{\frac{1}{\sum_{i=1}^n \frac{(g_i/100)}{d_i}}}. \quad (4)$$

Согласно работе [3] при расчете поверхности

тепло- или массообмена используют средний квадратичный диаметр d_5 , мм, при определении которого считают, что суммарная поверхность частиц равна поверхности частицы со средним диаметром, умноженной на число частиц:

$$d_3 = d_5 = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (g_i / 100) d_i}{\sum_{i=1}^n (g_i / 100) d_i^3}} \quad (5)$$

Средний арифметический диаметр d_6 , мм, определяют по формуле [4]

$$d_3 = d_6 = \frac{\sum_{i=1}^n (g_i / 100) d_i^2}{\sum_{i=1}^n (g_i / 100) d_i^3} \quad (6)$$

Средний диаметр, усредненный из условия, что отношение этого диаметра к его объему равно отношению суммы всех диаметров кусков к объему всех кусков d_7 , мм, определяют по формуле [2]

$$d_3 = d_7 = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (g_i / 100) d_i}{\sum_{i=1}^n (g_i / 100) d_i^2}} \quad (7)$$

Для определения среднего эквивалентного диаметра по среднеарифметическому объему d_8 , мм, используют формулу [2]

$$d_3 = d_8 = \sqrt[3]{\frac{\sum_{i=1}^n (g_i / 100) d_i^3}{\sum_{i=1}^n (g_i / 100)}} \quad (8)$$

Известен способ усреднения диаметра кусков полидисперсного слоя по медианному диаметру d_9 , мм, делящему весь объем кусков на две равные части [2]:

$$\sum_{i=1}^m g_i = \sum_{i=m+1}^n g_i \quad (9)$$

Также применяется еще ряд уравнений для оценки среднего эквивалентного диаметра полидисперсного слоя [6].

Учитывая большое разнообразие способов оценки d_3 , при проведении исследований аглопроцесса возникает дилемма с выбором характеристики крупности аглошихты. В каждом конкретном случае эта проблема решается индивидуально, то есть не суще-

ствует единого подхода к обоснованному выбору критерия оценки d_3 .

С целью выявления критерия оценки крупности аглошихты, наиболее тесно связанного с параметрами и результатами окомкования аглошихты, в 2014 г. был проведен эксперимент по оценке результатов окомкования на технологической линии агломашины № 3 ОАО «Уральская Сталь», подготовка аглошихты в которой осуществляется в цилиндрических барабанах диаметром 2,8 м и длиной 6 м в две стадии: 1) смешивание шихты с ее частичным увлажнением до 3,5–4,0%; 2) окомкование шихты с ее доувлажнением до 6,5–8,0%. Эксперимент заключался в отборе проб шихты перед окомкованием и после него с последующим определением гранулометрического состава, влажности и насыпной плотности аглошихты. По гранулометрическому составу определяли средние эквивалентные диаметры аглошихты по формулам (1) – (9). Условия и результаты исследования шихты приведены в табл. 1 и 2.

Таблица 1
Расход шихтовых материалов на 1 т агломерата

Материалы	Расход, кг/т*
Аглоруда Бакальского рудоуправления	$\frac{89,93 \div 139,35}{115,89}$
Аглоруда Михайловского ГОКа	$\frac{139,59 \div 157,93}{150,65}$
Концентрат Михайловского ГОКа	$\frac{581,22 \div 642,23}{606,95}$
Шлам УОШ	$\frac{20,23 \div 20,31}{20,26}$
Отсев агломерата и окатышей	$\frac{33,01 \div 53,95}{37,47}$
Мелочь брикетов	$\frac{0 \div 35,85}{27,54}$
Колошниковая пыль	$\frac{14,11 \div 28,58}{23,49}$
Окалина	$\frac{3,70 \div 7,36}{5,87}$
Доменный присад (ДП05)	$\frac{1,43 \div 5,64}{4,74}$
ИТОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ	$\frac{971,50 \div 1013,59}{993,13}$
Известняк	$\frac{162,81 \div 208,83}{178,58}$
Известь	$\frac{24,15 \div 30,00}{28,50}$
Твердое топливо	$\frac{41,18 \div 42,44}{41,87}$

*В числителе – интервал изменения, в знаменателе – среднее значение

Таблица 2
 Параметры аглошихты до и после окомкования

Параметры аглошихты		Значение*	
		перед окомкованием	после окомкования
Насыпная плотность аглошихты, кг/м ³		$\frac{1554,00 \div 1792,00}{1652,09}$	$\frac{1658,2 \div 1816,3}{1735,40}$
Влажность аглошихты, %		$\frac{2,25 \div 4,93}{3,86}$	$\frac{7,30 \div 9,23}{8,14}$
Фракционный состав аглошихты, %	+10 мм	$\frac{2,85 \div 7,16}{4,72}$	$\frac{7,85 \div 16,18}{11,40}$
	5 – 10 мм	$\frac{3,96 \div 9,50}{7,05}$	$\frac{10,18 \div 18,79}{13,79}$
	3 – 5 мм	$\frac{4,29 \div 10,11}{7,32}$	$\frac{14,46 \div 26,79}{19,02}$
	1 – 3 мм	$\frac{18,73 \div 27,81}{22,54}$	$\frac{29,92 \div 51,07}{38,88}$
	0 – 1 мм	$\frac{52,43 \div 65,85}{58,36}$	$\frac{6,61 \div 29,25}{16,92}$
Средневзвешенная крупность аглошихты d_1 , мм		$\frac{1,69 \div 2,53}{2,15}$	$\frac{3,34 \div 4,97}{4,08}$
Эквивалентная по поверхности крупность аглошихты d_2 , мм		$\frac{0,72 \div 0,83}{0,76}$	$\frac{1,21 \div 2,32}{1,71}$
Среднелогарифмический диаметр аглошихты d_3 , мм		$\frac{0,93 \div 1,27}{1,12}$	$\frac{1,99 \div 3,50}{2,70}$
Средний эквивалентный диаметр аглошихты по числу частиц d_4 , мм		$\frac{0,88 \div 0,94}{0,92}$	$\frac{1,07 \div 1,32}{1,19}$
Средний квадратичный диаметр аглошихты d_5 , мм		$\frac{0,52 \div 0,54}{0,53}$	$\frac{0,59 \div 0,87}{0,68}$
Средний арифметический диаметр аглошихты d_6 , мм		$\frac{0,503 \div 0,513}{0,510}$	$\frac{0,53 \div 0,67}{0,57}$
Средний диаметр аглошихты, усредненный из условия, что отношение этого диаметра к его объему равно отношению суммы всех диаметров кусков к объему всех кусков d_7 , мм		$\frac{0,61 \div 0,68}{0,65}$	$\frac{0,89 \div 1,61}{1,18}$
Средний эквивалентный диаметр аглошихты по среднеарифметическому объему d_8 , мм		$\frac{0,57 \div 0,62}{0,60}$	$\frac{0,75 \div 1,20}{0,92}$
Средний медианный диаметр аглошихты d_9 , мм		$\frac{0,76 \div 0,95}{0,86}$	$\frac{2,14 \div 3,52}{2,69}$
*В числителе – интервал изменения, в знаменателе – среднее значение			

По полученным данным был выполнен регрессионный анализ и построены графики, иллюстрирующие влияние параметров окомкования на его резуль-

таты: средний эквивалентный диаметр гранул окомкованной аглошихты и ее насыпную плотность.

В табл. 3 приведены зависимости среднего эквивалентного диаметра гранул окомкованной аглошихты (d_{Oi} , мм) от среднего эквивалентного диаметра гранул аглошихты перед окомкованием (d_{Hi} , мм).

Таблица 3
 Уравнения регрессии и критерии их качества для зависимостей d_{Oi} от d_{Hi}

Зависимость	r	F
$d_{O1} = 0,7569d_{H1} + 2,4517$	0,34	2,93
$d_{O2} = 4,1868d_{H2} - 1,4886$	0,40	4,40
$d_{O3} = 2,1132d_{H3} + 0,3292$	0,40	4,33
$d_{O4} = 2,5919d_{H4} - 1,1817$	0,44	5,40
$d_{O5} = 8d_{H5} - 3,5576$	0,41	4,62
$d_{O6} = 12,891d_{H6} - 6,0036$	0,48	6,84
$d_{O7} = 4,9424d_{H7} - 2,0203$	0,41	4,61
$d_{O8} = 4,8838d_{H8} - 1,9918$	0,44	5,40
$d_{O9} = 4,7035d_{H9} - 1,3445$	0,65	16,57

Наибольшая величина коэффициента корреляции $r = 0,65$ получена для зависимости, выраженной через медианный диаметр d_9 . При этом расчетные значения коэффициентов корреляции для всех форм выражения эквивалентного диаметра (кроме d_1) превышают критическую величину выборочного коэффициента корреляции $r_{0,05}(25) = 0,381$ [7], а при вероятности ошибки 10 % ($r_{0,10}(25) = 0,323$) для всех зависимостей выполняется условие достоверности коэффициентов корреляции.

Значимость полученных уравнений регрессии подтверждается расчетными значениями критериев Фишера, величины которых превышают критическую величину $F_{0,05}(1; 23) = 4,28$ [7]. Это свидетельствует не только о наличии статистически значимой прямой зависимости между крупностью шихты до и после окомкования, но и о возможности использования для характеристики крупности уравнений (2) – (9).

На рис. 1 показано влияние влажности (W_O , %) на средний эквивалентный диаметр гранул окомкованной аглошихты (d_s , мм).

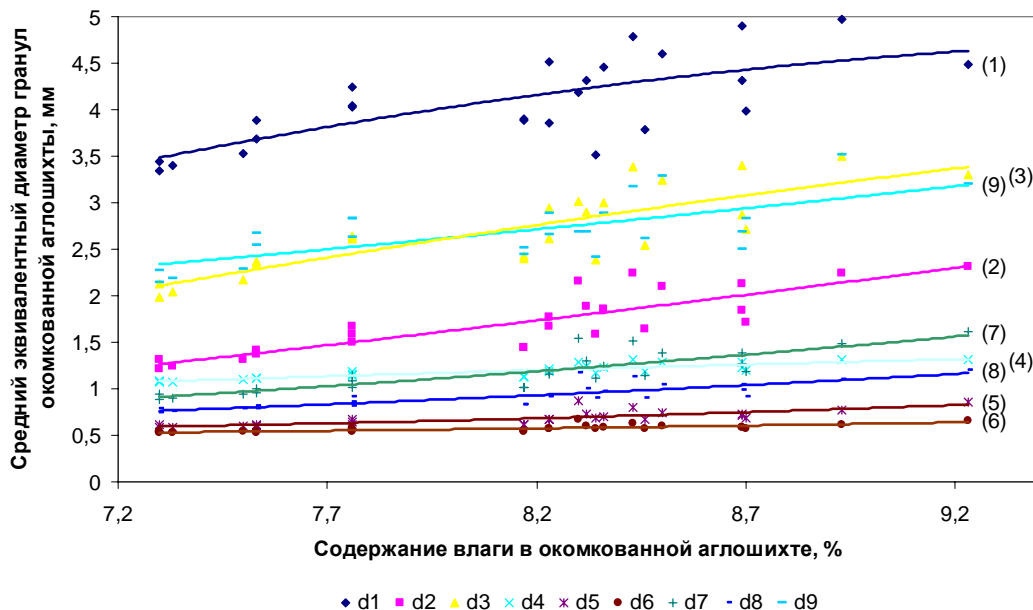


Рис. 1. Влияние влажности на средний эквивалентный диаметр гранул окомкованной аглошихты

В табл. 4 приведены величины коэффициентов корреляции r и значения критериев Фишера F для зависимостей, представленных на рис. 1.

Таблица 4
Уравнения регрессии и критерии их качества для зависимостей эквивалентного диаметра гранул окомкованной аглошихты (d_{O_i} , мм) от ее влажности (w_O , %)

Зависимость	r	F
$d_{O1} = -0,1507w_O^2 + 3,0855w_O - 11,009$	0,73	12,55
$d_{O2} = 0,0248w_O^2 + 0,1355w_O - 1,0415$	0,85	27,98
$d_{O3} = -0,0614w_O^2 + 1,6757w_O - 6,8523$	0,82	23,14
$d_{O4} = -0,0083w_O^2 + 0,2626w_O - 0,3925$	0,86	31,94
$d_{O5} = 0,0234w_O^2 - 0,2645w_O + 1,2771$	0,78	17,46
$d_{O6} = 0,0082w_O^2 - 0,0781w_O + 0,6668$	0,76	15,43
$d_{O7} = 0,0352w_O^2 - 0,2399w_O + 0,7865$	0,83	25,09
$d_{O8} = 0,0229w_O^2 - 0,169w_O + 0,7772$	0,83	24,06
$d_{O9} = 0,0233w_O^2 + 0,0578w_O + 0,6753$	0,68	9,68

Наибольшая величина коэффициента корреляции $r = 0,86$ получена для зависимости, выраженной через средний эквивалентный диаметр по числу частиц d_4 . При этом для всех форм выражения d_3 , зависимости являются статистически значимыми, поскольку выполняется условие: $F > F_{0,05}(2; 22) = 3,44$ [7].

Для количественной оценки совместного влияния влажности шихты и гранулометрического состава исходной шихты на средний эквивалентный диаметр

гранул окомкованной аглошихты выполнен множественный регрессионный анализ и получены уравнения регрессии:

$$d_{O1} = -2,083 + 0,5613 \cdot d_{H1} + 0,6088 \cdot w_O, \\ R = 0,76; \quad F = 15,5;$$

$$d_{O2} = -3,806 + 1,824 \cdot d_{H2} + 0,5063 \cdot w_O, \\ R = 0,86; \quad F = 32,19;$$

$$d_{O3} = -3,773 + 1,157 \cdot d_{H3} + 0,6358 \cdot w_O, \\ R = 0,85; \quad F = 28,42;$$

$$d_{O4} = -0,6813 + 0,9875 \cdot d_{H4} + 0,1189 \cdot w_O, \\ R = 0,88; \quad F = 36,28;$$

$$d_{O5} = -1,772 + 2,97 \cdot d_{H5} + 0,1082 \cdot w_O, \\ R = 0,79; \quad F = 18,41;$$

$$d_{O6} = -2,422 + 5,094 \cdot d_{H6} + 0,0488 \cdot w_O, \\ R = 0,78; \quad F = 17,14;$$

$$d_{O7} = -2,63 + 1,955 \cdot d_{H7} + 0,3124 \cdot w_O, \\ R = 0,85; \quad F = 27,76;$$

$$d_{O8} = -1,611 + 1,664 \cdot d_{H8} + 0,1895 \cdot w_O, \\ R = 0,84; \quad F = 25,98;$$

$$d_{O9} = -2,918 + 3,382 \cdot d_{H9} + 0,3327 \cdot w_O, \\ R = 0,81, \quad F = 21,16,$$

где d_{O_i} – средние эквивалентные диаметры гранул окомкованной аглошихты, мм;

d_{Hi} – средние эквивалентные диаметры гранул шихты перед окомкованием, мм;

w_O – содержание влаги в окомкованной аглошихте, %.

Взаимный учет влияния двух факторов с использованием линейной модели позволяет с более высокой степенью достоверности прогнозировать среднюю крупность гранул окомкованной аглошихты для исследованных условий: значения R превышают значения величин коэффициентов парной корреляции, полученных при анализе частных зависимостей (см. табл. 3 и 4). При этом для всех форм выражения d_9 зависимости являются статистически значимыми, так как для всех значений статистики Фишера: $F > F_{0,05}(2; 22) = 3,44$.

Усложнение регрессионной модели до полинома, включающего в себя квадратичные члены, не дает существенных преимуществ по R_{max} . Однако при этом для зависимости с использованием d_1

$$d_{01} = -44,04 + 16,21 \cdot d_{H1} + 6,819 \cdot w_o - 4,191 \cdot d_{H1}^2 - 0,4129 \cdot w_o^2 + 0,2733 \cdot d_{H1} \cdot w_o$$

величина $R = 0,87$ заметно более высокая, чем для линейной двухфакторной модели с использованием d_1 ($R = 0,76$).

В табл. 5 приведены зависимости насыпной плотности окомкованной аглошихты от среднего эквивалентного диаметра гранул окомкованной аглошихты, величины коэффициентов корреляции и значения статистики Фишера для данных зависимостей.

Наибольшая величина коэффициента корреляции $r = 0,67$ получена для зависимости, выраженной че-

рез медианный диаметр d_9 . При этом для всех форм выражения d_9 зависимости являются статистически значимыми, так как для всех значений статистики Фишера из табл. 5: $F > F_{0,05}(2; 22) = 3,44$.

Таблица 5

Зависимости насыпной плотности окомкованной аглошихты (ρ_{oi}) от среднего эквивалентного диаметра гранул окомкованной аглошихты (d_{oi}), коэффициенты корреляции r и значения критериев Фишера F для них

Зависимость	r	F
$\rho_{o1} = -34,02 \cdot d_{o1}^2 + 330,05 \cdot d_{o1} + 962,21$	0,64	7,66
$\rho_{o2} = 2,628 \cdot d_{o2}^2 + 62,938 \cdot d_{o2} + 1619,9$	0,65	7,89
$\rho_{o3} = -14,994 \cdot d_{o3}^2 + 138,21 \cdot d_{o3} + 1474,1$	0,65	8,06
$\rho_{o4} = 157,09 \cdot d_{o4}^2 - 69,99 \cdot d_{o4} + 1595,2$	0,64	7,48
$\rho_{o5} = -759,82 \cdot d_{o5}^2 + 1370,3 \cdot d_{o5} + 1158,8$	0,61	6,37
$\rho_{o6} = -4131,5 \cdot d_{o6}^2 + 5463,8 \cdot d_{o6} - 33,791$	0,60	6,16
$\rho_{o7} = -21,543 \cdot d_{o7}^2 + 165,45 \cdot d_{o7} + 1571,3$	0,63	7,38
$\rho_{o8} = -107,77 \cdot d_{o8}^2 + 388,93 \cdot d_{o8} + 1469,7$	0,63	7,25
$\rho_{o9} = -15,538 \cdot d_{o9}^2 + 160,99 \cdot d_{o9} + 1416$	0,67	8,99

Для большей наглядности на рис. 2 показана взаимосвязь эквивалентного диаметра гранул, рассчитанного по формулам (1) – (9), и насыпной плотности окомкованной шихты.

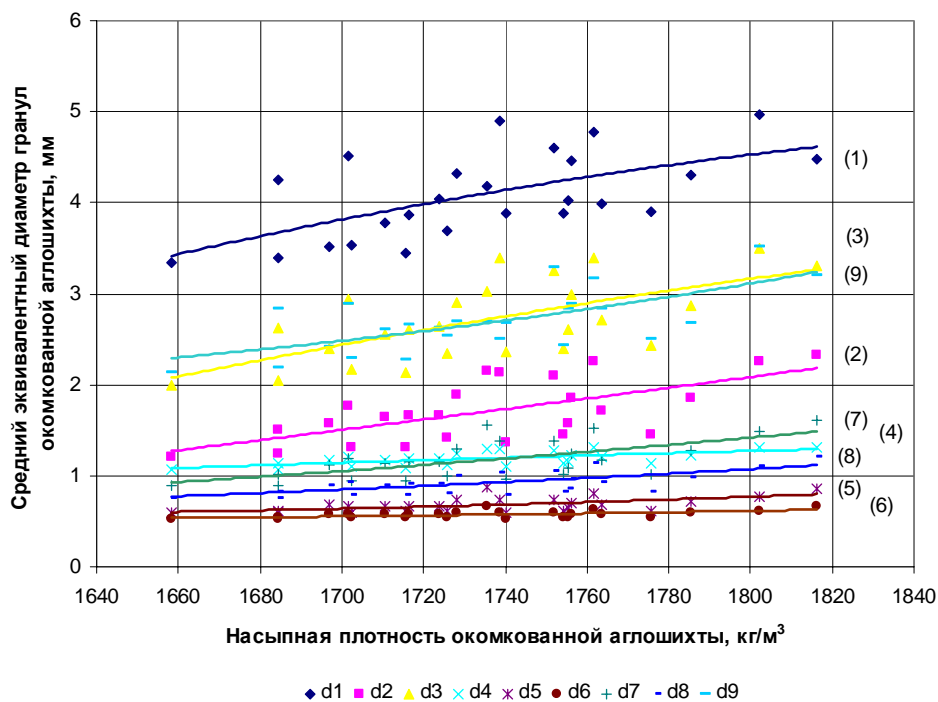


Рис. 2. Взаимосвязь среднего эквивалентного диаметра гранул окомкованной аглошихты и ее насыпной плотности

Из приведенных в табл. 2 значений величин средних эквивалентных диаметров гранул аглошихты d_3 видно, что значения среднего квадратичного диаметра d_5 , среднего арифметического диаметра d_6 , среднего эквивалентного диаметра по среднеарифметическому объему d_8 малы и не отражают реальной крупности аглошихты. Для среднего эквивалентного диаметра по числу частиц d_4 и среднего диаметра, усредненного из условия, что отношение этого диаметра к его объему равно отношению суммы всех диаметров кусков к объему всех кусков d_7 получены более высокие значения. Максимальные значения среднего эквивалентного диаметра получены при определении его как среднемассового диаметра (средневзвешенной крупности) d_1 , наиболее близкие к ним значения получены при определении среднего эквивалентного диаметра как среднелогарифмического диаметра d_3 и как медианного диаметра d_9 . Среднемассовый диаметр d_1 в большей степени учитывает крупные фракции с малой поверхностью и относительно большой массой. Среднелогарифмический диаметр d_3 учитывает относительное количество, диапазон и удельную поверхность каждой фракции. Результаты, полученные при подсчете усредненного диаметра как медианного, малы в сравнении с реальной крупностью аглошихты перед окомкованием. Кроме того, расчеты медианных диаметров сложны и трудоемки. Значения диаметров d_2 , d_5 , d_6 , d_7 , d_8 занижены из-за того, что они учитывают количество кусков, характеризуемых в основном содержанием самых мелких фракций с развитой поверхностью.

Учитывая, что использование различных форм выражения d_3 для оценки результатов окомкования даёт статистически близкие результаты (особенно при усложнении зависимости), на наш взгляд, объективными способами усреднения кусков аглошихты явля-

ются: усреднение по средневзвешенной крупности d_1 и усреднение среднелогарифмических диаметров каждой фракции d_3 .

Выводы:

1. Проведен анализ способов оценки среднего эквивалентного диаметра гранул аглошихты с получением зависимостей, иллюстрирующих влияние параметров окомкования на его результаты: средний эквивалентный диаметр гранул окомкованной аглошихты и ее насыпную плотность.

2. Проведены эксперименты, заключающиеся в отборе проб шихты и исследовании ее параметров перед окомкованием и после окомкования, с фиксацией во время отбора проб текущего состава шихты и исследованием проб на гранулометрический состав, влажность и насыпную плотность.

3. Показано, что наиболее объективными способами усреднения кусков аглошихты являются усреднение по средневзвешенной крупности и усреднение среднелогарифмических диаметров каждой фракции.

Список литературы

1. Панычев А.А., Никонова А.П. Параметры агломерации михайловских и лебединских концентратов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2009. № 4. С. 18-22.
2. Теплотехника окускования железорудного сырья / Братчиков С.Г., Берман Ю.А., Белоцерковский Я.Л. и др. М.: Metallurgia, 1970. 344 с.
3. Расчеты аппаратов кипящего слоя: справочник / под ред. И.П. Мухленова, В.С. Сажина, В.Ф. Фролова. Л.: Химия, 1986. 352 с.
4. Сибгатуллин С.К., Харченко А.С. Качество шихтовых материалов доменной плавки, включающих титаномагнетиты и сидериты. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2012. 150 с.
5. Коршиков Г.В. Энциклопедический словарь-справочник по металлургии. Липецк: Липецкое издательство Госкомпечати РФ, 1998. 780 с.
6. Лейбензон Л.С. Движение природных жидкостей и газов в пористой среде. М.: Л.: Гостехтеоретиздат, 1947. 244 с.
7. Мельниченко А.С. Статистический анализ в металлургии и материаловедении. М.: Изд. Дом МИСиС, 2009. 268 с.

Сведения об авторах

Ганин Дмитрий Рудольфович – ведущий инженер по ремонту, ООО «Орский вагонный завод». Тел.: (3537)23-15-06. E-mail: dmrgan@mail.ru

Дружков Виталий Гаврилович – канд. техн. наук, доц., институт металлургии, машиностроения и материалообработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: (3519) 29-84-30.

Панычев Анатолий Алексеевич – канд. техн. наук, доц. каф. металлургических технологий, Новотроицкий филиал ФГАОУ ВПО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС». Тел.: (3537) 66-28-09. E-mail: a.panychev@uralsteel.com

Шаповалов Алексей Николаевич – канд. техн. наук, доц. каф. металлургических технологий, Новотроицкий филиал ФГАОУ ВПО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС». Тел.: (3537) 67-96-07. E-mail: alshapo@yandex.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

ANALYSIS OF EVALUATION METHODS OF EQUIVALENT GRANULE DIAMETER OF THE PELLETIZED SINTER BURDEN AT JSC "URAL STEEL"

Ganin Dmitriy Rudol'fovich - leading engineer on repair «Orsk Railcar Factory». Phone: (3537)23-15-06. E-mail: dmr-gan@mail.ru

Druzhkov Vitaly Gavrilovich – Ph.D. (Eng.), Associate Professor of the department of Metallurgy of ferrous metals, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: (3519)29-84-30.

Panychev Anatoly Alekseevich – Ph.D. (Eng.), Associate Professor of the Metallurgical Technology department, Novotroitsk branch of the National University of Science and Technology «MISIS». E-mail: a.panychev@uralsteel.com

Shapovalov Aleksey Nicolaevich – Ph.D. (Eng.), Associate Professor of the Metallurgical Technology department, Novotroitsk branch of the National University of Science and Technology «MISIS». Phone: (3537)67-96-07. E-mail: alshapo@yandex.ru

***Abstract.** Various methods of evaluation the equivalent average granule diameter of the sinter burden. For these methods, the dependences illustrating the effect of the parameters of the pelletizing sinter burden on his results: an equivalent average granule diameter of the pelletized sinter burden and its bulk density. It is shown that the most objective way of averaging pieces of sinter burden is the average of average size, averaging the mean log diameters of each fraction.*

***Keywords:** Pelletizing, the sinter burden, the equivalent average granule diameter of the sinter burden, fractional composition of the sinter burden*



УДК 662.74:662.765

Петухов В.Н., Гунина Е.В.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОЙ АКТИВНОСТИ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ РАЗЛИЧНОЙ СТАДИИ МЕТАМОРФИЗМА

***Аннотация.** В работе проведены исследования эффективности различных собирателей при флотации углей различной стадии метаморфизма, поступающих на коксование. Установлена высокая эффективность и селективность процесса флотации при использовании в качестве реагент-собирателя комплексного реагента ГФО, как при флотации отдельных технологических марок, так и при флотации окисленных углей ЦОФ «Северсталь».*

***Ключевые слова:** уголь, флотация углей, реагент-собиратель, комплексный реагент, окисленный уголь, стадия метаморфизма.*

Анализ исследовательских работ по совершенствованию реагентных режимов флотации показывает, что эффективность действия реагент-собирателей обуславливается их групповым химическим составом, молекулярной массой входящих в реагент углеводородов, их структурными особенностями [12] (Петухов В.Н. Флотационная активность химических соединений различного состава и строения при флотации угля // Кокс и химия. 1982. №7. С.18-23). Однако общепринятые заключения по эффективности действия реагент-собирателей и механизма их действия при флотации углей различной стадии метаморфизма и минерализации органической массы углей противоречивы. Поэтому нами были проведены исследования по изучению эффективности и селективности действия реагентов, содержащих различные классы химических соединений, при флотации углей различной степени минерализации с целью изыскания техниче-

ских продуктов нефтехимии и нефтепереработки в качестве эффективных реагент-собирателей для флотации углей. В данной работе была исследована эффективность флотации углей как с использованием реагент-собирателей – «термогазоля» и «мотоалкилата» с реагентом вспенивателем «Кэтгол», так и комплексного реагента «ГФО».

Все реагенты являются продуктами либо отходами нефтехимической промышленности и различаются по групповому химическому составу (табл.1). Исследования проводились на трех технологических марках углей: «К», «ОС» и «Ж». Технологические параметры процесса:

- плотность исходного питания – 120 г/л;
- крупность исходного питания – 0–0,50 мм.

Исследования проходили на лабораторной флотационной машине механического типа «Механобр» с объемом камеры 0,5 л.

За базовый реагентный режим в данной работе принят режим с использованием в качестве собирателя «Термогазойль» и реагента-вспенивателя «Кэтгол» в связи с тем, что данные реагенты широко используются на обогатительных фабриках РФ.

Таблица 1

Групповой химический состав исследованных реагентов

Реагент	Химический состав
Мотоалкилат	Изопарафины 89-98 %; алкены- 1,7-1,9%; ароматические углеводороды 0,1-0,3%
Термогазойль	Ароматические углеводороды ≥41%; непредельные углеводороды ≥ 29%; парафины и нафтены ≤ 30%
ГФО	Н-масляный альдегид 1-4%; Н-бутиловый спирт 1-3%; изо-масляный альдегид 0,5-2%; толуол 1,5-2%; смесь тяжелых продуктов уплотнения - остальное
Кэтгол	2-этилгексанол 2-10%; смесь высокомолекулярных спиртов C ₉ -C ₁₂ и продуктов уплотнения — остальное

Установлено, что комплексный реагент «ГФО» при флотации угля различной стадии метаморфизма обладает повышенной флотационной активностью по сравнению с реагентом-собирателем «Термогазойль».

Так, например, при флотации угля технологической марки «КС» с исходной зольностью 21,5% использование «Термогазойля» с «Кэтголом» получен концентрат с зольностью 9,0% при его выходе 74,8%, а извлечение горючей массы в концентрат составило 86,6%. Зольность отходов флотации – 58,4%. Применение реагента «ГФО» позволило получить концентрат с выходом 76,5%, зольностью 9,3% при извлечении горючей массы в концентрат 88,4%, что на 1,8%

выше по сравнению с использованием собирателя «Термогазойля».

При этом расход «ГФО» снижается в 2,3 раза. Также установлено, что использование комплексного реагента «ГФО» позволяет повысить зольность отходов с 58,4 до 61,2%. Это улучшает технико-экономические показатели работы УОФ за счет снижения потерь хорошо коксующихся углей с отходами флотации (табл. 2).

В случае флотации угля марки «ОС» применение реагента «ГФО» также позволяет повысить выход концентрата с 76,8 до 80,0% по сравнению с использованием реагента-собирателя «Термогазойля» при одновременном снижении расхода «ГФО» примерно на 80%.

Подобные закономерности изменения показателей процесса флотации были получены в случае обогащения углей марки «Ж» с зольностью 13,8%. Применение реагента «ГФО» позволило повысить извлечение горючей массы в концентрат на 1,7% при равной зольности концентрата и снижении общего расхода реагента в 2,5 раза.

Следует отметить, что использование комплексного реагента «ГФО» позволило, в случае флотации угля марки «Ж», улучшить селективность процесса. Повышение выхода концентрата на 1,7% не привело к увеличению его зольности, что обеспечило повышение зольности отходов на 5,1% и снижение потерь горючей массы с отходами (см. табл. 2).

Высокая селективность и эффективность действия комплексного реагента «ГФО» объясняется групповым химическим составом реагента и структурными особенностями поверхности угля. Угли марки «Ж», относящиеся к углям низкой стадии метаморфизма, имеют повышенное количество гетеропо-

Таблица 2

Результаты флотации угольной мелочи с использованием различных реагентов-собирателей

Реагентный режим				Показатели флотации					Исходный уголь		
Собиратель	Вспениватель	Расход, кг/т			Продукты флотации	Выход, %	Зольность, %	Суммарный выход, %		Суммарная зольность, %	Извлечение горючей массы в концентрат, %
		Собирателя	Вспенивателя	Общий							
Термогазойль	Кэтгол	0,90	0,10	1,0	концентрат	87,8	9,0	87,8	9,0	92,7	Ж
					отходы	12,2	48,9	100	13,8		
		1,30	0,10	1,40	концентрат	74,8	9,0	74,8	9,0	86,6	КС
					отходы	25,2	58,4	100	21,5		
		1,80	0,10	1,90	концентрат	67,0	9,1	67,0	9,1	76,8	ОС
					отходы	33,0	44,2	100	20,7		
ГФО		0,40	--	0,40	концентрат	89,5	9,1	89,5	9,1	94,4	Ж
					отходы	10,5	54,0	100	13,8		
		0,80	--	0,80	концентрат	76,5	9,3	76,5	9,3	88,4	КС
					отходы	23,5	61,2	100	21,5		
		1,20	--	1,20	концентрат	70,3	9,7	70,3	9,7	80,0	ОС
					отходы	29,7	46,6	100	20,7		

лярных функциональных групп в макромолекуле угля. Поэтому наличие полярных органических соединений в групповом химическом составе реагента «ГФО» обуславливает повышенную адсорбцию реагента на поверхности таких углей, обеспечивая большую эффективность при флотации углей низкой стадии метаморфизма.

Установлено, что в случае флотации угля технологических марок «КС» и «ОС», отличающихся повышенной зольностью (более 20%), для получения концентратов с зольностью, удовлетворяющей требованиям потребителей, и снижения потерь органической массы с отходами флотации расход всех исследованных реагентов необходимо повышать в 2–3 раза.

Высокие результаты флотации с использованием реагента «ГФО» были получены также в случае флотации окисленных углей, поступающих на обогащение в условиях УОФ коксохимического производства ОАО «Северсталь» (табл. 3).

В качестве базового реагента-собиранителя использовали технический продукт нефтепереработки – «мотоалкилат», в групповом химическом составе которого содержатся, в основном, изопарафины, а в качестве реагента-вспенивателя – технический продукт нефтехимии «Кэтгол», который используется на УОФ РФ.

При расходе реагента «ГФО» в количестве

1,2 кг/т выход концентрата составил 74,3% с зольностью 8,2%, тогда как применение в качестве реагента-собиранителя «Мотоалкилата», при равном расходе, привело к уменьшению выхода концентрата до 69,6%, а извлечение горючей массы концентрата снизилось с 81,2 до 76,5%.

Результаты проведенных исследований указывают на возможность повышения технологических показателей флотации угольной мелочи в случае использования в процессе флотации углей реагента-собиранителя ГФО. Таким образом, подача реагента-собиранителя ГФО позволяет увеличить извлечение горючей массы в концентрат на 3,2–2,65% по сравнению с реагентным режимом, широко применяемом на УОФ РФ.

Список литературы

1. Петухов В.Н. Флотационная активность // Кокс и химия, 1982. №7. С. 18-23.
2. Лавриненко А.А., Свечникова Р.Ю. Исследование квантово-химических параметров углеводородов при выборе реагентов для флотации углей // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2008. № 1. С. 83-85.

Таблица 3

Результаты флотации окисленной угольной мелочи УОФ ОАО «Северсталь»

Реагентный режим					Показатели флотации					
Собиранитель	Вспениватель	Расход, кг/т			Продукты флотации	Выход, %	Зольность, %	Суммарный выход, %	Суммарная зольность, %	Извлечение горючей массы, %
		Собиранителя	Вспенивателя	Общий						
Мотоалкилат	Кэтгол	0,593	0,067	1,254	концентрат	69,6	7,7	69,6	7,7	76,5
		0,297			отходы	30,4	35,0	100,0	16,0	
		0,297			исходный	100,0	16,0			
ГФО	Кэтгол	0,4	0,067	1,267	концентрат	74,3	8,2	74,3	8,2	81,2
		0,4			отходы	25,7	38,8	100,0	16,0	
		0,4			исходный	100,0	16,0			

Сведения об авторах

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

Гунина Екатерина Валентиновна – студентка, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: katuha1493@mail.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

RESEARCH OF FLOATATION ACTIVITY OF REAGENTS COLLECTORS AT FLOTATION OF COALS OF VARIOUS STAGES OF A METAMORPHISM

Petukhov Vasily Nikolaevich – D. Sc. (Eng), Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: Chief.petuhov2013@yandex.ru

Gunina Ekaterina Valentinovna – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: katuha1493@mail.ru

Abstract. Research of efficiency of collectors during flotation of the coals of various stage of a metamorphism arriving on coking are conducted in the work. High efficiency and selectivity of process of flotation with using collector of the GFO complex reagent. Also GFO reagent collector showed high degree of efficiency at flotation of the oxidized coals "Severstal".

Keywords: Coal, flotation of coals, reagents collectors, complex reagent, the oxidized coal, metamorphism stage.



УДК 662.741.3.022:622.765

Петухов В.Н., Сиргалина Э.Г.

РАЗРАБОТКА РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ, ПОСТУПАЮЩИХ НА КОКСОВАНИЕ, С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СОПОЛИМЕРОВ ВИНИЛПИРИДИНА С СУЛЬФОКСИДАМИ

Аннотация. Для повышения эффективности флотации углей в работе в качестве реагентов-модификаторов были использованы сополимеры винилпиридина с сульфоксидами. В качестве реагента-собирателя использовали газойль, а в качестве реагента-вспенивателя – КОБС. Лучшие результаты с точки зрения эффективности процесса показал модификатор 52В (бутилвинилсульфоксид с 2-метил-5-винилпиридином), применение которого позволило повысить извлечение горючей массы в концентрат на 1,4–2,4 %.

Ключевые слова: уголь, флотация, реагент-модификатор, сополимеры, выход концентрата, эффективность, селективность процесса.

Одним из наиболее перспективных направлений в вопросе совершенствования технологии флотации углей является использование новых реагентных режимов. Реагентный режим является основным фактором, определяющим полноту извлечения угольных частиц и селективность флотации [1].

Именно от выбранного реагентного режима – типа реагентов, их соотношения, количества и способа подачи в большей степени зависят скорость и полнота разделения угольных частиц и породы, а также себестоимость концентрата и, что немаловажно, степень загрязнения окружающей среды.

Интенсифицировать процесс флотации углей можно за счет повышения межфазных взаимодействий с использованием реагентов-модификаторов – высокомолекулярных сополимеров, которые, распавшись в монослой на отдельные радикальные звенья, увеличивают количество одновременно активируемых центров на поверхности ОМУ повышением гидрофобизации угольных частиц.

В процессе многочисленных исследований флотации углей было установлено, что подача в кондиционирование пульпы малых количеств дополни-

тельных реагентов-модификаторов перед собирателем позволяет не только снизить расход последнего, а также, в ряде случаев, повысить выход концентрата и снизить его зольность. Использование реагентов-модификаторов в процессе флотации углей обеспечивает снижение расхода флотореагентов и интенсифицирует процесс флотации [2] (Петухов В.Н., Свечникова Н.Ю., Кубак Д.А. Основы квантово-химического моделирования взаимодействия флотационных реагентов с угольной поверхностью. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос.техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2014. С. 124-132).

В работе в качестве реагентов-модификаторов были использованы сополимеры винилпиридина с сульфоксидами (табл.1). В качестве реагента-собирателя использовали газойль, а в качестве реагента-вспенивателя – КОБС.

Установлено, что использование модификаторов повышает флотирруемость углей. При использовании реагента модификатора 52В в количестве 7–13 г/т извлечение горючей массы в концентрат повысилось с 92,6 до 94-95%, а зольность отходов флотации повысилась с 68 до 75,8% (табл.2).

Таблица 1
Физико-химические параметры модификаторов

Реагент-модификатор	Молекулярная масса	Количество сульфогрупп, %	Количество групп винилпиридина, %	Число углеводородных групп в алкилсульфоксиде
51В (бутилвинилсульфоксид с 2-метил-5-винилпиридином)	16000	6,5	93,5	4
52В (бутилвинилсульфоксид с 2-метил-5-винилпиридином)	20000	5	95	4

Такие же закономерности по эффективности флотации угля установлены в случае использования модификатора 51В. Подача модификатора 51В в количестве 7–13 г/т позволяет повысить выход концентрата с 81,3 до 82,3% , зольность отходов увеличивается с 71,5 до 73%.

Это объясняется тем, что в случае подачи модификатора перед собирателем происходит закрепление первого на энергетически активных участках угольной поверхности за счет водородной связи полярными группами сополимера с ориентацией углеводородных групп в водную фазу, чем обеспечивается повышение гидрофобности угля.

Установлено, что реагенты-модификаторы – сополимеры винилпиридина с сульфоксидами оказывают положительное влияние на дисперсность эмульсии аполярного реагента за счет снижения дисперсности при повышении концентрации реагента. Значительное повышение концентрации реагента модификатора в воде приводит к снижению выхода флотационного концентрата, несмотря на улучшение дисперсности эмульсии газойля.

Вывод. Результаты исследования показывают, что применение в качестве реагентов-модификаторов сополимеров винилпиридина с сульфоксидами позволяет повысить качественно-количественные показатели флотации угля. Для повышения показателей флотации угля следует использовать модификатор 52В, позволяющий повысить извлечение горючей массы в концентрат на 1,4–2,4% и снизить потери органической массы с отходами флотации.

Список литературы

1. Исследование флотуемости углей различной минерализации органической массы с использованием нового реагента собирателя / Петухов В.Н., Саблин А.В., Лавриненко А.А., Юнаш А.А. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2008. № 2. С. 31-35.
2. Кубак Д.А., Петухов В.Н., Семенов Д.Г. Исследование влияния группового химического состава комплексных реагентов на эффективность флотации углей // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №4. С. 5-9.

Таблица 2

Влияние расхода реагента модификатора на показатели флотации углей ($A_{\text{д.сх}}^{\text{д}}=19,6\%$)

Исходный уголь	Реагентный режим				Показатели флотации, %				
	Расход реагентов, кг/т				Выход концентрата	Зольность концентрата	Зольность отходов флотации	Извлечение горючей массы в концентрате	
	Собиратель - газойль	Вспениватель - КОБС	Модификатор						общий
тип			расход						
Смесь технологических марок	1,18	0,04	-		1,2200	81,3	8,5	68,0	92,6
	1,18	0,04	52В (бутилвинилсульфоксид с 2-метил-5-винилпиридином)	0,0007	1,2207	83,3	8,4	75,8	95,0
	1,18	0,04		0,0013	1,2213	83,0	9,0	71,5	94,0
«К+Ж»	1,18	0,04	-		1,2200	81,3	7,7	71,5	93,4
	1,18	0,04	51В (бутилвинилсульфоксид с 2-метил-5-винилпиридином)	0,0007	1,2207	81,3	8,4	68,5	92,7
	1,18	0,04		0,0013	1,2213	82,3	8,1	73,0	94,1

Сведения об авторах

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

Сиргалина Элина Гареевна – студентка, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: elina.sirgalina@mail.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

DEVELOPMENT REAGENT MODE FLOTATION OF COALS SUPPLIED TO THE COKING, USING COPOLYMERS OF VINYLPIRIDINE WITH SULFOXIDOV

Petukhov Vasilii Nikolaevich – D.Sc. (Eng.), Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: chief.petuhov2013@yandex.ru

Sirgalina Elina Gareevna – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: elina.sirgalina@mail.ru

Abstracts. To improve the efficiency of coal flotation copolymers of vinylpyridine with sulfoxidov were used as reagent modifiers in the work. A gasoil was used as a reagent-collector and COBS as a frother reagent. From the perspective of process efficiency the best result were shown by modifier 52B (botulinumtoxin with 2-metil-5-vinylpyridine), the use of which allowed to increase the recovery of combustible matter in the concentrate of 1,4 – 2,4 %.

Keywords: Coal, flotation, reactant-modifier, copolymers, the output of concentrate, efficiency, selectivity of the process.



УДК 662.74:662.765

Петухов В.Н., Бычкова А.В.

РАЗРАБОТКА РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ РАЗЛИЧНОГО ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА

Аннотация. В работе проведены исследования эффективности собирателей различного химического состава и строения при флотации углей, поступающих на коксование. Установлена высокая эффективность и селективность процесса флотации при использовании в качестве реагента-собирателя легкого полимер-дистиллята (ЛПД), позволяющего снизить зольность концентрата на 1,6% по сравнению с использованием других реагентов-собирателей с одновременным повышением извлечения горючей массы в концентрат.

Ключевые слова: уголь, флотация углей, реагенты-собиратели, реагенты-вспениватели, селективность, зольность концентрата.

В последние годы возрастает добыча и использование в промышленности углей, флотируемость которых при применении традиционных реагентных режимов недостаточно высокая [1]. Состояние топливно-энергетического комплекса России во многом зависит от применения современных технологий добычи и переработки угля и эффективности использования добываемого сырья, в частности мелких фракций, улучшения его потребительских свойств. Это предопределяет необходимость внедрения новых, более эффективных флотореагентов для флотации углей.

Флотация является сложным процессом, являющимся совокупностью физических, химических и физико-химических явлений. В ряде работ установлено, что флотационная активность технических продуктов нефтехимии и нефтепереработки при флотации углей определяется групповым химическим составом и структурными особенностями химических соединений, входящих в реагенты собиратели [2–4]. Поиск новых реагентов для ведения флотации углей различной степени метаморфизма, обладающих разными свойствами поверхности, выбор правильного сочетания

веществ, как правило, сложного химического состава являются актуальной задачей.

В работе проводились исследования флотации угольной мелочи класса менее 0,5 мм, поступающей на обогащение в условиях ЦОФ «Чертинская» и технологической марки «ОС» разреза «Томусинский».

При флотации угольной мелочи были исследованы следующие реагенты:

- в качестве реагентов-собирателей были использованы технический продукт нефтепереработки – «Термогазойль» и легкий полимер-дистиллят («ЛПД»);

- в качестве реагента-вспенивателя – Экофол 440S и кубовые остатки бутиловых спиртов (КОБС).

Групповой химический состав исследованных реагентов приведен в табл. 1.

Исследованием установлено, что применение в качестве реагента-собирателя легкого полимер-дистиллята (ЛПД) позволяет повысить выход концентрата с 69,0 до 80,7% по сравнению с использованием «Термогазойля». Зольность отходов флотации в случае применения «ЛПД» повышается с 36,8 до 42,8%.

ОБОГАЩЕНИЕ И ПОДГОТОВКА СЫРЬЕВЫХ МАТЕРИАЛОВ К МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ПЕРЕДЕЛУ

Следовательно, использование в качестве реагента-собиранителя ЛПД позволяет снизить потери органической массы углей с отходами на 10,1% (табл. 2).

бирателя «Термогазойля» позволяет не только повысить извлечение горючей массы в концентрат, но и снизить расход собирателя с 1,99 до 1,27 кг/т (см. рисунок).

Установлено, что использование ЛПД вместо со-

Таблица 1

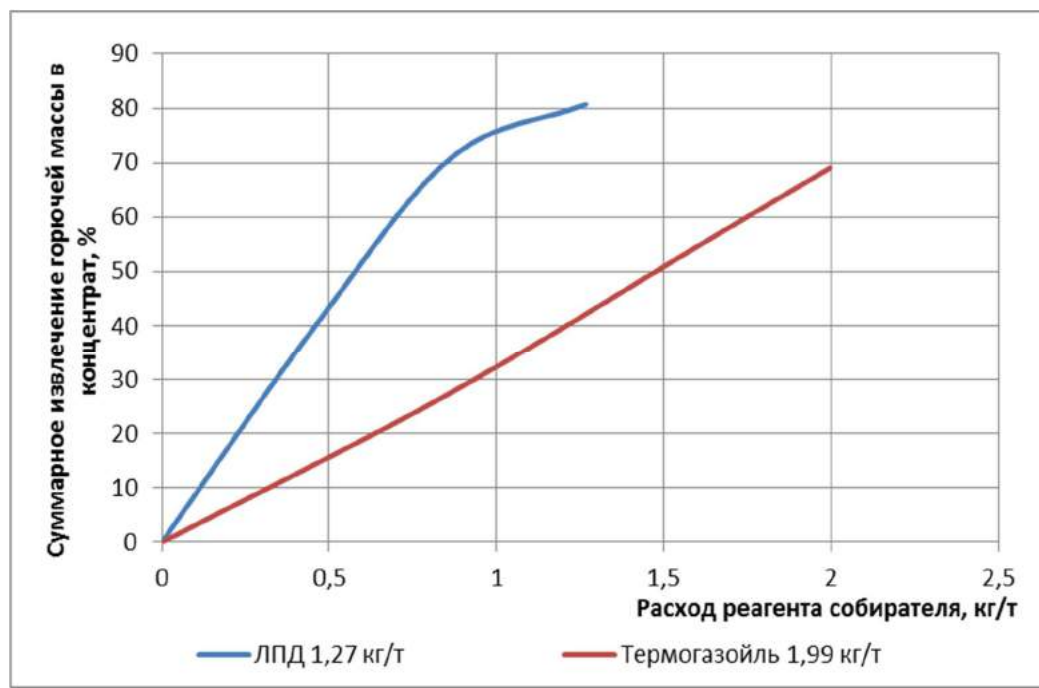
Групповой химический состав исследованных реагентов

Реагент	Групповой химический состав, % масс
Термогазойль	ароматические углеводороды - не менее 41
	непредельные углеводороды - не более 29
	парафины и нафтены - не более 30
Легкий полимер-дистиллят	непредельные углеводороды - не менее 60%, арены -5-10.
Экофол 440S	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

Таблица 2

Показатели флотации углей с использованием различных реагентов-собиранителей

Реагенты		Расход реагентов, кг/т			Продукты флотации	Показатели флотации, %				
Собиранитель	Вспениватель	собиранителя	вспенивателя	общий		Выход	Зольность	Суммарный выход	Суммарная зольность	Извлечение горючей массы в концентрат
Термогазойль	Экофол 440S	0,772	0,067	0,839	Концентрат 1	26,7	4,6	26,7	4,6	76,90
		0,772		1,611	Концентрат 2	28,3	4,9	55,0	4,75	
		0,386		1,997	Концентрат 3	14,0	8,6	69,0	5,5	
					Отходы	31,0	36,8	100	15,2	
					Исходный	100	15,2			
ЛПД	Экофол 440S	0,4	0,067	0,467	Концентрат 1	40,7	7,4	40,7	7,4	87,00
		0,4		0,867	Концентрат 2	30,3	9,4	71,0	8,2	
		0,4		1,267	Концентрат 3	9,7	11,5	80,7	8,6	
					Отходы	19,3	42,8	100	15,2	
					Исходный	100	15,2			
ЛПД	Экофол 440S	0,8	0,134	0,934	Концентрат 1	62,3	7,3	32,3	7,3	88,80
		0,4		1,334	Концентрат 2	15,7	10,4	78,0	7,9	
		0,4		1,734	Концентрат 3	4,0	13	82,0	8,2	
					Отходы	18,0	47	100	15,2	
					Исходный	100	15,2			
ЛПД	КОБС	0,91	0,066	1,026	Концентрат	90,3	5,9	90,3	5,9	95,70
					Отходы	9,7	60,5	100	11,2	
					Концентрат	88,0	5,7	88,0	5,7	
Термогазойль	КОБС	0,96	0,066	1,026	Отходы	12,0	51,5	100	11,2	93,40
					Исходный	100	11,2			



Влияние группового химического состава реагентов-собираателей на извлечение горючей массы флотоконцентратов

Высокая флотационная активность действия реагента-собираателя «ЛПД» объясняется его групповым химическим составом. В групповой химический состав «ЛПД» в основном входят непредельные и ароматические 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 [3]. Увеличение адсорбции алкенов и аренов способствует повышению гидрофобизации угольной поверхности, увеличению прочности комплекса частица-пузырек и повышению флотируемости угольных частиц. Повышение скорости флотации угля с использованием в качестве реагента-собираателя «ЛПД» объясняется также тем, что алкены за счет повышенной полярности по сравнению с алканами хорошо диспергируются в воде с образованием более тонкодисперсной эмульсии.

Улучшение флотационной активности «ЛПД» установлена также при флотации угольной мелочи технологической марки «ОС».

При равном расходе реагентов-собираелей использование «ЛПД» позволило повысить выход концентрата с 88,0 до 90,3%. Зольность отходов флотации повысилась с 51,5 до 60,5%, а извлечение горючей массы в концентрат с 93,4 до 95,7% (см. табл. 2).

Таким образом, исследованием установлено, что для снижения потерь органической массы угля с от-

ходами необходимо использовать в качестве реагента-собираеля легкий полимер-дистиллят, который позволяет значительно улучшить показатели флотации. При флотации угольной мелочи с использованием реагента-собираеля «ЛПД» выход концентрата увеличивается на 2,3–11,7% по сравнению с применением реагента-собираеля «Термогазойль», в зависимости от физико-химических свойств угля.

Список литературы

1. Сирченко А.С. Снижение загрязнения окружающей среды аполярными реагентами при флотации углей за счет использования реагентов модификаторов // Химия и химическая технология в XXI веке: тез. VII всерос. науч.-практ. конф. студентов и аспирантов; Томск. гос. политехн. ун-т. Томск, 2006. С. 229-231.
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.: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-т им. Г.И. Носова, 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: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-т им. Г.И. Носова, 2004. Вып.4. С. 71-73.
4. Кубак Д.А., Петухов В.Н., Семенов Д.Г. Исследование влияния группового химического состава комплексных реагентов на эффективность флотации углей // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №4. С. 5-9.

Сведения об авторах

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

Бычкова Анастасия Владимировна – студентка гр. МХТБ-11, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: Nastya0-906@mail.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

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

Petukhov Vasily Nikolaevich – D.Sc. (Eng.), Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: chief.petuhov2013@yandex.ru

Bichkova Anastasiya Vladimirovna – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: Nastya0-906@mail.ru

Abstract. *Research of efficiency of collectors of various chemical composition and structure at flotation of the coals arriving on coking are conducted in work. High efficiency and selectivity of process of flotation with using collector of the light polymer-distillate (LPD) as reagent allowing to lower a concentrate ash-content by 1,6% in comparison with use of other reagents collectors is established.*

Keywords: *Coal, flotation of coals, reagents collectors, reagents foaming agents, selectivity, concentrate ash-content.*



УДК.662.74

Свечникова Н.Ю., Юдина С.В., Мамедалина Н.И.

АНАЛИЗ ОТХОДОВ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЯ

Аннотация. *В работе изучены отходы флотации ЦОФ «Беловская». Определены технический и ситовый анализ, содержание воды и углерода на анализаторе CW MULTISHASE фирмы ELTRA, содержание минеральных компонентов на энергодисперсионном рентгеновском спектрометре ARL QUANT'X, а также изучена флотационная активность отходов. Отходы флотации представляют собой сфлукулированные гранулы крупностью +0,5 мм, с зольностью 69,8 % и влажностью 12-13%. Содержание органического углерода составляет 17,73%, водорода 1,21%, а минеральная часть представляет собой оксиды кремния, алюминия и железа. Отходы имеют низкую флотационную активность.*

Ключевые слова: *уголь, флотация, отходы флотации, флотационная активность.*

В настоящее время одним из острых является вопрос увеличения товарных ресурсов обогащенного угля за счет сокращения до минимума потерь горючей массы с отходами обогащения или вовлечения в товарное потребление углесодержащих отходов, находящихся в шламонакопителях и породных отвалах обогатительных фабрик.

На кафедре физической химии и химической технологии в ФГБОУ ВПО МГТУ им. Г.И.Носова (г. Магнитогорск) были изучены отходы флотации ЦОФ «Беловская» - основного поставщика угольных концентратов на коксохимическое производство ОАО «ММК» г. Магнитогорска. Проведены следующие исследования: технический и ситовый анализ, содержание воды и углерода на анализаторе CW MULTISHASE фирмы ELTRA, содержание минеральных компонентов на энергодисперсионном рентгеновском спектрометре ARL QUANT'X, а также изу-

чена флотационная активность отходов.

Для исследования усредненная проба была измельчена на валковой дробилке и истирающем диске до крупности -0,5 мм. Анализ показал, что отходы флотации представляют собой сфлукулированные гранулы крупностью +0,5 мм, зольностью 69,8% и выходом летучих веществ 16,6%. В табл. 1 приведен ситовый анализ полученных отходов.

Из табл. 1 видно, что распределение по классам и зольности неравномерное. Так, меньший выход у класса 0,5-0,25 мм – 7,75% с зольностью 70,39%, наибольший выход 31,25% имеет класс -0,05 мм, при этом он является более минерализованным, его зольность составляет 70,55%. Наименьшую зольность 66,17% имеет класс 0,1-0,05 мм с выходом 24,25%, что свидетельствует о лучшем раскрытии угольных сростков данного класса.

Таблица 1
Ситовый анализ отходов флотации ЦОФ «Белон»

Класс, мм	Вес, г	Выход, %	Зольность, %	Σвыход, %	Σзольность, %
+0,5	22,5	22,50	70,26	22,50	70,26
0,5-0,25	7,75	7,75	70,39	30,25	70,29
0,25-0,1	14,25	14,25	69,10	44,50	69,91
0,1-0,05	24,25	24,25	66,17	68,75	68,59
-0,05	31,25	31,25	70,55	100	68,89

Исследование на содержание углерода и воды проводилось на анализаторе CW MULTISHASE фирмы ELTRA при температуре 650°C. Принцип действия анализатора основан на нагревании и сжигании испытуемого образца в высокочастотной индукционной печи в потоке кислорода в условиях избыточного давления газа и дальнейшем анализе образующихся газообразных соединений. Градуировка анализатора производится по стандартным образцам состава твердых материалов, аттестованных по массовой доле углерода и воды. Прибор имеет две независимые ИК-ячейки, чувствительность которых можно регулировать по запросу. Длину поглощения ИК-излучения

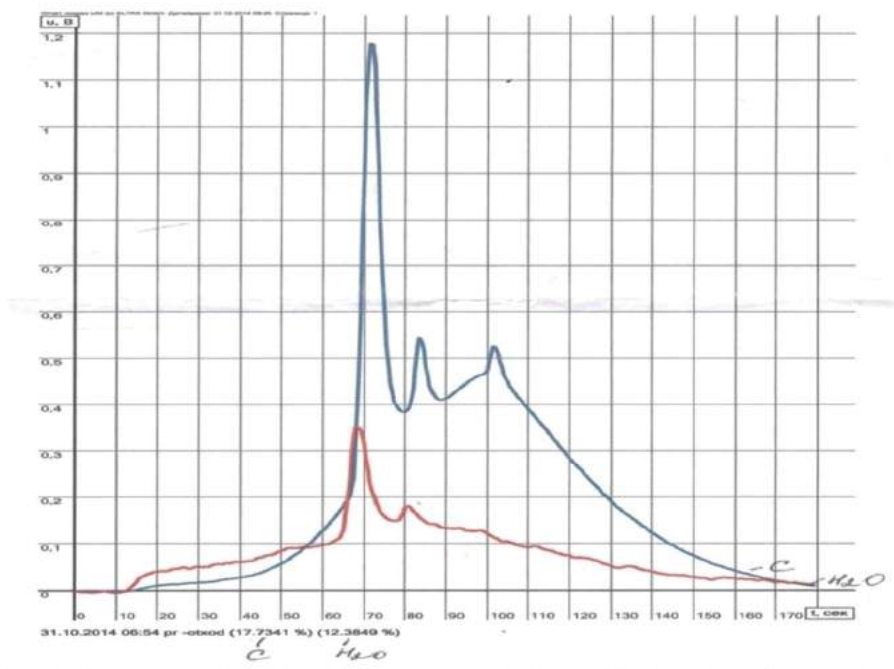
методом. Данный метод позволяет определить в исследуемых образцах элементы от Na до U с процентным содержанием от 10⁻⁴%. Измерения производятся неразрушающим методом. Время определения одного элемента – от 10 с.

Таблица 2
Содержание воды и углерода в отходах, %

Содержание H ₂ O		H	C(орган)
гигроскопической	образовавшейся при окислении		
1,51	10,87	1,21	17,73

Бесстандартный полуколичественный анализ производится с помощью программы UniQuant. В этом случае время анализа возрастает до 2-х ч, так как образец исследуется на все элементы, а результатом анализа является процентное содержание элементов [1, с.165].

Результаты полуколичественного анализа минеральной части отходов представлены в табл. 3. Минеральная часть отходов состоит в основном из оксидов кремния, алюминия и кальция – 62,8%, а также содержит в небольших количествах оксиды железа, ка-



Спектр ИК-излучения пробы отходов флотации ЦОФ «Беловская»

можно выбрать индивидуально для оптимальной точности анализа высокого и низкого содержания CO₂ и H₂O. На рисунке представлен спектр ИК-излучения усредненной пробы отходов флотации ЦОФ «Беловская».

По табл. 2 видно, что общее содержание воды составляет 12,38%, содержание органического углерода 17,73%, а водорода 1,21%.

Анализ минеральной части отходов флотации на энергодисперсионном рентгеновском спектрометре ARL QUANT'X был проведен полуколичественным

методом. Кроме того, в отходах содержится элементарная сера – 0,4%.

Таблица 3
Полуколичественный анализ на содержание минеральных компонентов

Компонент	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	Fe ₂ O ₃	K ₂ O	S	MgO	TiO ₂
масс. % в отходах	44,8	14,9	3,1	3,0	2,2	0,4	0,9	0,5

Исследование флотационной активности отходов показали, что они имеют низкую флотационную активность. В табл. 4 приведены результаты флотации отходов с использованием различных флотационных реагентов.

Так, при использовании наиболее эффективного реагентного режима – ГФО и Экофол 440S – выход концентрата составил 7,3% с зольностью 57,9%.

Таблица 4
Влияние реагентного режима на показатели флотации угольных отходов ЦОФ «Беловская»

Реагентный режим		Расход реагентов, кг/т		Продукт флотации	Выход, %	Зольность, %
Собира-тель	Вспени-ватель	Соби-ратель	Вспенива-тель			
ГФО	КОБС	1,91	0,6	Кон-центрат	6,0	62,4
		1,91	0,6	Хвосты	94,0	69,3
	Экофол 440S	1,91	0,6	Кон-центрат	7,3	57,9
		1,91	0,6	Хвосты	92,7	69,8
Нефрас	КОБС	1,97	0,6	Кон-центрат	3,6	59,0
		1,97	0,6	Хвосты	96,4	69,3

Низкая флотационная активность отходов также объясняется тем, что на ЦОФ «Беловская» с целью обезвоживания и сгущения проводится обработка отходов анионным флокулянт, что ухудшает гидрофобность угольных частиц отходов [2, с. 50].

Таким образом, в настоящее время на ЦОФ «Бе-

Сведения об авторах

Свечникова Наталья Юрьевна – канд. техн. наук, доц. каф. физической химии и химической технологии, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». E-mail:natasha-svechnikova@yandex.ru

Юдина Светлана Владимировна – ст. преп. каф. физической химии и химической технологии, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». E-mail:yudinasv1478@mail.ru

Мамедалина Надежда Ивановна – студентка 4 курса, каф. физической химии и химической технологии, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». E-mail:mamedalina@mail.ru

ловская» актуальным является изучение накопившихся отходов угольного обогащения и дальнейшая разработка принципиальных основ переработки.

Отходы флотации представляют собой сфлюккулированные гранулы крупностью +0,5 мм, с зольностью 69,8% и влажностью 12–13%. Содержание органического углерода составляет 17,73%, водорода 1,21%, а минеральная часть представляет собой оксиды кремния, алюминия и железа.

При этом отходы имеют низкую флотационную активность.

Дальнейшие исследования будут направлены на подбор эффективных реагентов, обеспечивающих выход концентрата в пределах 10% с зольностью 40–50%, а также будет изучена возможность использования полученного продукта в энергетических целях на ЦОФ «Беловская» [3, с.83].

Список литературы

1. Понамарева Т.Б., Шабалин Е.И., Шабалина Ю.В., Шипилова Н.А. Определение химического состава природных и техногенных ресурсов на базе энергодисперсионного рентгеновского спектрометра ARL QUANT'X // Материалы 71-й межрегион. науч.-техн. конференции /под ред. В.М.Колокольцева. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-т им. Г.И. Носова. 2013. Т.1. С. 165-168.
2. Разумов К.А. Флотационный метод обогащения. Л., 1975. 272 с.
3. Лавриненко А.А., Свечникова Н.Ю. Исследование квантово-химических параметров углеводородов при выборе реагентов для флотации углей // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И.Носова. №1(21). С.85-87.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

ANALYSIS OF FLOTATION WASTE COAL

Svechnikova Natalya Yurevna – Ph. D. (Eng.), Associate Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail:natasha-svechnikova@yandex.ru

Yudina Svetlana Vladimirovna – Assistant Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail:yudinasv1478@mail.ru

Mamedalina Nadezhda Ivanovna – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail:mamedalina@mail.ru

Abstract. Flotation waste COF «Belovskaya» was studied In the work. Defined technical and sieve analysis, water content and carbon analyzer CW MULTISHASE company ELTRA, the content of mineral components for energy-dispersive x-ray spectrometer ARL QUANT'X, and studied flotation activity waste.

Flotation waste are flokulirovannym granules with a particle size of 0.5 mm, with an ash content of 69.8 % and a moisture content of 12-13%. The organic carbon content is 17,73%, hydrogen 1.21% and the mineral part is an oxide of silicon, aluminum and iron. Wastes have low flotation activity.

Keywords: Coal, flotation, flotation waste, flotation activity.



МЕТАЛЛУРГИЯ ЧУГУНА

УДК 669.162.26

Баева О.В., Милохин В.А.

ВЛИЯНИЕ НАРУШЕНИЯ РЕЖИМА ВЫПУСКОВ НА ПОКАЗАТЕЛИ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ

Аннотация. Изучено влияние нарушений режима выпусков на показатели доменной плавки в условиях ОАО «Уральская Сталь». Установлено количественное влияние нарушения ритмичности отработки жидких продуктов плавки на ход доменной печи и показатели плавки: скорость схода шихты, расход дутья, температура шахты и колошникового газа, состав чугуна. Так, при задержке выпуска снижается скорость схода шихты из-за всплывания коксовой насадки, что вызывает уплотнение шихты и ухудшает газодинамические условия работы печи. Это ведет к развитию периферийного газового потока (повышение температуры шахты и колошникового газа) и вынуждает снизить расход дутья на 5-10 %. Происходит потеря производительности, повышается расход кокса и ухудшается десульфурация чугуна. Таким образом, соблюдение графика выпусков является одним из существенных факторов поддержания ровного хода доменной плавки и получения высоких технико-экономических показателей работы печи.

Ключевые слова: выпуск чугуна, производительность доменной печи, расход дутья, расход кокса, качество чугуна.

Важнейшим условием успешной реализации основных требований к доменному процессу – получению высококачественных продуктов плавки при минимально затратах кокса и высокой стойкости агрегата – является ровный ход доменной печи (ДП). Основными условиями ровной работы доменных печей является постоянство химического состава и свойств шихтовых материалов, режимов загрузки шихты и выпуска продуктов плавки, параметров дутья, а также стабильность работы оборудования.

С целью изучения влияния периодичности выпусков был выполнен анализ показателей работы ДП №1 за 2013 год (табл. 1).

Как следует из табл. 1, среднемесячное количество выпусков изменяется от 10 до 13, в среднем со-

ставляя 12 выпусков в сутки, что соответствует продолжительности цикла «накопление-выпуск» – 120 мин. Указанный режим выпусков обеспечивает достаточно высокие показатели доменной плавки, однако его нарушения, выражающиеся, обычно, в задержке выпусков, приводят к изменениям в протокате шихты и газа, что отражается на показателях плавки. Эти изменения достаточно сложно оценить по усредненным среднемесячным данным, колеблемость которых незначительна. Поэтому в работе проведен анализ работы ДП №1 за сутки (12.03.2014г.), в течение которых наблюдались нарушения режима выпусков (табл. 2).

Таблица 1

Показатели работы ДП №1 ОАО «Уральская Сталь»

Показатель	Значение показателя за период		
	максимальное	минимальное	среднее
Производство чугуна, т/сут	1874	1547	1736
Расход кокса (сухого), кг/т чугуна	493,3	475	485
Выход шлака кг/т чугуна	450	326,5	370
Содержание железа в металлошихте с известью, %	56,2	53,9	55
Доля агломерата в железорудной части, %	78,1	62,2	72,9
Расход дутья, м ³ /т	1942	1773,9	1877,8
Давление дутья, ати	2,29	1,53	2,1
Температура дутья, °С	1090	1029,3	1063,7
Содержание кислорода в дутье, %	25	21	23,3
Колошниковый газ: давление, ати	1,07	0,8	1
температура, °С	197	253	220
Содержание в чугуне, %: Si	0,8	0,57	0,6
S	0,016	0,012	0,014
Основность шлака, ед.	1,1	1,04	1,07
Количество выпусков, шт./сут	13	10	12
Время цикла «накопления-выпуск», мин	110	144	120

Усредненные данные работы ДП №1 за 12 марта 2013 года

Показатель	Значение			Относительное изменение от среднего, %
	минимальное	максимальное	среднее	
Количество подач, шт./ч	6	10	8	-25/+25
Количество дутья, м ³ /мин	1830	2076	1990	-8/+4
Р дутья, ати	2,04	2,25	2,13	-4/+6
Р на колошнике, ати	1,1	1,1	1,1	-0/+0
Перепад общ, атм	0,94	1,15	1,03	-9/+12
Температура колошника, °С	118	267	158	-25/+69
Температура шахты, °С	199	307	253	-21/+21
Время выпуска, мин	45	75	60	-25/+25
Время между выпусками, мин	55	75	60	-8/+25
Объем выпуска, т	70,1	206,95	150,4	-53/+38
[Si], %	0,38	0,79	0,53	-28/+49
[S], %	0,01	0,027	0,018	-44/+50
Основность, ед.	1,01	1,06	1,03	-2/+3

Периодическая обработка жидких продуктов плавки приводит к тому, что даже при постоянном качестве шихты практически все параметры доменной плавки, характеризующие ровный ход, претерпевают более или менее значительные изменения в цикле «накопление-выпуск». Однако эти изменения не превышают 10 % от номинальных значений, тогда как отклонения от регламентированного режима выпусков приводят к более существенным последствиям, выражающимся в нарушении схода шихты, изменении распределения газов по сечению печи и эффективности их использования, химического состава чугуна. Указанное влияние иллюстрируется данными о работе доменной печи №1 ОАО «Уральская Сталь» за 12.03.14 г. (по данным суточного рапорта).

Влияние выпуска чугуна и шлака на скорость схода материалов на колошнике хорошо заметно на шомпольных диаграммах - периоду перед открытием летки соответствует замедление, а периоду второй половины опорожнения горна - учащение забор подач. Динамика количества подач за исследуемые сутки приведены на рис. 1.

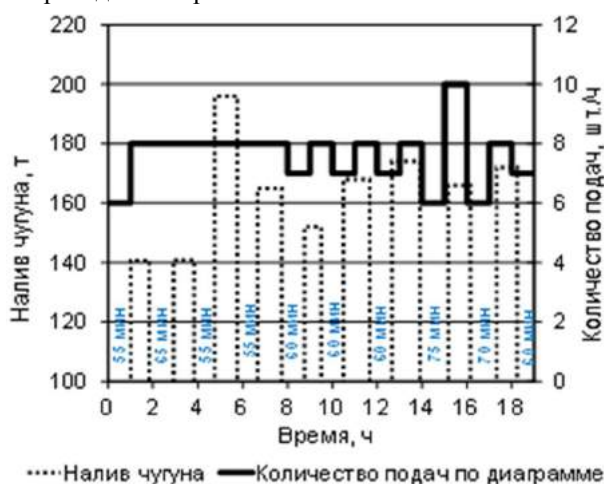


Рис. 1. Динамика количества подач на ДП №1 за 12.03.14 г. по данным суточного рапорта

Выпуск чугуна и шлака приводит к ускорению схода шихты. Вызвано это уменьшением архимедовой силы, действующей на погруженный в расплавы кокс, при опорожнении горна. Этот фактор в определенных условиях [1] может приводить к опусканию коксовой насадки и во всех случаях приводит к уменьшению количества кокса, поступающего в фурменные очаги снизу с соответствующим увеличением прихода его сверху из зоны потока. Дополнительными причинами ускорения схода шихты могут являться увеличение принимаемого печью в этот период дутья и рост степени прямого восстановления из-за прихода в горн плохо прогретых и восстановленных материалов.

Существенное различие скорости схода шихтовых материалов во время выпуска и в межвыпускной период является основным фактором, вызывающим нестационарность процессов в цикле «накопление-выпуск» [2].

Всплывание коксовой насадки в период накопления продуктов плавки ведет не только к снижению скорости схода шихты, но и уплотнению шихты, что ухудшает газодинамику работы печи [3] и вынуждает снижать расход дутья. Периодическая обработка жидких продуктов плавки вызывает циклические колебания давления горячего дутья из-за роста перед выпуском как верхнего, так и нижнего перепадов давления газов по высоте печи. Это вынуждает технологов уменьшать количество дутья во избежание подвисаний шихты и продувов перед открытием летки [4, 5]. Указанная ситуация проявляется в том большей степени, чем длительнее период накопления. Динамика перепада давления и расхода дутья за исследуемые сутки приведена на рис. 2 и 3.

Из представленных на рис. 2 и 3 данных следует, что периодическая обработка продуктов плавки и особенно задержки выпуска оказывают существенное влияние на газодинамику доменного процесса. Так, задержка выпуска до 70–75 мин приводит к росту перепада давлений (до 1,15 ат) и снижению расхода дутья на 150–200 м³/мин.

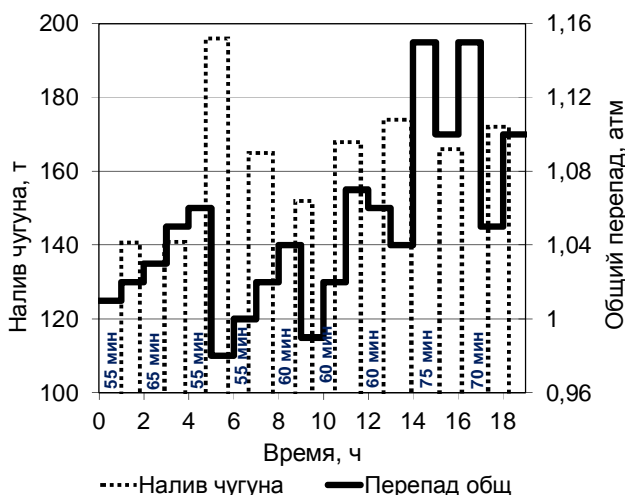


Рис. 2. Динамика перепада давления за 12.03.14 г. по суточным рапортам

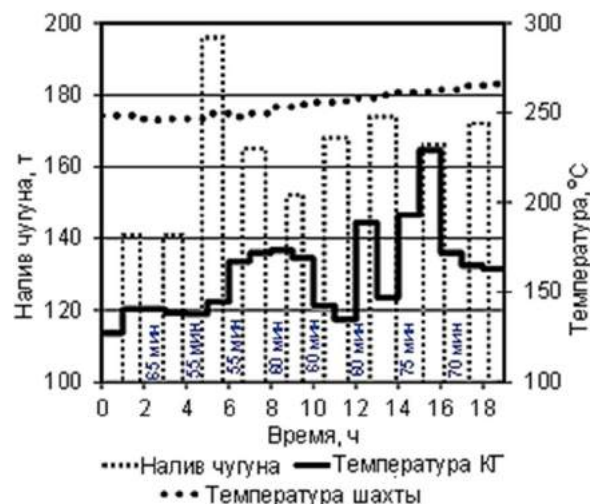


Рис. 4. Динамика температуры шахты и колошниковых газов за 12.03.14 г. по данным суточного рапорта

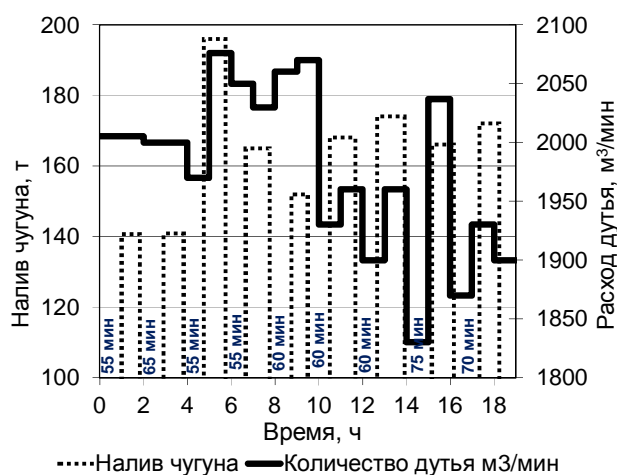


Рис. 3. Динамика расхода дутья за 12.03.14 г. по данным суточного рапорта

Рост газодинамической напряженности перед выпуском с задержкой связано с увеличением объема газов из-за повышения его температуры и уменьшением порозности материалов из-за замедления их схода к фурмам перед выпуском. Дополнительным фактором роста нижнего перепада перед открытием летки служит непосредственное влияние зеркала шлака на струю дутья, истекающего из фурм. Кроме того, росту сопротивления шихты проходу газа в нижней части печи способствует увеличение количества жидкой фазы, аккумулируемой коксовой насадкой в ходе накопления чугуна и шлака [6].

Последствием более напряженных газодинамических условий и снижения расхода дутья при задержке выпуска является перераспределение газового потока к периферии и ухудшение использование его тепловой и химической энергии [7]. Это проявляется в увеличении температуры колошникового газа и шахты (рис. 4).

Всплывание коксовой насадки в период накопления продуктов плавки ведет не только к снижению скорости схода шихты, но и уплотнению шихты, за счет этого увеличивается продолжительность контакта между чугуном и коксом, что может приводить к переходу серы из кокса в чугун. Кроме того, увеличение продолжительности накопления продуктов плавки ведет, как известно, к уменьшению количества совместно выпускаемого со шлаком чугуна, что также ухудшает результаты десульфурации. Таким образом, при нарушении режима выпусков (задержке), вследствие увеличения длительности контакта чугуна с погруженным коксом, а также уменьшения доли чугуна, выходящего через чугунную летку совместно со шлаком, эффективность удаления серы снижается [8–10], что подтверждается производственными данными.

Влияние нарушения режима выпусков на показатели работы доменной печи №1 ОАО «Уральская Сталь» сведено в табл. 3.

Таблица 3

Влияние выполнения графика выпусков на показатели работы ДП №1

Показатели	Параметры выпуска		Относительное изменение работы, %
	12 выпусков в сутки	Задержка выпуска на 10 мин	
Количество подач, шт./ч	8	6	- 25
Количество дутья, м³/мин	2005	1870	- 5-10
Перепад общ, атм	1,02	1,15	+ 10-15
Температура колошника, °С	156	191	+ 20-25
Температура шахты, °С	294	305	+ 5-10
Время выпуска, мин	55	60	+ 10
Время между выпусками, мин	65	75	+ 15
Объем выпуска, т	140,85	176,3	+ 25
[Si], %	0,47	0,56	+ 20
[S], %	0,017	0,022	+ 30

При задержке выпуска происходит уменьшение количества подач на 25%, основной причиной является замедление скорости схода шихты из-за всплывания коксовой насадки в период накопления продуктов плавки, из-за чего происходит уплотнение шихты. Это ухудшает газодинамику работы печи и вынуждает снижать расход дутья на 7%. Из-за увеличения газодинамической напряженности происходит развитие периферийного газового потока, что вызывает рост температуры шахты и колошникового газа. В конечном счете это ведет к потере производительности и повышению расхода кокса. Кроме того, за счет увеличения продолжительности контакта жидкого чугуна с коксом в горне перед выпуском увеличивается содержание серы в чугуне. Ухудшению десульфурации также способствует снижение доли чугуна, выпускаемого совместно со шлаком [11].

Таким образом, соблюдение графика выпусков является одним из существенных факторов поддержания ровного хода доменной плавки и получения высоких технико-экономических показателей работы печи.

Список литературы

1. Кропотов В.К. Механизм и скорость обновления кокса в горне доменной печи // Сталь. 1986. №12. С.11-15.
2. Прохоров И.В. Особенности движения жидких фаз в период выпуска вблизи чугунной летки // Изв. вузов. Черная металлургия. 2004. №7 С. 11-12.
3. Тарасов В.П. Газодинамика доменного процесса. М.: Металлургия, 1982. 224 с.
4. Половченко И.Г. Причины подвисяния шихты в доменных печах // Сталь. 1990. №11. С. 973-981.
5. Половченко И.Г. Движение шихтовых материалов и газов в доменной печи. Харьков: Металлургиздат, 1958. 318 с.
6. Борисов А.Ф. Советы начальнику доменного цеха. М.: Прогресс, 1996. 256 с.
7. Овчинникова Е.В., Шаповалов А.Н. Влияние параметров дутьевого режима на эффективность доменной плавки в условиях ОАО «Уральская Сталь» // Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». 2013. Т. 13. № 1. С.61-67.
8. Шаповалов А.Н. Повышение эффективности десульфурации чугуна (на примере Магнитогорского металлургического комбината): дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск, 2001. 137 с.
9. Шаповалов А.Н., Залозная Л.А. Разработка рациональной технологии получения чугуна с содержанием серы 0,010% в условиях доменного цеха ООО «Уральская сталь» (ОХМК) // Наука и производство Урала. 2005. №1. С.119-126.
10. Шаповалов А.Н., Дружков В.Г. Повышение эффективности десульфурации чугуна: монография. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2011. 148 с.
11. Дружков В.Г., Прохоров И.Е. Выбор режима выпуска чугуна и шлака из горна доменных печей в современных условиях // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И.Носова. 2011. №4 (36). С. 10-13.

Сведения об авторах

Баева Ольга Васильевна – магистрант, каф. экстракции и рециклинга, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Российская Федерация. E-mail: bava1991@mail.ru

Милохин Вадим Александрович – горновой, ОАО «Уральская Сталь», г. Новотроицк, Российская Федерация.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

THE INFLUENCE OF VIOLATIONS OF IRON TAPPING MODE ON THE INDICATORS OF BLAST FURNACE SMELTING

Baeva Olga Vasilevna – undergraduate student, National University of Science and Technology «MISIS», Moscow, Russian Federation, E-mail: bava1991@mail.ru

Milokhin Vadim Aleksandrovich – blast-furnace keeper, JSC "Ural Steel", Novotroitsk, Russian Federation.

Abstracts. *The influence of violations of iron tapping mode on the indicators of blast furnace smelting at JSC «Ural Steel» was investigated. The quantitative influence of violation of the tapping liquid products of melting on the blast furnace operation and blast furnace indicators (rate of burden yield, blast consumption, the temperature of the blast-furnace shaft and blast furnace gas, iron composition) was determined. This delay of tapping reduces the rate of burden yield because of floating up of coke packing, which leads to compaction of the blast-furnace burden and deterioration of gas-dynamic conditions of the furnace. This leads to development of the peripheral gas flow (temperature rise shaft and furnace gas) and makes it necessary to reduce the blast consumption at 5-10%. As a result, it leads to loss of productivity, increased of coke consumption and deterioration of hot metal desulphurization. Thus, compliance with tapping schedule is one of the most important factors in maintaining a regular blast-furnace performance and receiving high technical and economic indicators of furnace.*

Keywords: *Iron tapping, pig iron output, blast consumption, coke consumption, iron quality.*



ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ДОМЕННОЙ ПЛАВКИ НА РЕЗУЛЬТАТЫ РАБОТЫ ДОМЕННЫХ ПЕЧЕЙ В УСЛОВИЯХ ОАО «УРАЛЬСКАЯ СТАЛЬ»

Аннотация. На основе статистического анализа производственных данных за 2010-2013 годы рассмотрено влияние основных сырьевых и технологических факторов на расход кокса и производительность доменных печей № 2 и 3 ОАО «Уральская Сталь». Получены уравнения регрессии, позволяющие прогнозировать расход кокса и производительность доменных печей в текущих условиях их работы. Выявлено количественное влияние параметров доменной плавки на результаты работы доменных печей в условиях ОАО «Уральская Сталь». Установлено, что определяющее влияние на результаты работы доменных печей ОАО «Уральская Сталь» оказывает газодинамика процесса, поэтому для улучшения показателей их работы необходимо улучшить качество шихтовых материалов (особенно кокса), а также работать на более высоком давлении под колошником. Улучшение качества кокса можно добиться за счет повышения качества угольной шихты, увеличения периода коксования и применения сухого тушения. Увеличение же давления под колошником возможно за счет повышения герметичности конструкции печей и газопроводов, использования бесконусных загрузочных устройств и более мощных воздухоподувных машин. Применение указанных мер не только позволит непосредственно улучшить показатели работы печей, но и будет способствовать повышению эффективности других технологических мероприятий.

Ключевые слова: доменная плавка, производительность доменной печи, расход кокса, доменная шихта, дутье.

Технико-экономические показатели (ТЭП) работы печи зависят от совокупности конструктивных, сырьевых, технологических и организационных условий. Стандартные коэффициенты влияния параметров доменной плавки на показатели работы печи [1-3 и др.], традиционно используемые на металлургических предприятиях, не учитывают конструктивных особенностей агрегатов, а также сырьевой и технологической специфики их работы. Поэтому получаемые на практике результаты от использования тех или иных технологических мероприятий существенно отличаются не только для различных металлургических предприятий, но и для отдельных печей, что осложняет прогнозирование ТЭП доменной плавки и планирование производства.

Для оценки фактического влияния параметров доменной плавки на показатели работы доменных печей ОАО «Уральская Сталь» в текущих условиях их эксплуатации выполнен анализ среднемесячных данных о работе доменных печей №2 ($V_{п} = 1033 \text{ м}^3$) и №3 ($V_{п} = 1513 \text{ м}^3$) за период 2010-2013 гг. С целью минимизации влияния периодов нестабильной работы (с ремонтами и продолжительными остановками) последние были исключены из анализируемой выборки. Показатели работы доменных печей (по данным технических отчетов) за исследуемый период приведены в табл. 1.

Из данных табл. 1 следует, что ТЭП работы доменных печей ОАО «Уральская Сталь» находятся на одном из самых низких для металлургической отрасли РФ уровне. Это во многом связано с невысоким качеством шихты и особенно кокса [4,5], что обуславливает значительные колебания параметров доменной плавки и ограничивает применение мероприятий по интенсификации процесса. Кроме того, ограничивающими факторами являются техническое состояние печей (всего комплекса), а также экономическая конъюнктура, определяющая сырьевую базу предпри-

ятия и план производства. В этих условиях еще большее значение приобретает правильное определение приоритетных направлений совершенствования технологии доменной плавки.

Таблица 1
Показатели работы доменных печей № 2 и 3 ОАО «Уральская Сталь» за 2010-2013 гг.

Показатели	Значение показателя по доменным печам	
	№2	№3
Производство чугуна, т/сут	1478,6-2092,4 1669,5	2219-2646 2443,5
Расход кокса, кг/т чугуна	458,1-559,2 485,4	496,5-538,6 517,3
Содержание железа в металлошихте с известью, %	53,6-59,7 55,5	54-57,2 55,1
Механическая прочность кокса M_{25} , %	81,7-84,3 83,3	
Истираемость кокса M_{10} , %	9,3-10,8 10,3	
Содержание фракции 5-0 мм в агломерате, %	13,7-17,2 15,7	
Доля агломерата в железорудной части, %	41,2-77,9 64,2	54,3-79,5 68,4
Температура дутья, °С	977-1066 1023,5	957-1136 1054,8
Расход, $\text{м}^3/\text{т}$ чугуна:	70-113,2	55,3-95,8
природного газа	90,7	78,7
кислорода	11,7-179,4 95,8	4,3-117,9 67,8
Содержание кислорода в дутье, %	21,4-30,4 25,24	21-26,8 23,5
Избыточное давление газа на колошнике, ати	0,7-1,15 1,0	0,74-1,23 1,1
Простои, %	0-3,52 1,23	0-4,94 1,4
Содержание в чугуне, %:	0,53-0,87	0,59-0,97
Si	0,67	0,68
S	0,012-0,019 0,015	0,010-0,022 0,014

$$\begin{aligned}
 K_{\text{уд}} &= 1213,19 - 0,235 \cdot V_{\text{пр.г}} - 8,84 \cdot M_{25} + 8,91 \cdot A_{(5-0)} + 1,7 \cdot \text{Пр} - \\
 &- 0,59 \cdot \text{Fe} - 0,063 \cdot T_{\text{д}} + 0,286 \cdot O_2 - 46,72 \cdot P_{\text{к}} + 41,23 \cdot [\text{Si}] - 222,76 \cdot [\text{S}], & R = 0,72 \\
 \text{ДП №2} & \\
 P_{\text{ДП}} &= -2436 + 22,65 \cdot M_{25} - 20,03 \cdot A_{(5-0)} - 8,61 \cdot \text{Пр} + 16,57 \cdot \text{Fe} + \\
 &+ 1,018 \cdot T_{\text{д}} + 16,96 \cdot O_2 + 208,95 \cdot P_{\text{к}} - 12,41 \cdot [\text{Si}] + 1379,2 \cdot [\text{S}], & R = 0,75 \\
 K_{\text{уд}} &= 1403,32 - 0,214 \cdot V_{\text{пр.г}} - 11,46 \cdot M_{25} + 6,46 \cdot A_{(5-0)} + 1,2 \cdot \text{Пр} - \\
 &- 0,44 \cdot \text{Fe} - 0,015 \cdot T_{\text{д}} + 2,04 \cdot O_2 - 36,4 \cdot P_{\text{к}} + 26,95 \cdot [\text{Si}] - 403,5 \cdot [\text{S}], & R = 0,66 \\
 \text{ДП №3} & \\
 P_{\text{ДП}} &= -3219,07 + 44,53 \cdot M_{25} - 18,51 \cdot A_{(5-0)} - 9,64 \cdot \text{Пр} + 15,94 \cdot \text{Fe} + \\
 &+ 0,634 \cdot T_{\text{д}} + 8,53 \cdot O_2 + 511,4 \cdot P_{\text{к}} - 93,306 \cdot [\text{Si}] + 2711 \cdot [\text{S}], & R = 0,79
 \end{aligned}$$

где $K_{\text{уд}}$ – расхода кокса, кг/т; $P_{\text{ДП}}$ – производительность доменной печи, т/сут; $V_{\text{пр.г}}$ – удельный расход природного газа, $\text{м}^3/\text{т}$; M_{25} – механическая прочность кокса, %; $A_{(5-0)}$ – содержание фракции 5-0 мм в агломерате, %; Пр – простой печи, %; Fe – содержание железа в металлошихте с известью, %; $T_{\text{д}}$ – температура дутья, °C; O_2 – содержание кислорода в дутье, %; $P_{\text{к}}$ – давление газа на колошнике, ат; [Si] – содержание кремния в чугуна, %; [S] – содержание серы в чугуна. %.

Предварительный корреляционный анализ производственных данных за исследуемый период позволил выявить наиболее значимые факторы, определяющие ТЭП работы доменных печей в условиях ОАО «Уральская Сталь»: расход природного газа, прочность кокса по показателю M_{25} , содержание фракции 5–0 мм в агломерате, простой печи, содержание железа в железорудной части доменной шихты, температура дутья, содержание в нем кислорода, давление газа на колошнике, содержание в чугуна кремния и серы. Для выявления степени их влияния на произво-

дительность печей и удельный расход кокса был выполнен регрессионный анализ, в результате которого получили уравнения множественной регрессии, позволяющие прогнозировать ТЭП работы исследуемых печей:

Результаты оценки влияния технологических факторов на расход кокса и производительность для рассматриваемых печей приведены в табл. 2 в сравнении со стандартными величинами влияния.

Таблица 2
Относительное влияние факторов на расход кокса и производительность для доменных печей № 2 и 3 ОАО «Уральская Сталь»

Наименование фактора	Относительное изменение (+ увеличение, – уменьшение), %					
	стандартные коэфф. влияния		для ДП №2		для ДП №3	
	Расход кокса	Произв.	Расход кокса	Произв.	Расход кокса	Произв.
Коэффициент замены кокса природным газом, $\text{кг}/\text{м}^3$	-0,7	–	-0,235	–	-0,214	–
Повышение механической прочности кокса M_{25} на 1%	-0,6	0,6	-1,81	1,36	-2,22	1,82
Уменьшение содержания фракции 5–0 мм в агломерате на 1 %	-0,5	1	-1,84	1,2	-1,25	0,76
Уменьшение времени простоев на 1%	-0,5	1	-0,35	0,52	-0,23	0,39
Увеличение содержания железа на 1%	-1	1,7	-0,12	0,99	-0,09	0,65
Повышение температуры дутья на 10 °C	-0,22	0,25	-0,13	0,61	-0,03	0,26
Обогащение дутья кислородом на 1%	0,3	2,1	0,06	1,02	0,39	0,35
Повышение давления газа на колошнике на 0,1 ат	-0,2	1	-0,96	1,25	-0,70	2,09
Уменьшение содержания кремния в чугуна на 0,1%	-1,2	1,2	-0,85	0,67	-0,52	0,38
Повышение содержания серы в чугуна на 0,01%	-1	1	-0,46	0,83	-0,78	1,11

Анализируя полученные данные, можно сделать вывод, что знак влияния рассматриваемых факторов

на расход кокса и производительность доменных печей № 2 и 3 ОАО «Уральская Сталь» совпадает со

стандартными данными и, следовательно, соответствует теории и практике работы доменных печей. Вместе с тем количественное влияние рассматриваемых факторов отличается от стандартных величин, что вызвано индивидуальными особенностями работы рассматриваемых печей.

Сопоставление полученных коэффициентов влияния со стандартными величинами позволяет сделать вывод о том, что достижение высоких ТЭП на доменных печах ОАО «Уральская Сталь» лимитируется газодинамическими условиями. Это подтверждается тем, что наиболее существенное влияние на показатели работы рассматриваемых печей оказывают мероприятия, направленные на повышение газопроницаемости столба шихты: механическая прочность кокса и содержание мелочи в агломерате. При этом механическая прочность кокса оказывает более значительное влияние на показатели работы печи №3, имеющей большой полезный объем (и высоту). Меньшее же влияние мелочи в агломерате на показатели работы третьей печи объясняется отсевом мелких фракций перед загрузкой, что не производится на доменной печи №2.

Вывод о том, что именно газодинамика процесса ограничивает ТЭП доменных печей ОАО «Уральская Сталь», подтверждается также влиянием на результаты их работы увеличения давления колошниковога газа, что, как известно, является одним из действенных способов улучшения газодинамических условий доменной плавки [6-9]. Такое значительное влияние повышения давления в условиях ОАО «Уральская Сталь» во многом объясняется низким начальным уровнем давления (см. табл. 1), а также напряженными газодинамическими условиями доменной плавки.

Напряженные газодинамические условия работы доменных печей ОАО «Уральская Сталь» не позволяют в полной мере использовать потенциальные возможности от использования природного газа и кислорода, а также повышения температуры дутья и содержания железа в шихте. Так, коэффициент замены кокса природным газом для рассматриваемых печей (0,21–0,23 кг/м³) существенно меньше стандартных величин (0,7 кг/м³). Влияние обогащения дутья кислородом на производительность печей (0,35–1,02%) также не достигает ожидаемых значений (2,1%). При этом для доменной печи меньшего объема (№2), работающей в более благоприятных газодинамических условиях, влияние добавок природного газа и кислорода проявляется в большей степени.

Незначительное влияние температуры дутья и содержания железа в шихте на расход кокса также объясняется сложными газодинамическими условиями, обуславливающими нерациональное распределение газов и плохое их использование. Этим же можно объяснить и слабое влияние указанных факторов на

производительность рассматриваемых печей. Причем, как и для других рассмотренных выше факторов, влияние температуры дутья и содержания железа в шихте более заметно для доменной печи №2.

Слабое влияние параметров дутьевого режима на ТЭП работы доменных печей ОАО «Уральская Сталь» частично обусловлено также и нерациональным их сочетанием, не обеспечивающим достижение оптимального режима горения топлива у фурм [3, 6, 10].

Количественное влияние величины простоев и химического состава чугуна в целом совпадает со стандартными величинами. Поэтому снижение уровня колебаний химического состава и свойств шихтовых материалов, способствующее стабилизации хода доменных печей, позволит уменьшить как тепловой уровень горна (содержание кремния в чугуне), так и основность шлака (сера в чугуне), что, в свою очередь, благоприятно отразится на ТЭП работы печей. Более ровный ход печей скажется также и на величине простоев.

Таким образом, определяющее влияние на результаты работы доменных печей ОАО «Уральская Сталь» оказывает газодинамика процесса, поэтому для улучшения ТЭП необходимо, в первую очередь, улучшать качество шихтовых материалов, особенно кокса, а также работать на более высоком давлении под колошником. Улучшение качества кокса можно добиться за счет повышения качества угольной шихты, увеличения периода коксования и применения сухого тушения. Увеличение же давления под колошником возможно за счет повышения герметичности конструкции печей и газопроводов, использования бесконусных загрузочных устройств и более мощных воздуходувных машин. Применение указанных мер не только позволит непосредственно улучшить ТЭП работы печей, но и будет способствовать повышению эффективности других технологических мероприятий, поэтому полученные в работе уравнения регрессии следует использовать только для текущих условий работы.

Список литературы

1. Волков Ю.П., Шпарбер Л.Я., Гусаров А.К. Технолог-доменщик. М.: Металлургия, 1986. 263 с.
2. Металлургия чугуна / Вегман Е.Ф., Жеребин Б.Н., Похвиснев А.Н. и др. ; под ред. Ю.С. Юсфина. М.: Академкнига, 2004. 774 с.
3. Товаровский И.Г. Доменная плавка. Днепропетровск: Пороги, 2009. 768 с.
4. Овчинникова Е.В., Шаповалов А.Н. Влияние качества кокса на технико-экономические показатели доменной плавки в условиях ОАО «Уральская Сталь» // Наука и производство Урала. 2013. №9. С.4-11.
5. Результаты совместного использования в доменной печи коксового орешка с одновременным улучшением качества скипо-

- вого кокса / Сибгатуллин С.К., Харченко А.С., Полинов А.А., Семенов М.А., Бегинюк В.А. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2010. № 2. С. 24-27.
6. Тарасов В.П. Газодинамика доменного процесса. М.: Металлургия, 1982. 224 с.
 7. Сперкач И.Е., Курунов И.Ф. Резервы интенсификации доменного процесса // Металлург. 2005. №2. С.33-38.
 8. Шаповалов А.Н., Карагулова Ю.Р. Влияние давления колошниково-го газа на показатели доменной плавки в условиях ОАО «Уральская Сталь» // Наука и производство Урала. 2014. №10. С.11-14.
 9. Сибгатуллин С.К., Майорова Т.В. Увеличение работы газового потока в доменной печи с повышением общего перепада давления по высоте // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2011. № 1. С. 14-16.
 10. Овчинникова Е.В., Шаповалов А.Н. Влияние параметров дутьевого режима на эффективность доменной плавки в условиях ОАО «Уральская Сталь» // Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». 2013. Т. 13, № 1. С.61-67.

Сведения об авторах

Морозова Дарья Анатольевна – магистрант, каф. «Физическое металловедение и физика твердого тела», Южно-Уральский государственный университет (национальный исследовательский университет), г. Челябинск, Российская Федерация. E-mail: darina_1992@inbox.ru

Шаповалов Алексей Николаевич – канд. техн. наук, доц., каф. металлургических технологий, Новотроицкий филиал ФГАОУ ВПО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Новотроицк, Российская Федерация, E-mail: alshapo@yandex.ru

Потапов Михаил Геннадьевич – канд. техн. наук, доц., каф. литейного производства и материаловедения ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск. Российская Федерация.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

THE INFLUENCE OF PARAMETERS OF BLAST SMELTING ON THE INDICATORS OF BLAST FURNACES AT JSC "URAL STEEL"

Morozova Daria Anatolevna – undergraduate student, department of «Physical metallurgy and solid-state physics», South Ural State University (National Research University), Chelyabinsk, Russian Federation. E-mail: darina_1992@inbox.ru

Shapovalov Aleksey Nikolaevich – Ph. D. (Eng.), Associate Professor of the Metallurgical Technology department, Novotroitsk branch of the National University of Science and Technology «MISIS», Novotroitsk, Russian Federation. E-mail: alshapo@yandex.ru

Potapov Michail Gennadievich – Ph. D. (Eng.), Associate Professor of institute of metallurgy, mechanical engineering and material processing, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

Abstracts. *Based on the statistical analysis of production data for 2010-2013, considered the effect of the basic raw and technological factors on the coke consumption and productivity of blast furnaces №№ 2 and 3 of JSC "Ural Steel". Regression equations that predict the coke consumption and productivity of blast furnaces in the current conditions of their work were obtained. The quantitative effect of the parameters of blast-furnace smelting on the indicators of blast furnaces at JSC "Ural Steel" were detected. It was found that a decisive influence on the results of the blast furnaces of "Ural Steel" has a gas dynamics of the process, so to improve their indicators need to increase the quality charge materials (especially coke), as well as work at a higher pressure under the furnace throat. Improving the quality of coke can be achieved through higher quality of coal charge, increase of the period of coking and application of dry quenching. The increase of pressure under the furnace throat possibly by raising the tightness of blast furnace and gas pipelines, the use of bell-less charging devices and more powerful blowers. The application of these measures will not only directly to improve the indicators of furnaces, but also will enhance the effectiveness of other technological measures.*

Keywords: *Blast-furnace smelting, pig iron output, coke consumption, blast-furnace burden, blast.*



УДК 669.162.262.4

Сибгатуллин С.К., Гущин Д.Н., Тимофеев В.Ю., Филиппов А.И., Сибгатуллина М.И.

О ДЕЙСТВИИ СООТНОШЕНИЯ УГЛОВ ОТКОСА ЗАГРУЖАЕМЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ИХ РАСПРЕДЕЛЕНИЕ В КОЛОШНИКОВОМ ПРОСТРАНСТВЕ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Аннотация. В действии соотношения углов откоса имеются вклады физико-механических свойств, траектории движения до уровня засыпи и степени уравнивания материалов подъёмной силой газового потока. Участие газового потока в формировании откосов означает перераспределение их при изменении газопроницаемости шихты, а также параметров газа в колошниковой части печи: скорости, давления, плотности, температуры и, следовательно, интенсивности по дутью, несмотря на остающиеся при этом неизменными параметров режима загрузки.

Ключевые слова: доменная печь, загрузка, колошник, распределение материалов, железорудное сырьё, кокс, газопроницаемость, газовый поток.

Распределение загружаемых материалов по окружности и сечению колошника существенно влияет на показатели работы доменной печи [1–4] и является составляющим теории и технологии доменной плавки [5, 6]. Возможная величина снижения удельного расхода кокса дальнейшим совершенствованием распределения железорудного сырья и кокса в колошниковом пространстве получена равной 7% [2]. Обеспечивающим такое действие фактором является снижение затрат тепла на прямое восстановление железа из оксидов, приближение степеней прямого и косвенного восстановлений к оптимальным величинам [7, 8]. Но для достижения этого результата необходимо постоянно выявлять и обеспечивать оптимальное распределение, которое зависит от условий работы печи [9]. Приёмы воздействия на него зависят от действующих факторов, которыми являются:

- последовательность поступления материалов с загрузочного устройства в колошниковое пространство;
- траектория движения материалов с загрузочного устройства и место встречи потока их с поверхностью ранее загруженных материалов;
- соотношение углов откоса разных материалов, в том числе кокса и железорудного сырья;
- деформация ранее загруженного слоя вновь загружаемым материалом, то есть падающим с загрузочного устройства;
- соотношение скорости опускания поверхности шихты по кольцевым зонам от футеровки до оси, то есть по отдельным составляющим диаметра колошника; то же по секторам (по отдельным составляющим окружности колошника);
- самопроизвольное перераспределение материалов по крупности в процессе сыпания материала с большого конуса и после загрузки очередной подачи: сегрегация, перевеивание;
- количественное соотношение между материалами в шихте (агломерат, окатыши, кокс, руда, добавки).

Проведенные исследования по последовательности поступления материалов изложены в ряде работ [8, 10 и др.]. Способы воздействия на траекторию их движения рассмотрены в работе [11]. Важность соотношения углов откоса загружаемых материалов отмечается издавна [4, 12]. Поэтому дополнительно рассмотрели факторы, действующие на угол откоса и соотношение между величинами их для кокса и железорудного сырья.

Схема расположения поверхностей кокса и железорудного материала при превышении угла откоса железорудного материала α_p над углом кокса α_k и расположении гребней их у стен колошника представлена на рис. 1.

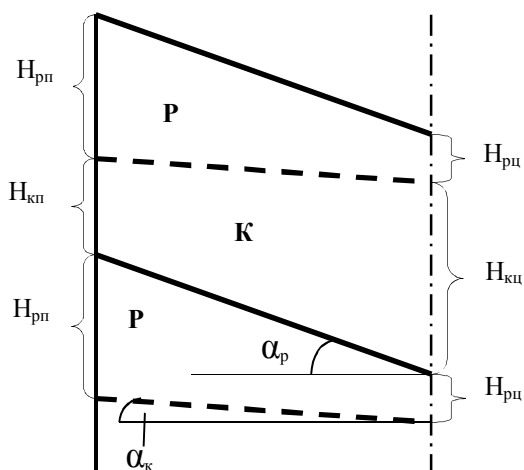


Рис. 1. Схема расположения поверхностей железорудного материала (P) и кокса (K) при $\alpha_p > \alpha_k$ (штрихпунктирная линия соответствует оси доменной печи)

В этом случае толщина слоя рудного материала у периферии $H_{рп}$ превышает толщину слоя кокса $H_{кп}$, то есть $H_{рп} > H_{кп}$. В осевой зоне, наоборот, толщина слоя кокса $H_{кц}$ превышает толщину слоя рудного материала $H_{рц}$, $H_{кц} > H_{рц}$. Видно, таким образом, что превы-

шение угла откоса железорудного материала над углом кокса приводит к росту загруженности периферии (увеличению доли его у футеровки) и раскрытию центра (увеличению доли кокса там).

В условиях, когда угол откоса кокса больше по сравнению с рудными материалами, действие окажется обратным рассмотренному.

При загрузке с формированием гребня материалов на некотором расстоянии от стен колошника толщины слоёв $H_{гц}$ будут относиться к зоне расположения гребня, а $H_{ц}$ – к основанию откоса.

Подобное относится и к распределению по окружности, так как имеется секторная неравномерность поступления материалов по количеству, качественным показателям, видам, соотношению между ними.

В современных условиях на действующих печах с номинальным уровнем рабочих параметров обычно $\alpha_p > \alpha_k$, но с различным соотношением. Улучшение качества железорудных материалов по крупности и прочности, в направлении которого развивается подготовка сырья, увеличивает это соотношение, то есть улучшение качества ведёт к повышению загруженности периферии при прежних параметрах режима загрузки. Это благоприятно для снижения удельного расхода кокса и повышения производительности печи. Но увеличение соотношения между α_p и α_k затрудняет достижение равномерного распределения железорудного сырья и кокса по окружности.

Углы откоса материалов и соотношение между ними зависят от ряда факторов:

- физико-механических свойств (вид материала, крупность, форма и др.);
- траектории движения материалов с загрузочного устройства и высоты падения;
- действия подъёмной силы газового потока.

Физико-механические свойства проявляются через угол естественного откоса α_0 – наибольшего угла откоса при сыпани материала в кучу без дополнительного внешнего воздействия. Между отдельными кусками сыпучего тела имеет место значительное трение, благодаря которому они могут сохранять равновесие в некоторых пределах. Такими пределами являются откосы, образующиеся при насыпании сыпучего тела в кучу. При образовании откоса частицы удерживаются благодаря трению и упорам одной в другую. Силы трения проявляются при сползании одной части сыпучего тела относительно другой, при котором в зоне сдвига частицы сыпучего тела вращаются и смещаются на глубину двух-трех диаметров. Для частиц неправильной формы α_0 всегда выше, чем для шарообразных или округленных. В ОАО «ММК» средние величины углов естественного откоса по измерениям составили:

- кокс – 42°;

- агломерат – 42°30';
- окатыши – 32°30';
- железная руда – 41°.

Угол естественного откоса агломерата одной из фабрик ОАО «ММК» по классам крупности составил, град: +25 мм – 34; 25 ÷ 10 мм – 29; 10 ÷ 5 – 38; 5 ÷ 0 – 32.

При падении материала с высоты угол откоса уменьшается. Для одного из видов кокса уменьшение соответствовало табл. 1.

Таблица 1

Угол откоса кокса в зависимости от высоты падения, град

Высота падения, м	0	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
Угол откоса, град	48,7	47,6	42,3	36,2	29,1	21,1

Падение сырьевых материалов крупностью 40–25 мм в пространство колошника диаметром 5 м при колошниковом зазоре 650 мм сопровождалось в отсутствие газового потока формированием поверхности с углами откоса, представленными в табл. 2.

Таблица 2

Углы откоса сырьевых материалов крупностью 40 – 25 мм в пространстве колошника при загрузке без воздействия газового потока (А – агломерат, Р – железная руда, И – известняк), град

Уровень засыпи, м	Вид материала		
	А	Р	И
0	42	42,5	42
0,9	33,25		39,5
1,0		37	
1,5	30	36,83	36
2,8			34,5
2,9	29		
3,0		33	

Загрузка на уровень 1,5 м наиболее сильно уменьшала угол откоса агломерата. Угол откоса испытываемого вида кокса в зависимости от уровня засыпи составлял:

уровень, м	0	1,0	1,6	3,0
угол, град	43	37,3	35,3	33

Крупные фракции образовывали больший угол по сравнению с мелкими составляющими.

Угол откоса компонентов шихты перед задувкой доменных печей ММК соответствовал табл. 3.

На угол откоса влияет однородность материала по крупности: при наличии мелких и крупных фракций мелкие частично задерживаются неровностями откоса, сглаживают их и тем самым облегчают движение крупных. Поэтому крупные куски откатываются к основанию откоса, хотя угол естественного откоса их больше угла откоса мелких.

При движении материала по наклонной поверхности получаются наружный $\alpha_{нр}$ и внутренний $\alpha_{вн}$ углы откоса (рис. 2).

Таблица 3

Углы откоса материалов на колошнике при загрузке перед задувкой доменных печей с диаметром колошника 6400 – 6600 мм и зазором 800 – 850 мм

Материал	Доменная печь	Неполнота печи от нижнего положения большого конуса, м	Угол откоса, град
Кокс	В	3,4	28,5
	Г	1,3	27,2
	Г	1,8	26,2
	А	2,5	26,3
Руда	В	3,2	29,6
	В	4,6	28,4
	Г	1,0	32,8
	Г	1,6	32,7
	А	2,1	32,8
	А	1,2	31,7
Агломерат	В	2,3	33,3

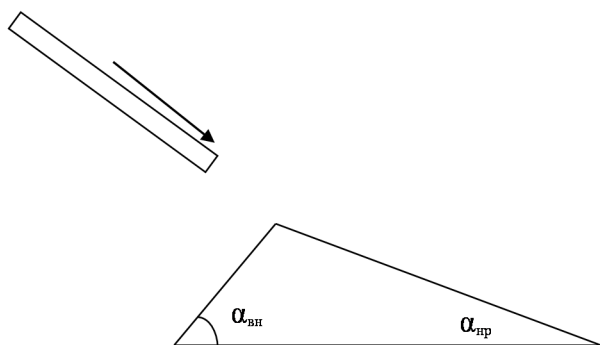


Рис. 2. Схема формирования наружного $\alpha_{нр}$ и внутреннего $\alpha_{вн}$ углов откоса

Изменение их в зависимости от наклона направляющей поверхности и высоты её расположения представлены в табл. 4 – 6.

Таблица 4

Внутренний (ВН) и наружный (НР) угол откоса металлургического кокса при падении с различной высоты после движения по наклонной поверхности

Высота падения, м	Вид угла	Угол откоса по углам наклона поверхности, град				
		10	20	30	40	50
0,5	ВН	62	58	56	56	52
0,5	НР	44	42	42	40	44
1,0	ВН	59	56	55	50	54
1,0	НР	41	45	40	42	40
1,5	ВН	48	45	40	42	44
1,5	НР	35	33	28	25	26
2,0	ВН	32	30	28	30	36
2,0	НР	24	20	16	21	20

Таблица 5

Внутренний (ВН) и наружный (НР) угол откоса агломерата при падении с различной высоты после движения по наклонной поверхности

Высота падения, м	Вид угла	Угол откоса по углам наклона поверхности, град				
		10	20	30	40	50
0,5	ВН	34	35	36	33	35
0,5	НР	32	25	32	30	32
1,0	ВН	29	32	31	29	33
1,0	НР	28	30	26	23	23
1,25	ВН	31	29	27	31	31
1,25	НР	26	22	24	22	24

Таблица 6

Внутренний (ВН) и наружный (НР) угол откоса окатышей ССГПО при падении с различной высоты после движения по наклонной поверхности

Высота падения, м	Вид угла	Угол откоса по углам наклона поверхности, град				
		10	20	30	40	50
0,5	ВН	27-28	25-26	29-30	28-29	27-28
0,5	НР	26-28	25-26	28-29	25-26	26
1,0	ВН	21-22	23-24	22-24	19-20	22-23
1,0	НР	18-19	17	16-17	17	17
1,25	ВН	20-22	24-25	23-25	20-22	22-24
1,25	НР	14	22-23	19-20	15	16

Действие подъёмной силы газового потока на угол откоса проявляется через степень уравнивания им части веса загружаемых в печь материалов.

Степень уравнивания материалов поверхностного слоя подъёмной силой газового потока v в доменной печи характеризуется выражением

$$v = \frac{\lambda_m T_{гк} \rho V_{гк}^{1,7-1,9}}{556 \gamma_{нас} P_{гк}}, \quad (1)$$

где λ_m – коэффициент сопротивления шихтового материала движению газового потока;

$T_{гк}$ – температура колошникового газа у поверхности засыпи, К;

$V_{гк}$ – выход колошникового газа за единицу времени (m^3/min) на $1 m^3$ полезного объёма;

1,7-1,9 – показатель степени, учитывающий режим движения газа у поверхности шихты на полном дутье; при работе на тихом ходу он близок к 1,0;

$\gamma_{нас}$ – насыпная плотность шихтового материала;

$P_{гк}$ – давление газа у поверхности засыпи;

ρ – плотность газа на выходе из слоя шихты.

В действии степени уравнивания имеется составляющая, проявляющаяся через коэффициент внутреннего трения, и составляющая, действующая через подъёмную силу газового потока на выходе из слоя материалов. Уменьшение коэффициента внутреннего трения и увеличение подъёмной силы газового потока уменьшают угол откоса.

Влияние степени уравнивания на коэффициент внутреннего трения внутри слоя у поверхности соответствует выражению [5]

$$f = f_0 (1 - 0,18 v), \quad (2)$$

где f_0 – коэффициент внутреннего трения между частицами и кусками без воздействия на них газовым потоком.

Действию подъёмной силы газового потока (F) на выходе из слоя соответствует рис. 3.

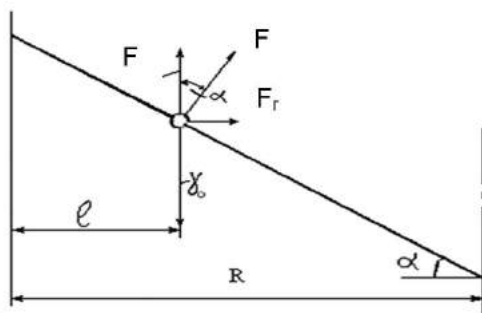


Рис. 3. Схема действия подъёмной силы газового потока, выходящего из слоя, на угол откоса: R – радиус колошника; α – угол откоса; γ_0 – плотность шихтового материала; F – подъёмная сила газового потока на выходе из слоя шихты; F_g и F_v – горизонтальная и вертикальная составляющие подъёмной силы газового потока

Характеристикой подъёмной силы газового потока является динамический напор h_d , поэтому горизонтальная составляющая его F_g соответствует выражению $F_g = h_d \cdot \text{tg} \alpha$.

В обычных условиях работы доменных печей степень уравнивания v находится в пределах 0,35 – 0,50. Она зависит от количества газов на колошнике (интенсивности работы печи по дутью), температуры, плотности и давления колошникового газа, гранулометрического состава и насыпной плотности компонентов шихты. Динамический напор зависит от этих же параметров газового потока. Действие его изменения оказывается сильнее, чем изменение коэффициента внутреннего трения. Поэтому все эти факторы оказывают существенное влияние на наклон откоса материалов после их загрузки в печь, которое различно как по сечению и окружности, так и во временном интервале.

По результатам измерений на печи с конусным загрузочным устройством угол откоса рудного материала у стен был равен 7° , в промежуточной зоне $12 - 16^\circ$ и в центре печи $1^\circ 12'$. При одинаковых потерях напора по сечению печи степень уравнивания материалов газовым потоком и его динамический напор в местах сосредоточения кокса получается выше, чем в местах сосредоточения железорудного сырья. Это создаёт условия для большего уменьшения угла откоса зон с пониженной рудной нагрузкой при увеличении v . Величина уменьшения может быть разной в зависимости от соотношения газопроницаемо-

стей железорудного сырья и кокса.

Участие подъёмной силы газового потока в формировании откосов действует в современных условиях в направлении повышения загруженности периферии печи при снижении содержания мелочи в железорудном сырье и, наоборот, в направлении раскрытия периферии, развития периферийного потока газов при росте содержания мелкой фракции.

Увеличение крупности кокса действует в направлении большего сосредоточения его у стен, то есть в направлении развития периферийного потока газов.

Изменение скорости, плотности, давления и температуры газа сопровождается изменением динамического напора и степени уравнивания рудного материала и кокса. Так как последние неодинаковы, а между степенью уравнивания и динамическим напором, с одной стороны, и углом откоса, с другой, зависимость обратная, но не пропорциональная, то при этом может меняться соотношение углов откоса и количественное распределение кокса и руды по сечению печи. Например, при уменьшении количества дутья и повышении давления колошникового газа наблюдалось усиление периферийного потока газов и перемещение максимума CO_2 от стен.

Степень уравнивания и динамический напор прямо пропорциональны температуре газа, поэтому снижение температуры газа в верхних горизонтах столба шихты может сопровождаться усилением периферийного потока газа. Повышение температуры приводит к обратному результату. Пример изменения температуры по сечению в течение последовательных четырёх часов представлен на рис. 4, а по секторам верха шахты в течение 8 ч – в табл. 7.

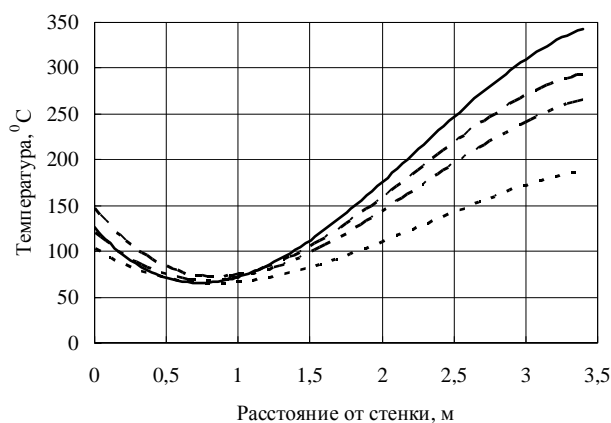


Рис. 4. Пример распределения температур по радиусу колошника печи в течение последовательных четырёх часов: 1-й час – сплошная линия; 2-й – пунктир; 3-й – штрихпунктир; 4-й – точечная

Таблица 7
Пример температуры по окружности верха шахты в течение 8 ч

Время, ч	Температура по секторам					
	1	2	3	4	5	6
1	444	532	345	287	297	376
2	458	539	326	253	232	368
3	465	536	310	244	232	326
4	440	509	249	199	186	251
5	404	480	242	246	215	236
6	408	507	265	290	277	268
7	423	520	292	283	269	289
8	433	519	290	284	276	294

На печах с лотковым загрузочным устройством действие соотношения углов откоса загружаемых материалов на их распределение в колошниковом пространстве доменной печи может быть ослаблено или усилено выбором траектории движения материалов.

Влияющие на соотношение углов откоса факторы, в том числе температура газа в слое, относятся не только к распределению материалов по сечению, но и по окружности.

Таким образом, в действии соотношения углов откоса загружаемых материалов на их распределение в колошниковом пространстве доменной печи имеются вклады физико-механических свойств, траектории движения материалов с загрузочного устройства и высоты падения, степени уравнивания материалов подъёмной силой газового потока, его динамического напора. Действие степени уравнивания проявляется через коэффициент внутреннего трения, динамического напора – через горизонтальную составляющую его на выходе из слоя материалов. Уменьшение коэффициента внутреннего трения и увеличение динамического напора газового потока уменьшают угол откоса.

Участие подъёмной силы газового потока в формировании откосов действует в современных условиях в направлении повышения загруженности периферии печи при снижении содержания мелочи в железорудном сырье и, наоборот, в направлении раскрытия периферии, развития периферийного потока газов, при росте содержания мелкой фракции. Увеличение крупности кокса действует в направлении большего сосредоточения его у стен, то есть в направлении развития периферийного потока газов.

Сведения об авторах

Сибгатуллин Салават Камилевич – д-р техн. наук, проф. каф. металлургии чёрных металлов, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел. 8(3519) 29-84-30.

Гущин Дмитрий Николаевич – аспирант каф. металлургии чёрных металлов, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Тимофеев Вадим Юрьевич – студент магистратуры гр. ММЧМ-14, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Филиппов Алексей Иванович – студент магистратуры гр. ММЧМ-14, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Изменение скорости, плотности, давления и температуры газа сопровождается изменением его динамического напора, степени уравнивания рудного материала и кокса газовым потоком, что приводит к перераспределению их по окружности и сечению печи.

Список литературы

1. Металлургия чугуна / Е.Ф. Вегман, Б.Н. Жеребин, А.Н. Похвиснев, Ю.С. Юсфин и др.; под ред. Ю.С. Юсфина. М.: Академкнига, 2004. 774 с.
2. Товаровский И.Г. Прогнозная оценка влияния шихтовых материалов по радиусу колошника на процессы и показатели доменной плавки // *Металлург*. 2014. № 8. С. 46 – 52.
3. Комплекс модельных систем поддержки принятия решений для управления технологией доменной плавки / Н.А. Спирин, В.В. Лавров, В.Ю. Рыболовлев и др. // *Металлург*. 2010. № 9. С. 29 – 32.
4. Павлов М.А. Металлургия чугуна. М.: Metallurgizdat, 1949. 628 с.
5. Бабарыкин Н.Н. Теория и технология доменного процесса. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. 257 с.
6. Стефанович М.А., Сибгатуллин С.К., Гущин Д.Н. Закономерности движения шихты и газа в доменной печи. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2011. 161 с.
7. Сибгатуллин С.К. Оптимальная степень прямого восстановления железа из оксидов // *Сталь*. 1997. № 4. С. 1 – 5.
8. Сибгатуллин С.К., Харченко А.С., Бегинюк В.А. Технологические решения для оптимальной реализации доменного процесса // *Металлург*. 2014. № 4. С. 64 – 70.
9. Об оптимальности распределения материалов в колошниковом пространстве доменной печи / Сибгатуллин С.К., Махмутов Р.Ф., Стародубов В.А. и др. // *Теория и технология металлургического производства*. 2014. № 2 (15). С. 31 – 34.
10. Сибгатуллин С.К., Харченко А.С. Выявление рациональной последовательности набора компонентов сырья в бункер БЗУ лоткового типа физическим моделированием // *Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова*. 2015. № 3(51). С. 28 – 34.
11. Распределение материалов по сечению шахтной печи воздействием на траекторию движения материалов с большого (нижнего) конуса / Сибгатуллин С.К., Рамазанов И.А., Каримуллина Э.А. и др. // *Литейные процессы: межрегион. сб. науч. тр.* / под ред. В.М. Колокольцева. Вып. 13. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2014. С. 39 – 51.
12. Гольдштейн Н.Л. Углы откоса шихтовых материалов доменных печей // *Научные труды Днепропетровского металлургического института*. Днепропетровск: Metallurgizdat, 1940.

Сибгатуллина Маргарита Ильдаровна – студентка гр. МБЖ-10, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

ABOUT INFLUENCE OF RATIO OF SLOPE ANGLES OF CHARGING MATERIALS ON THEIR DISTRIBUTION IN THE TOP OF THE BLAST FURNACE

Sibatullin Salavat Kamilovich – D. Sc. (Eng.), Professor, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: (3519)29-84-30.

Guschin Dmitriy Nikolaevich – Postgraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

Timofeev Vadim Jurievich – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

Fillippov Aleksey Ivanovich – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

Sibatullina Margarita Ildarovna – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

Abstract. Physical and mechanical properties of materials, trajectories of their moving to the stockline, counterpoising by lifting force of gas flow influences the ratio of slope corners at top of black furnace.

Notwithstanding constant charging regime, redistribution of slopes occurs as a result of gas permeability varying and change of gas parameters such as speed, pressure, density, temperature and hence the blowing intensity

Keywords: Black furnace, charging, top of the black furnace, distribution of materials, iron-ore raw materials, coke, gas permeability, the gas flow.



УДК 669.162.16

Миникаев С.Р., Сидоров М.В., Сибгатуллина М.И., Харченко Е.О., Кузнецов Д.М.

ВЫЯВЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОЙ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТИ ЗАГРУЗКИ ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ В БУНКЕР БЗУ ЛОТКОВОГО ТИПА

Аннотация. Установлено влияние расположения добавочных материалов в слое агломерата и доли окатышей от железорудной части шихты на коэффициент равномерности их выхода из бункера БЗУ. Наиболее высокую его величину обеспечивала загрузка: на дно шихтового бункера 69 % агломерата, затем коксового орешка и марганцевой руды, далее загрузка оставшегося 29 % агломерата, после чего окатышей в количестве 30 % от железорудной части шихты.

Ключевые слова: БЗУ лоткового типа, последовательность расположения материалов в бункере БЗУ.

Равномерное распределение компонентов шихты по окружности колошника доменной печи и оптимальное по радиусу обеспечивает снижение градиента температур по периферии, повышение степени использования газового потока, вследствие чего уменьшение температур в газоотводах. Это может позволить вести плавку с повышенным перепадом давления газов [1]. Его рост на каждые 10 кПа в условиях ровного схода шихтовых материалов обеспечивает снижение удельного расхода кокса на 8 кг/т чугуна и повышение производительности печи более чем на 2% [2]. Однако на печах, оснащенных компактным бесконусным загрузочным устройством (БЗУ) лоткового типа, возникают сложности в обеспечении равномерного окружного распределения материалов [3,4]. Это связано с многокомпонентностью используемой шихты.

На равномерность поступления материалов в колошниковое пространство печи в значительной степени влияет расположение компонентов шихты в бункере БЗУ относительно друг друга. Для выявления

рационального режима загрузки шихты в доменную печь провели серию опытов на физической модели однотрактового компактного загрузочного устройства лоткового типа, изготовленной в масштабе 1:5 по отношению к линейным размерам БЗУ доменных печей № 2, 4, 6 ОАО «ММК» [5, 6].

Исследовали влияние расположения добавочных материалов в слое агломерата и доли окатышей от железорудной части шихты на коэффициент равномерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи. Его рассчитали по следующей формуле:

$$K_{КШ} = 1 - \frac{\sigma_i}{KШ_{cp}}, \quad (1)$$

где σ_i – среднееквадратическое отклонение по массе i-х порций компонентов шихты, поступающих из бункера;

$KШ_{cp}$ – среднее значение поступающих из бункера порций шихты, по массе.

В исследовании применили полный двухфактор-

ный план эксперимента [7] при варьировании на трех уровнях.

Для математического описания выходного параметра от указанных факторов выбрано уравнение

$$Y = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + b_{12}x_{12} + b_{11}x_1^2 + b_{22}x_2^2 + b_3x_1x_2 + b_4x_2x_1 + b_5x_1^2x_2^2, \quad (2)$$

где x_1, x_2 – факторы, влияния которых на параметр исследуются;

b – коэффициенты уравнения регрессии.

В процессе эксперимента в бункер БЗУ загружали агломерат, окатыши, марганцевую руду и коксовый орешек. Количества руды и топливной добавки в бункере модели БЗУ были постоянными и соответствовали их расходу 200 и 100 кг/подачу. Располагали их под агломератом, в среднем его слое и над ним. Окатыши при этом находились сверху, а добавки размещали в последовательности убывания их объемной доли снизу вверх бункера. Варьируя долю окатышей в интервале от 10 до 50 %, оставляя неизменным общее количество загружаемых в бункер материалов, производили их выпуск в колошниковое пространство печи. По ходу выпуска отбирали пробы и отделяли материалы друг от друга. Определяли долю каждого материала по мере их истечения и затем по формуле (1) рассчитывали коэффициент равномерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ.

В ходе эксперимента было соблюдено равенство критерия Ньютона для реальной печи ($Ne_{дп}$) и модели ($Ne_{м}$):

$$Ne = \frac{F \times \tau_{п}^2}{M_{п} \times L}, \quad (3)$$

где $M_{п}$ – масса поступающей шихты из бункера БЗУ, кг;

L – расстояние, на которое перемещаются материалы, м;

$\tau_{п}$ – время, за которое происходит перемещение на расстояние L , с;

F – сила тяжести материала, Н.

Каждый эксперимент дублировали, после чего находили дисперсию каждого опыта. Затем по критерию Кохрена определяли однородность данного ряда дисперсий.

Обработкой экспериментальных данных определены коэффициенты уравнения (2), значимость которых оценили по критерию Стьюдента.

Коэффициент равномерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ для проведенных экспериментов описывается следующим полиномом:

$$K_{кш} = 0,492 + 0,340A - 0,051OK + 0,035AOK - 0,452A^2 - 0,06OK^2 - 0,038AOK^2 + 0,030OKA^2, \quad (4)$$

где A – доля агломерата, располагающаяся под окатышами в шихтовом бункере БЗУ, %;

OK – доля окатышей от железорудной части шихты, %.

В полученном уравнении все факторы представлены в кодированной форме и изменяются от -1 до 1. Зависимости коэффициента равномерности от исследованных факторов приведены на рис. 1, 2.

Наиболее высокую равномерность обеспечивала загрузка: на дно шихтового бункера 69% агломерата, затем коксового орешка и марганцевой руды, далее загрузка оставшегося 29% агломерата, после чего окатышей в количестве 30% от железорудной части шихты (рис. 1).

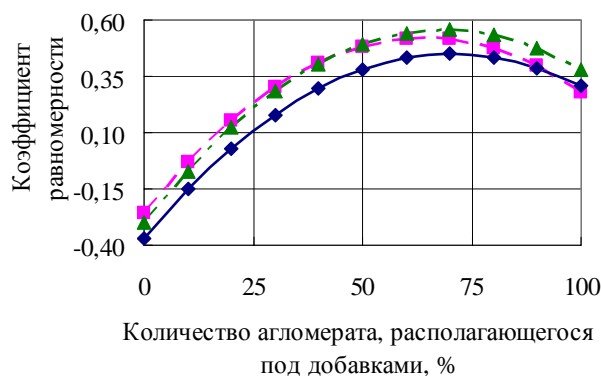


Рис. 1. Зависимость равномерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ от доли агломерата, располагающегося под добавками, при доле окатышей от железорудной части шихты 10 % (—■—), 30 % (—▲—) и 50 % (—◆—) по массе

При увеличении доли окатыше до 50% для обеспечения наиболее высокого коэффициента равномерности целесообразно было увеличить долю агломерата, располагающегося под добавками до 71%, и, наоборот, при снижении их доли до 30 % количество агломерата в нижней части бункера необходимо было уменьшить до 64% (см. рис. 1).

При расположении добавок над слоем агломерата, под окатышами увеличение их доли влияло на коэффициент равномерности компонентов шихты ($K_{кш}$) экстремально. С долей окатышей, равной 10% (90% агломерата), коэффициент равномерности всех материалов составил 0,28, при этом у агломерата он был равен 0,92, у окатышей – 0,35, у руды – (-0,09), у коксового орешка – (-0,06). Уменьшение доли агломерата в шихте до 70% (доля окатышей 30 %) способствовало снижению равномерности его поступления до 0,80. При этом коэффициент равномерности остальных материалов увеличился. Его величина составила 0,38 у окатышей, 0,03 у руд и 0,31 у топливной добавки. В результате средний коэффициент равномерности вырос до 0,38 (рис. 2).

Дальнейшее увеличение доли окатышей до 50%

приводило к снижению коэффициента равномерности выхода из бункера агломерата до 0,50 и коксового орешка до 0,04 и увеличению окатышей и руд до 0,48 и 0,2 соответственно. Однако это повышение не обеспечило рост среднего коэффициента, который понизился до 0,31 (см. рис. 2). Аналогичное распределение шихтовых материалов наблюдали при размещении добавок в среднем слое агломерата.

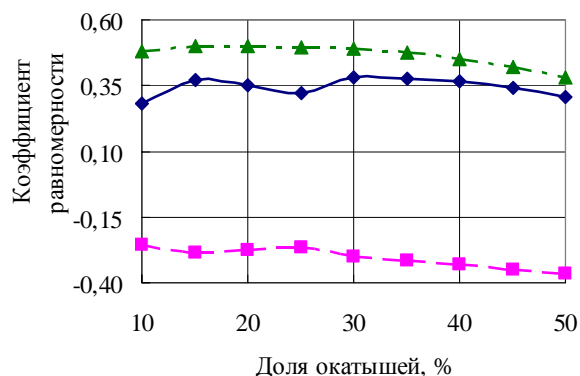


Рис.2. Зависимость равномерности поступления компонентов шихты из бункера БЗУ от доли окатышей в железорудной части шихты при расположении добавок в слое агломерата (—▲—), под ним (—■—), на нем (—◆—)

Согласно рис. 2 расположение добавок в нижней части бункера обеспечивало неравномерное их распределение в колошниковом пространстве. Коэффициент равномерности распределения добавочных материалов составил меньше (-1). Поэтому такой режим может быть актуальным в случае точечной их загрузки.

Заключение

Проведением планированного эксперимента на физической модели однократного компактного загрузочного устройства, изготовленного в масштабе 1:5 по отношению к линейным размерам БЗУ доменных печей № 2, 4, и 6 ОАО «ММК», установлено влияние расположения добавочных материалов в слое агломерата и доли окатышей от железорудной части

шихты на коэффициент равномерности их выхода из бункера БЗУ. Наиболее высокую его величину обеспечивала загрузка: на дно шихтового бункера 69% агломерата, затем коксового орешка и марганцевой руды, далее загрузка оставшегося 29% агломерата, после чего окатышей в количестве 30% от железорудной части шихты.

Список литературы

1. Влияние последовательности набора материала в бункер компактного БЗУ на эффективность работы доменной печи / А.В. Чевычелов, М.Н. Евстафьев, В.А. Бегинюк, С.К. Сибгатуллин, Е.О. Теплых, А.С. Харченко // Черные металлы. Спец. вып. 2012. С. 43-45.
2. Сибгатуллин С.К., Майорова Т.В. Увеличение работы газового потока в доменной печи с повышением общего перепада давления по высоте // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2011. № 1. С. 14-16.
3. Анализ особенностей формирования порций и истечения материалов из бункера БЗУ при загрузке шихты / Пыхтеева К.Б., Загайнов С.А., Тлеугабулов Б.С., Филиппов В.В., Журавлев Д.Л., Николаев Ф.П. // Сталь. 2008. № 6. С. 14-19.
4. Об условиях, необходимых для эффективного использования коксового орешка в шихте доменной печи / А.С. Харченко, Е.О. Теплых, В.Л. Терентьев и др. // Теория и технология металлургического производства: межрегион. сб. науч. тр. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И.Носова, 2010. Вып.10. С. 26–30.
5. Харченко А.С., Сибгатуллин С.К., Сысоев Н.П. Поступление коксового орешка совместно с агломератом и окатышами из шихтового бункера БЗУ в колошниковое пространство доменной печи // Изв. вузов. Черная металлургия. 2011. № 8. С. 18-19.
6. Истечение материалов из шихтового бункера лоткового загрузочного устройства доменной печи по видам крупности / С.К. Сибгатуллин, А.С. Харченко, С.И. Гаврюшкин, А.В. Чевычелов // Теория и технология металлургического производства: межрегион. сб. науч. тр. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И.Носова, 2009. Вып.9. С. 21–25.
7. Спирин Н.А. Лавров В.В. Методы планирования и обработки результатов инженерного эксперимента. Конспект лекций. Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ – УПИ, 2004. 257 с.

Сведения об авторах

Миникаев Самат Ринатович – студент института металлургии, машиностроения и материалобработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Сидоров Максим Вадимович – магистрант института металлургии, машиностроения и материалобработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Сибгатуллина Маргарита Ильдаровна – студентка 5 курса факультета стандартизации, химии и биотехнологии, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Харченко Елена Олеговна – канд. техн. наук, аспирант института металлургии, машиностроения и материалобработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519)29-84-30. Email: eo.mgtu@mail.ru

Кузнецов Дмитрий Михайлович – студент института строительства, архитектуры и искусства, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

IDENTIFICATION OF THE RATIONAL SEQUENCES OF CHARGE MATERIALS LOADING INTO THE HOPPER OF THE BELL-LESS CHARGING DEVICE OF GUTTER TYPE

Minikaev Samat Rinatovich – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

Sidorov Maksim Vadimovich – Magistracy Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

Sibagatullina Margarita Ildarovna – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

Harchenko Elena Olegovna – Ph. D. (Eng.), Postgraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Email: eo.mgtu@mail.ru

Kuznetsov Dmitriy Mihaylovich – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

Abstracts. *The influence of various factors on the uniformity of the components income of the charge from the hopper of the bell-less charging device.*

Keywords: *Bell-less charging device of gutter type, sequence of arrangement of materials in the hopper of the bell-less charging device.*



УДК 669.14.018.256

Франк Шрама, Барт Ван Дер Берг, Гвидо Ван Хаттум

СРАВНЕНИЕ ВЕДУЩИХ МЕТОДОВ ДЕСУЛЬФУРАЦИИ ЧУГУНА*

Аннотация. *Металлурги по всему миру согласны, что наиболее эффективным и экономически дешевым решением в кислородно-конвертерном производстве стали является десульфурация чугуна между доменной печью и конвертером. В настоящее время используются различные методы десульфурации чугуна. Среди этих методов Kanbara Reactor (KR) process (с использованием только извести в качестве реагента), процесс монопрыска магния (при помощи только магния в качестве реагента, также известный как процесс Ukraina Desmag) и процесс совместной инъекции (с использованием магния и извести / CaC₂ в качестве реагентов) являются во всем мире наиболее популярными.*

Эти три метода десульфурации чугуна сравниваются по эффективности, затратам и общей производительности. Процесс KR в состоянии достигнуть низких концентраций серы (> 0,001%) в горячем металле и требует небольших затрат реагентов. Тем не менее из-за высокой потери железа процесс KR имеет самые высокие эксплуатационные расходы. Процесс монопрыска магния очень быстрый из-за использования реактивного магния в качестве реагента. Основные проблемы связаны с десульфурацией (содержание серы не может быть достигнуто менее 0,005%), вредностью и высоким уровнем опасности процесса. Поэтому этот процесс (который берет свое начало в СССР) никогда не мог закрепиться в западной сталелитейной промышленности. Процесс совместной инъекции с использованием магния и извести объединяет лучшее из обоих способов. С его помощью можно достигнуть низкой концентраций серы и десульфурация проходит быстро. Соинжекция является самым гибким и рентабельным методом на рынке. Поэтому этот процесс все еще рассматривается как стандартная практика в мире кислородно-конвертерного производства стали.

Ключевые слова: *кислородно-конвертерное производство стали; десульфурация чугуна, соинжекция; реактор Кахбара; моноинжекция магния; украинский процесс десульфурации магнием.*

Несмотря на то, что можно удалять серу в самом конвертере, с экономической точки зрения выгоднее удалить серу перед загрузкой металла в конвертер [3].

Во всем мире существует целый ряд методов десульфурации чугуна, однако три метода в настоящее время используются в большем промышленном масштабе: процесс Kanbara Reactor (KR), с известью в качестве реагента, монопрыск магния (ММ), с магнием в качестве реагента (также упоминается в литературе как Ukraina-Desmag process) и процесс совместного впрыска, с использованием магния и изве-

сти или карбида кальция (иногда все три реагента) в качестве реагентов.

Реагентами, используемыми в KR, ММ и совместной инъекции, являются известь, карбид кальция и магниевый. Все процессы основаны на следующих химических реакциях:



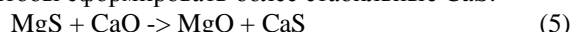
Реакция (3) в три раза быстрее, чем реакция (2) и в 20 раз быстрее реакции (1). Это означает, что магниевый является более быстрым реагентом для удаления серы, чем карбид кальция или известь.

* Перевод Дуденкова С.В., ст.гр.МЧМБ-11.

После реакции между реагентом и растворенной серой образовавшиеся CaS и MgS (которые имеют более низкую плотность, чем жидкий чугун) всплывают на поверхность, чтобы сформировать шлаковый слой. Когда MgS достигает поверхности, он контактирует с кислородом, что приводит к следующей реакции:



Получившаяся сера растворяется обратно в жидкий чугун. Этот процесс называется ресульфурация. Ресульфурация с помощью реакции (4) может быть предотвращена двумя путями – избежать контакта между MgS и воздухом, что приводит к техническим проблемам (инжекция и скимминг должны происходить в инертной среде), или связывать серу с кальцием, чтобы сформировать более стабильные CaS:



Образованные CaS и MgO останутся в шлаке в более стабильных твердых соединениях.

Из-за кинетики реакции магний – более быстрый реагент, чем альтернативные варианты на основе кальция, но известь и карбид кальция имеют более низкое равновесие с серой в жидком чугуне, чем магний (рис. 1). Для процесса десульфурации это означает, что магний необходим для ускорения процесса, а известь или карбид кальция необходим для достижения низких концентраций серы.

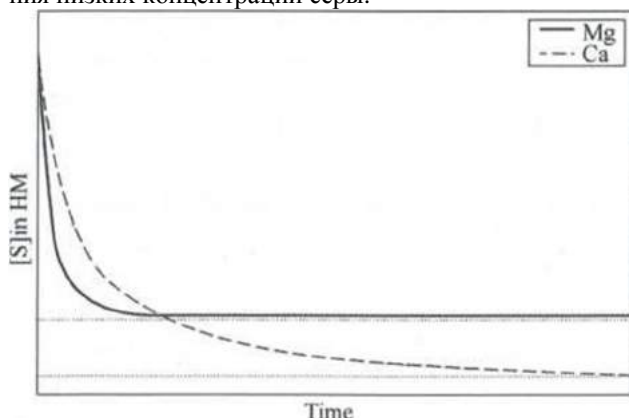


Рис 1. Качественный график равновесия магния и кальция с серой

Процесс KR был разработан в Японии компанией Nippon Steel в 1963 году. Отсутствие магния в Японии стало поводом искать альтернативы.

В процессе KR известь используется в качестве основного реагента. Иногда также CaF_2 (около 10% потока) и / или добавляют Al_2O_3 . Реагент или вводят в чугун через вращающиеся фурмы (средняя скорость 100–120 об/мин) вместе с газом-носителем (обычно азотом), или реагент добавляют сверху. Фурма оснащена четырьмя массивными лопатками, которые создают турбулентность в горячем металле.

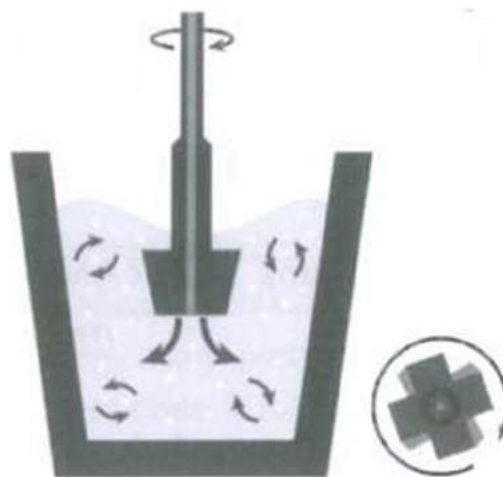


Рис.2. Kanbara Реактор. Справа вид сверху лопастей

Из-за турбулентности размер пузырьков транспортирующего газа меньше, а время пребывания извести в чугуне больше, чем при статической инъекции. Увеличение времени пребывания извести имеет большое значение для процесса, так как известь относительно медленный реагент. Известь в процессе KR используется более эффективно, это означает, что для процесса требуется меньше извести и известь может быть худшего качества (соответственно дешевле). Также стенки ковша страдают от повышенного износа. Из-за турбулентности требуется делать большой надводный борт (обычно на 1 м больше, чем для совместной инъекции) в ковше.

Процесс MMI был разработан в 1969–1971 гг. в Национальной академии наук Украины. Процесс Ukraine-Desmag, как это иногда называют, сегодня по-прежнему используется в основном в России и Украине, а также в нескольких провинциях Китая. Тесты с этим методом в Северной Америке не удалось из-за вредности и высокого уровня опасности процесса.

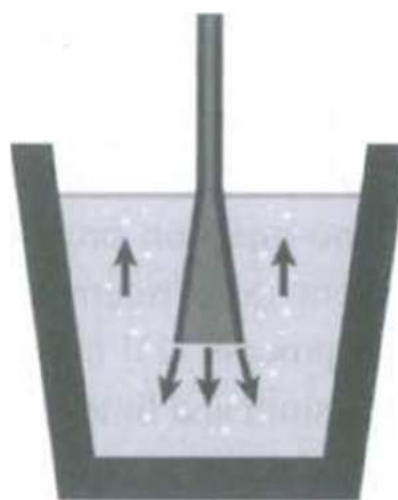


Рис 3. Магний процесс монопрыск с испарительной камерой

В процессе ММІ гранулированный магнези с покрытием вводят через фурму в форме колокола. Колокол на конце фурмы используется в качестве испарительной камеры для магнези (который имеет точку кипения 1107°C), чтобы стабилизировать процесс. Также используются фурмы без испарительной камеры. В обоих случаях испарение магнези вызывает достаточную турбулентность, чтобы обеспечить хорошее распределение реагентов в горячем металле.

При использовании только магнези в качестве реагента десульфурация является серьезной проблемой. Еще одна проблема – тонкий слой шлака (по сравнению с КР и совместной инъекцией), что приводит к увеличению потерь железа во время откочки шлака. Для того чтобы стабилизировать шлак и замедлить десульфурацию, на большинстве металлургических заводов в верхнюю часть шлака добавляют известь или флюс.

Соинъекция магнези и извести – метод, который сочетает в себе преимущества обоих способов. Магнези позволяет быстро удалить серу, а известь позволяет достичь малых концентраций ее. Известь иногда заменяют карбидом кальция, который является более эффективным, но из-за проблем безопасности этот вариант практически не используется в новых металлургических заводах. Совместное введение используется во всем мире, и процесс считается стандартной практикой.

Реагенты хранятся в различных распылителях и смешиваются только внутри нагнетательной линии. Реагенты вводят в горячий металл с помощью прямой фурмы с одним отверстием на дне или двух или четырех отверстий по сторонам. Транспортировочный газ (обычно азот) используется для обеспечения плавной инъекции.

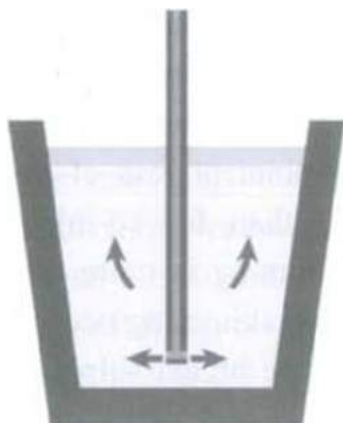


Рис.4 Процесс соинъекции. T-образная фурма

Турбулентность в горячем металле создается газом-носителем и магнези, который испаряется. Это обеспечивает достаточную турбулентность, распределение реагента по всему ковшу. Преимущество сов-

местной инъекции в том, что отношение между магнези и извести / CaC_2 могут быть изменены, если этого требует ситуация. Например, если есть достаточно времени, можно ввести больше извести и меньше магнези, что делает процесс более гибким и экономически эффективным.

Все вышеупомянутые методы десульфурации имеют свои сильные и слабые стороны. Это зависит от конкретных обстоятельств и требований сталелитейного завода. Тем не менее три способа можно сравнить по нескольким важным техническим и металлургическим вопросам десульфурации чугуна.

Время процесса зависит от того, как быстро реагенты могут реагировать с серой. Так как магнези намного быстрее, чем известь, то процесс ММІ и совместное введение быстрее, чем процесс КР. Процесс КР требует большего времени, чтобы предотвратить возвращение примесей из доменного шлака в жидкий чугун во время перемешивания. Процесс КР занимает в среднем на 10–20% больше времени, чем соинъекция.

Процесс ММІ, как правило, занимает меньше времени, чем совместная инъекция (на 10–20% быстрее). Тем не менее оба процесса могут быть прекращены только тогда, когда все частицы MgS достигнут слоя шлака (что может занимать 8 мин). В целом процесс ММІ быстрее, чем совместной инъекции с магнези и извести (примерно на 5%; но совместное введение с магнези и карбида кальция в общем даже быстрее, чем ММІ). Процесс КР является наиболее трудоемким.

Потеря железа во время удаления шлака является серьезной проблемой для металлургических заводов. Железо теряется двумя различными способами. Во время образования шлака капли железа попадают в ловушку в шлаке, образуя эмульсию со шлаком. В целом около 50% массы шлака – это железо в эмульсии. Это означает, что потери эмульсии могут быть сведены к минимуму путем сокращения общего количества шлака.

Из-за большого количества шлака, создаваемого в процессе КР, общие потери железа, как правило, в 2–3 раза больше, чем для совместной инъекции. Процесс ММІ имеет низкие потери железа эмульсии, так как образуется немного шлака (в 7 раз меньше, чем у соинъекции). Тем не менее из-за низкой основности ММІ шлак может содержать больше железа в эмульсии, чем шлак, который содержит кальций. В действительности потери железа в процессе ММІ примерно одинаковы, как у совместной инъекции – около 1% общей массы. Для процесса КР общие потери железа составляют 2–3%.

Износ огнеупора и фурмы в основном обусловлен высокими температурами и коррозионным составом горячего металла и шлака. Для процесса КР тур-

булентность, создаваемая вращающейся фурмой, является одной из основных причин износа. Также сама фурма более уязвима к износу, так как лопасти могут оторваться. Уменьшение рабочей поверхности лопаток приводит к меньшей турбулентности и, следовательно, процесс становится менее эффективным. Процесс MMI имеет меньше проблем с износом, чем процесс KR, из-за меньшей турбулентности. Однако, поскольку используется магний вместо извести, основность шлака становится ниже, что приводит к увеличению коррозионного износа. Процесс совместной инъекции имеет меньшую турбулентность, чем процесс MMI, и более высокую основность шлака, поэтому футеровка ковша и фурма изнашиваются меньше.

В процессе десульфурации температура чугуна уменьшается. Температура чугуна определяет, какое количество охлаждающего материала (металлического лома) нужно загрузить в конвертер, и продолжительность продувки. Если чугун холодный, то придется грузить меньше лома или увеличивать время продувки. Когда перед десульфурацией температура чугуна слишком низкая, то от процесса удаления серы придется отказаться. Все зависит от обстоятельств, является ли потеря температуры в процессе серочистки проблемой или нет. Во всем мире увеличение лома по отношению к чугуну очень полезно, так как горячий металл дороже, чем лом. Более высокие потери температуры вызваны более длительным временем процесса, большей турбулентностью, меньшим количеством шлака (шлак действует в качестве изолирующего материала) и использованием реагентов, которые приводят к меньшему нагреву. Магний вызывает экзотермическую реакцию в горячем металле, а известь нет. Процесс KR является длительным, имеет высокую турбулентность и никаких серьезных экзотермических реакций, что приводит к потере температуры, которая в среднем в три раза выше, чем для совместной инъекции или MMI. Как сказано выше, процесс соинъекции длится дольше процесса MMI. С другой стороны, соинъекция имеет меньшую турбулентность и более толстый слой шлака. Поэтому потери температуры для совместной инъекции и MMI примерно одинаковы.

В настоящее время содержание серы в чугуне требуется 0,001%. Из-за ресульфурации только магния в качестве реагента не будет достаточно, чтобы достичь таких низких концентраций серы. На практике чугун, в который добавляют только магний, никогда не достигнет содержания серы менее 0,006%. Соинъекция способна достигать стабильных низких концентраций серы в горячем металле. Однако, поскольку магний неэффективен при низких концентрациях серы, только известь участвует в десульфурации. Из-за низкой турбулентности в процессе совместной

инъекции получение желаемой концентрации серы занимает больше времени и стоит дороже, чем реагенты процесса KR. В случае, если требуются очень низкая концентрация серы, процесс КР является наиболее подходящим.

Станция десульфурации, которая может реагировать на изменяющиеся обстоятельства, как дефицит реагентов или нехватка времени, это самый лучший вариант для металлургического завода. KR не является гибким в отношении времени, так как процесс смешивания извести никак не ускорить. Наличие реагентов при нормальных условиях не является проблемой для процесса KR. Магний для процесса MMI может стать дефицитным, что приводит к резкому увеличению эксплуатационных расходов системы или даже остановки производства. Система совместного впрыска имеет высокую гибкость и в вопросе времени процесса, и наличия реагентов, так как частота и соотношение могут быть отрегулированы. Даже карбид кальция может быть введен в качестве альтернативного реагента.

Магний является опасным легковоспламеняющимся реагентом. Пролитый магний может легко загореться, и его не так просто потушить. При соприкосновении с водой магний может образовывать взрывоопасные пары водорода. Магний для десульфурации гранулируют, чтобы сделать его более безопасным. Тем не менее гранулированный магний остается более опасным, чем известь. В процессе MMI (а иногда и в процессе КР) иногда добавляют фторид кальция для стабилизации процесса. Когда фторид кальция реагирует, испаряется высокотоксичный газ. Это вместе с испарением и окислением магния делает процесс MMI относительно небезопасным для здоровья человека и окружающей среды. Что также было одной из причин, почему процесс MMI был заброшен в Северной Америке. Совместное введение также считается менее безопасным, чем процесс КР (табл. 1).

Таблица 1
Качественное сравнение различных процессов десульфурации

Параметр	KR	MMI	Co-injection
Время процесса	-	++	+
Потеря железа	--	++	++
Износ оборудования	--	-	+
Потеря температуры	-	+	+
С низким содержанием серы	++	--	+
Гибкость	-	-	++
Безопасность	++	--	+

Сравнение с экономической точки зрения

При рассмотрении капитальных расходов система КР дороже совместной инъекции и MMI в связи с большими затратами на фурмы и вращательный элемент. Процесс MMI немного дешевле, чем соинъекция, потому что требуется только один дозатор.

Таблица 2

Наиболее важные эксплуатационные расходы

На тонну горячего металла	KR	MMI	Co-injection
Потери железа	€7.50	€3.00	€3.00
Расходы реагентов	€0.70	€ 1.45	€ 1.60
Износ оборудования	€ 1.00	€0.70	€0.41
Потери температуры	€0.75	€0.25	€0.25
Общее	€9.95	€5.40	€5.26

Часто эксплуатационные расходы системы сероочистки считаются наиболее важным фактором. Рассмотрим эксплуатационные расходы всех трех методов десульфурации подробнее.

Потеря железа является наиболее важным фактором затрат системы сероочистки. Считается, что стоимость чугуна составляет 300 €/ т. Как описано выше, потери металла для MMI и совместной инъекции составляет около 1%. Для КР потери горячего металла – 2–3% (здесь будем использовать 2,5%). В общем, расходы из-за потерь железа могут быть уменьшены при рассмотрении переработки шлака.

Для того чтобы сделать оценку затрат реагентов, рассчитывают, что затраты магния составляют 2500 €/т, известь для совместного впрыска 175 €/ т, известь для процесса КР (низкого качества) 50 €/ т. Считается, что для процесса MMI и совместной инъекции вводят 0,5 кг магния на тонну чугуна. При среднем соотношении 1:4 (Mg:CaO) совместное введение требует 2 кг извести на тонну жидкого чугуна. В целом процесс КР требует 10 кг извести на тонну чугуна. Для КР и MMI часто добавляют коагулянт (примерно 500 кг на плавку), который стоит около 80 €/т.

Наиболее важным износом оборудования для сравнения будем считать износ футеровки ковша и износ фурмы. Износ остальных частей оборудования учитывать не будем, потому что отличия процессов незначительны. Фурма процесса КР обрабатывает в среднем 30000 т чугуна (150 плавов по 200 т) и стоит около € 8000. Фурма процесса MMI обрабатывает в среднем 10000 т чугуна (50 плавов по 200 т) и стоит около €1500. Фурма соинъекции обрабатывает в среднем 10000 т чугуна (50 плавов по 200 т) и стоит €800.

Замена футеровки ковша обойдется в €12,000. Так как MMI и КР процессы требуют большей высоты надводного борта (по крайней мере, 50 см), количество необходимого огнеупора составляет на 10% больше (таким образом, общая сумма расходов 13 200 €). Для системы КР кладку футеровки меняют в среднем за 18000 т чугуна (90 плавов по 200 т). Футеровку ковша в системе MMI необходимо менять в среднем каждые 24000 т чугуна (120 плавов по 200 т). Для системы соинъекции футеровка ковша должна быть заменена на 36000 т чугуна (180 плавов по 200 т).

Потеря температуры для горячего металла означает, что в конвертор придется грузить меньше лома и больше чугуна. Затраты на этот дополнительный чугун оценивается в 0,025 €/°С на тонну чугуна. Процессы MMI и соинъекция теряют в среднем 10°C за плавку. КР теряет в три раза выше, 30°C за плавку (табл. 2).

Мы не учитываем здесь расходы на электроэнергию и транспортирующий газ, потому что на каждом производстве они разные. Однако понятно, что КР требует гораздо больше электроэнергии, чем другие процессы, в то время как MMI требуется 5–6 раз больше азота, чем совместная инъекция.

Выводы

В этом исследовании была сделана попытка сравнить три лидирующих метода сероочистки на основе металлургической производительности и денежных затрат. Цифры, указанные в данном исследовании, не должны считаться конечными, так как большинство из них являются средними, и оценки, основанные на опыте и литературе. Тем не менее на основе данного исследования некоторые выводы можно сделать.

Учитывая производительность и эксплуатационные расходы, КР является лучшим вариантом для десульфурации чугуна, если основной целью является получение низкой концентрации серы и потеря температуры и железа не проблема.

Если нам необязательно низкое содержание серы в чугуне, ресульфурация не является проблемой и короткий процесс моновпрыска магния будет самым эффективным.

Соинъекция магния и извести – наиболее гибкий и надежный вариант. Для широкого круга марок стали совместное введение является наиболее эффективным и экономически привлекательным методом.

Список литература

1. World Steel Prices. [Online] [Cited: April 30, 2014.] www.worldsteelprices.com.
2. Rational Ladle Treatment for Desulphurization of Hot Metall. Bol'shakov, V.I., et al., 4, 2009, Steel in Translation, vol. 39, pp. 326-333.
3. Production of Low-sulphur Steel With Limited Hydrogen Content. Nikolaev A.O., Bigeev V.A., Brusnikova A.V. // Steel in Translation. 2014, vol. 44, iss. 4, pp. 272-275.

Сведения об авторах

Schrama Frank – process engineer, Danieli Corus (Integrated Steelmaking Plants), The Netherlands.

E-mail: FrankSchrama@danieli-corus.com,

Tel.: +31 (0) 251 500 736

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

A COMPARISON OF THE LEADING HOT METAL DESULPHURISATION METHODS

Frank SCHRAMA, Bart van den BERG, Guido van HATTUM

(Danieli Corus, Velsen-Noord, the Netherlands)

Abstract. *The current market demands desulphurized steel. Steelmakers worldwide agree that the most efficient and cost effective solution of BOF steelmaking is to desulphurize the hot metal between the blast furnace and converter. Various methods are currently in use for hot metal desulphurization. Among this methods the Kanbara Reactor (KR) process (using only lime as a reagent), the Magnesium mono-injection process (using only magnesium as a reagent; also known as a Ukraina Desmag process) and the co-injection process (using magnesium and lime/CaC₂ as reagents) are worldwide the most popular.*

These three hot metal desulphurization methods are compared based on metallurgy, efficiency, costs and overall performance. Both available data from literature and experience from Danieli Corus engineers is used for this study.

The KR process is able to reach low sulphur concentrations (>10ppm) in hot metal and has lower reagent costs. However, due to higher Fe-loss and heavy wear the KR process has the highest operational costs.

The magnesium mono-injection process is very fast due to the use of the reactive magnesium is reagent. Major problem with resulphurisation (sulphur levels below 50 ppm cannot be reached) and the violence of the process made that this process (which originates from the former USSR) could never get a firm foothold in the western steel industry.

The co-injection process with magnesium and lime proves to be able to combine the best of both worlds. It can reach low sulphur concentrations and desulphurize fast. Co-injection is also the most flexible cost effective methods in the market. Therefore this process is steel viewed as the standart practice in the world of BOF steelmaking.

Keywords: *BOF steelmaking, hot metal desulphurization, co-injection, Kanbara Reactor, magnesium mono-injection, Ukraina Desmag process.*



МЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛИ

УДК 621.74.047

Басак И.О., Столяров А.М., Мошкун В.В., Казаков А.С.

ВЛИЯНИЕ РЕЖИМА МЯГКОГО ОБЖАТИЯ НА МАКРОСТРУКТУРУ НЕПРЕРЫВНОЛИТЫХ СЛЯБОВ РАЗНОЙ ТОЛЩИНЫ

Аннотация. В статье приведены результаты исследования влияния параметров режима мягкого обжатия непрерывнолитых слябов толщиной 190, 250 и 300 мм, отлитых на одноручьева МНЛЗ криволинейного типа с вертикальным участком, на качество макроструктуры заготовок.

Ключевые слова: МНЛЗ, криволинейный тип, вертикальный участок, мягкое обжатие, сляб, толщина, макроструктура, качество.

В кислородно-конвертерном цехе ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» эксплуатируется одноручьева слябовая МНЛЗ криволинейного типа с вертикальным участком фирмы «SMS Demag». На машине с металлургической длиной 34,2 м используется кристаллизатор высотой 900 мм с поддерживающей системой из роликов снизу на раме кристаллизатора. Базовый радиус МНЛЗ равен 11 м, а высота вертикального участка составляет около 2,7 м. Зона вторичного охлаждения состоит из 15 сегментов. На участке с 6-го по 15-й сегмент возможно осуществление мягкого обжатия слябовой заготовки для улучшения качества макроструктуры осевой части непрерывнолитого сляба. Эффективность мягкого обжатия заготовки существенным образом зависит от правильности выбора места приложения обжатия по длине технологического канала МНЛЗ. Согласно рекомендациям фирмы-изготовителя оборудования выбор рационального места технологического канала МНЛЗ для мягкого обжатия заготовки должен осуществляться следующим образом. По расчетным данным, выдаваемым динамической системой управления вторичным охлаждением непрерывнолитой заготовкой, определяется номер сегмента зоны вторичного охлаждения, в котором заканчивается затвердевание металла. Мягкое обжатие сляба рекомендуется производить в предыдущих двух сегментах горизонтального участка МНЛЗ. Отливаемые слябы могут иметь толщину 190, 250 и 300 мм, а также ширину от 1400 до 2700 мм. На начальном этапе освоения технологии наиболее востребованными для прокатного передела оказались слябы толщиной 300 и 250 мм и лишь затем была опробована технология отливки самых тонких слябов толщиной 190 мм. В настоящей работе приводятся результаты исследования влияния параметров режима мягкого обжатия слябовой заготовки разной толщины на качество макроструктуры отлитого металла.

Для изучения особенностей внутреннего строения непрерывнолитых заготовок толщиной 190, 250 и 300 мм, отлитых с применением мягкого обжатия, были отобраны поперечные темплеты в процессе разливки низкоуглеродистой низколегированной трубной стали. Данные о среднем содержании химических элементов в разлитом металле приведены в табл. 1.

Таблица 1
Химический состав разлитого металла

Химический элемент	Среднее содержание в металле сляба толщиной (мм) химического элемента, %		
	190	250	300
Углерод	0,07	0,10	0,08
Кремний	0,36	0,42	0,32
Марганец	1,67	1,39	1,54
Сера	0,002	0,004	0,002
Фосфор	0,009	0,011	0,008
Хром	0,16	0,06	0,09
Никель	0,03	0,07	0,15
Медь	0,04	0,09	0,13
Алюминий	0,04	0,04	0,04
Ниобий	0,05	0,04	0,05
Азот	0,005	0,005	0,005

Из представленных данных видно, что непрерывнолитые слябы разной толщины были отлиты из металла, химический состав которого различался незначительно.

В табл. 2 показаны данные об основных параметрах разливки слябовых заготовок различной толщины.

Для исследования качества отлитых непрерывнолитых слябов по их продольной оси вырезались поперечные темплеты. Подготовка всех темплетов заключалась в проведении стандартных операций:

- фрезерования для снятия слоя металла, подвергшегося высокотемпературному воздействию огневого реза машины газовой резки;
- шлифования для выравнивания поверхности темплета;

– травления в горячем 50 %-ном растворе соляной кислоты.

После этого производилась оценка качества макроструктуры металла согласно ОСТ 14-4-73. Макроструктура литого металла оценивалась по степени развития следующих дефектов:

- осевая рыхлость (ОР);
- осевая химическая неоднородность (ОХН);
- осевые трещины (ОТ);
- трещины, перпендикулярные граням сляба (ТП);
- трещины, перпендикулярные широким граням сляба (ТП_ш);
- трещины, перпендикулярные узким граням сляба (ТП_у);
- трещины гнездообразные (ТГ);
- точечная неоднородность (ТН).

Степень развития дефектов оценивалась с использованием четырехбалльных шкал.

Для оценки величины перегрева металла в промежуточном ковше МНЛЗ были рассчитаны значения температуры ликвидус по следующей формуле фирмы-изготовителя оборудования:

$$t_{ликв} = 1536 - 88[C] - 8[Si] - 5[Mn] - 25[S] - 30[P] - 1,5[Cr] - 4[Ni] - 5[Cu] - 1,7[Al], \quad (1)$$

где $[C], [Si], [Mn], [S], [P], [Cr], [Ni], [Cu], [Al]$ – содержание в разливаемой стали углерода, кремния, марганца, серы, фосфора, хрома, никеля, меди и алюминия, %.

Толщина сляба, мм	190	250	300
Температура ликвидус, °С:			
интервал изменения	515–1519	1510–1526	1512–1524
среднее значение	1518	1516	1518
Средняя величина перегрева металла в промежуточном ковше над температурой ликвидус, °С	23	21	20

Средние значения величины перегрева металла при отливке слябов разной толщины различались незначительно.

Автоматизированной системой МНЛЗ производится расчет длины лунки жидкого металла внутри заготовки для того, чтобы выбрать участок технологического канала, на котором необходимо производить мягкое обжатие заготовки. На рис. 1 представлена зависимость расчетной длины лунки жидкого металла внутри слябов различной толщины от скорости вытягивания заготовок из кристаллизатора. Из этого рисунка следует, что с увеличением толщины отливаемой заготовки возрастает протяженность лунки жидкого металла. Средние значения длины лунки в слябах толщиной 190, 250 и 300 мм составили соответственно 20,6; 28,2 и 29,8 м. При увеличении толщины сляба со 190 до 300 мм в 1,58 раза протяженность лунки возрастает в 1,45 раза, что объясняется преобладанием увеличения продолжительности затвердевания заготовки над снижением скорости вытягивания заготовки. Самый широкий диапазон изменения длины лунки в слябах толщиной 250 мм равен 6,5 м, что существенно выше, чем в слябах толщиной 190 мм (3,5 м) и 300 мм (3,9 м). Это объясняется наибольшей величиной интервала изменения температуры металла более широкого марочного сортамента в промежуточном ковше, составившей 33 °С (см. табл. 2).

Таблица 2
Основные параметры разливки металла

Параметр	Значение параметра для сляба толщиной (мм)		
	190	250	300
Ширина сляба, мм	1560 – 1950 [*] 1645	1560 – 2600 [*] 2000	1560 – 2700 [*] 2500
Температура металла в промежуточном ковше, °С	1535 – 1545 [*] 1541	1521 – 1554 [*] 1537	1529 – 1552 [*] 1538
Скорость вытягивания сляба, м/мин	0,9 – 1,2 [*] 1,1	0,9 – 1,1 [*] 1,0	0,75 – 0,83 [*] 0,80
Номера сегментов с обжатием сляба	8 и 9; 9 и 10	10 и 11; 11 и 12; 12 и 13; 13 и 14	12 и 13; 13 и 14
Величина общего обжатия (Π ₁), мм	4,2 – 4,7 [*] 4,5	4,0 – 6,3 [*] 5,2	2,9 – 5,6 [*] 4,8
Количество исследованных темплетов, шт.	19	94	102

^{*} Числитель – интервал изменения, знаменатель – среднее значение.

В результате расчета были получены следующие значения:

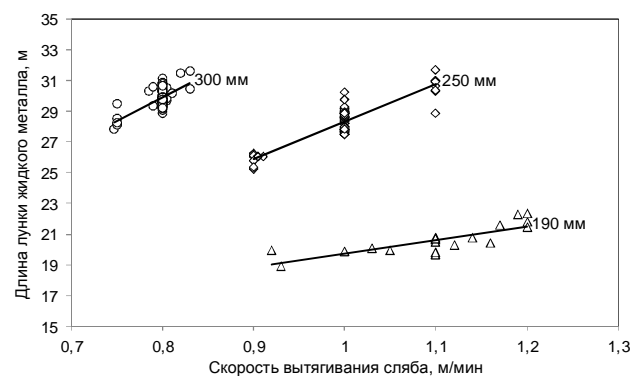


Рис. 1. Зависимость расчетной длины лунки жидкого металла от скорости вытягивания слябов разной толщины (цифры на поле рисунка)

Широкий интервал изменения длины лунки в слябах толщиной 250 мм предопределил наибольшее количество вариантов (четыре) выбора номеров сегментов зоны вторичного охлаждения для осуществления мягкого обжатия заготовки (см. табл. 2). На рис. 2 приведены данные о частоте случаев использования

различных сегментов зоны вторичного охлаждения МНЛЗ для мягкого обжаривания непрерывнолитых слябов толщиной 190, 250 и 300 мм. Заготовки толщиной 190 мм чаще всего обжимались в 8 и 9 сегментах, толщиной 300 мм – в 12 и 13 сегментах, а толщиной 250 мм – примерно одинаково в 11 и 12, а также в 12 и 13 сегментах.

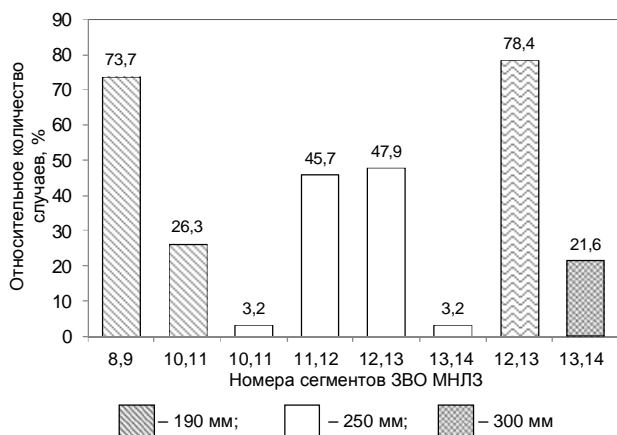


Рис. 2. Данные о частоте случаев использования различных сегментов зоны вторичного охлаждения МНЛЗ для мягкого обжаривания непрерывнолитых слябов толщиной 190, 250 и 300 мм

При анализе влияния величины общего обжаривания P_1 на качество макроструктуры слябов выявлена убывающая зависимость степени развития осевой химической неоднородности (ОХН, баллы) в слябах толщиной 250 мм от величины мягкого обжаривания (P_1 , мм) (рис. 3):

$$ОХН = 1,94 - 0,104P_1, \quad r = -0,240; \quad r_{0,05} = 0,205 \quad (2)$$

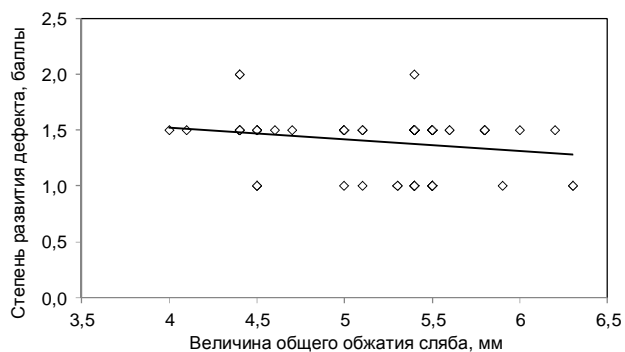


Рис. 3. Зависимость степени развития дефекта «Осевая химическая неоднородность» от величины общего обжаривания сляба толщиной 250 мм

Согласно данной статистически значимой зависимости увеличение величины мягкого обжаривания способствует снижению степени развития осевой химической неоднородности в слябах толщиной 250 мм.

В работе были рассчитаны значения нескольких параметров режима мягкого обжаривания: P_2 , характеризующего расположение места начала мягкого обжаривания и равного отношению расстояния от поверхности ме-

талла в кристаллизаторе до входа в первый сегмент, где начиналось мягкое обжаривание, к расчетной длине лунки жидкого металла внутри заготовки; P_3 , оценивающего место окончания мягкого обжаривания и равного отношению расстояния от поверхности металла в кристаллизаторе до выхода из второго сегмента, где закончилось мягкое обжаривание, к расчетной длине лунки жидкого металла внутри заготовки; P_4 и P_5 , характеризующих долю обжаривания сляба (%) соответственно в первом и втором смежных сегментах ЗВО МНЛЗ. Расчетные значения параметров режима мягкого обжаривания приведены в табл. 3.

Таблица 3
Значения расчетных параметров режима мягкого обжаривания слябов

Параметр	Значение параметра для сляба толщиной (мм)		
	190	250	300
P_2	$\frac{0,73 - 0,81^*}{0,76}$	$\frac{0,74 - 0,96^*}{0,83}$	$\frac{0,81 - 0,89^*}{0,84}$
P_3	$\frac{0,93 - 1,02^*}{0,97}$	$\frac{0,90 - 1,1^*}{0,99}$	$\frac{0,96 - 1,05^*}{1,0}$
$P_4, \%$	51	47	37
$P_5, \%$	49	53	63

* Числитель – интервал изменения, знаменатель – среднее значение.

Из табл. 3 видно, что мягкое обжаривание слябов толщиной 190 мм начиналось раньше, чем других слябов. Оно производилось в среднем на 76 % длины лунки жидкого металла, в то время как слябов толщиной 250 и 300 мм – на 83-84 % длины. Максимальные значения параметра P_3 при отливке слябов всех толщин превышают единицу, что свидетельствует о позднем окончании обжаривания, когда заготовка была уже полностью затвердевшей. Известно [1-4], что это может привести к появлению высоких напряжений внутри сляба и увеличить степень развития внутренних трещин. Подтверждением этого является линейная зависимость степени развития трещин, перпендикулярных граням заготовки (ТПГ, баллы), от величины общего обжаривания P_1 (мм) слябов толщиной 300 мм:

$$ТПГ = 0,185P_1 + 0,219, \quad r = 0,226; \quad r_{0,05} = 0,205 \quad (3)$$

На рис. 4 представлены результаты оценки качества макроструктуры слябовой непрерывнолитой заготовки разной толщины.

Наименьшая степень развития осевой рыхлости и осевой химической неоднородности наблюдается в слябах толщиной 300 мм, а наибольшая – в самых тонких слябах толщиной 190 мм. Это может объясняться менее отлаженной технологией мягкого обжаривания, так как отливка заготовок толщиной 190 мм началась значительно позже и была произведена в относительно небольшом объеме. Кроме того, мягкое обжаривание таких слябов приходится производить не на горизонтальном участке (начинается с 10-го сегмента ЗВО) технологического канала, как это рекомендуется фирмой-изготовителем оборудования, а на участке разгибания заготовки вследствие меньшей протяжен-

ности лунки жидкого металла. Это снижает эффективность уплотнения осевой части заготовки и даже может приводить к увеличению степени развития гнездообразных трещин (см. рис. 4), особенно в случае запаздывания места приложения обжатия.

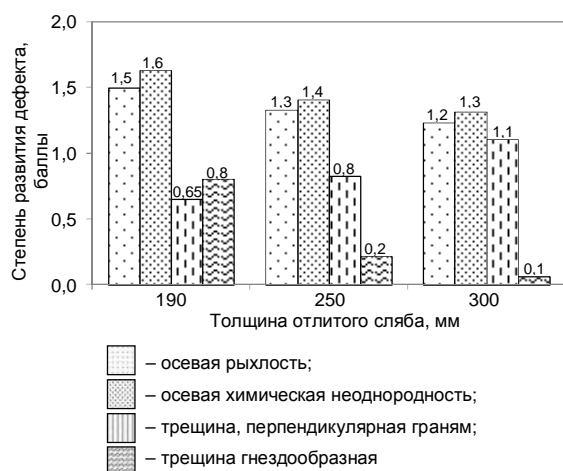


Рис. 4. Результаты оценки качества макроструктуры слябовой непрерывнолитой заготовки разной толщины

Таким образом, в результате проведенного исследования установлено, что для получения высокого качества макроструктуры непрерывнолитого сляба различной толщины решающим фактором является

Сведения об авторах

Басак Ирина Олеговна – студент каф. металлургии черных металлов института металлургии, машиностроения и материалообработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mchm@magtu.ru

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

Мошкунев Владимир Викторович – канд. техн. наук, инженер лаборатории непрерывной разливки стали ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Казаков Александр Сергеевич – канд. техн. наук, ведущий специалист лаборатории непрерывной разливки стали, ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

правильный выбор участка технологического канала МНЛЗ для приложения мягкого обжатия заготовки.

Список литературы

1. Мошкунев В.В., Столяров А.М. Использование мягкого обжатия непрерывнолитого сляба на криволинейной МНЛЗ с вертикальным участком // Теория и технология металлургического производства: Межрегион. сб. науч. тр. Вып. 10. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010. С. 57–62.
2. Мошкунев В.В., Столяров А.М., Казаков А.С. Определение длины лунки жидкого металла в непрерывнолитых слябах из трубной стали с использованием эффекта «искусственного раздутия» заготовки // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. №1 (37). С. 24–26.
3. Мошкунев В.В., Столяров А.М., Казаков А.С. 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.
4. Столяров А.М., Мошкунев 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.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

THE INFLUENCE OF SOFT PRESSING OUT CONDITIONS ON THE MACROSTRUCTURE OF CONTINUOUSLY CAST SLABS OF DIFFERENT THICKNESS

Basak Irina– Student of ferrous metallurgy department of the Institute of metallurgy, machinebuilding and material processing, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: mchm@magtu.ru

Stolyarov Alexander– D. Sc. (Eng.), Professor of the Institute of metallurgy, machinebuilding and material processing, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: mchm@magtu.ru

Moshkunov Vladimir– Ph. D. (Eng.), an engineer of the laboratory of continuously cast steel in the joint-stock company “Magnitogorsk Iron and Steel Plant.”

Kazakov Alexander– Ph. D. (Eng.), a leading specialist of the laboratory of continuously cast steel in the joint-stock company “Magnitogorsk Iron and Steel Plant”.

Abstract. In this article the authors give the research results of the influence of soft reduction continuously cast slabs with thickness 190 mm, 250 mm and 300 mm cast in the single-streamed continuous casting machine with a vertical section on the quality of the macrostructure of half-finished products.

Keywords: Continuous casting machine, a curvilinear type, soft reduction, a slab, thickness, macrostructure, quality.



УДК 621.74.047

Дидович С.В., Столяров А.М., Юречко Д.В.

ОПРОБОВАНИЕ ШЛАКООБРАЗУЮЩИХ СМЕСЕЙ РАЗЛИЧНОГО СОСТАВА В КРИСТАЛЛИЗАТОРАХ МНЛЗ КРИВОЛИНЕЙНОГО ТИПА С ВЕРТИКАЛЬНЫМ УЧАСТКОМ

Аннотация. В статье приведены результаты опробования гранулированных шлакообразующих смесей разного состава в кристаллизаторах криволинейных МНЛЗ с вертикальным участком. Рассмотрено влияние температуры плавления и вязкости разных смесей на стабильность процесса разливки, качество отливаемых слябов и производимого из них горячекатаного листа. Сделаны рекомендации по рациональному составу смесей для каждой машины.

Ключевые слова: МНЛЗ, криволинейный тип, вертикальный участок, кристаллизатор, шлакообразующая смесь, состав, свойства, качество, сляб, лист.

В ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» эксплуатируются две слябовые МНЛЗ криволинейного типа с вертикальным участком. В электросталеплавильном цехе работает двухручьева МНЛЗ №5 производства ООО «Уралмаш» [1, 2], а в кислородно-конвертерном – одноручьева МНЛЗ №6 фирмы «SMS Demag» [3]. Длина вертикальных участков этих машин является почти одинаковой: 2,84 м – на МНЛЗ №5 и 2,7 м – на МНЛЗ №6. Главное конструктивное отличие МНЛЗ заключается в различном базовом радиусе изгиба технологического канала, величина которого на МНЛЗ №5 составляет 8 м, а на МНЛЗ №6 значительно больше – 11 м. Это ведет к различию металлургической длины машин: 31,685 м (МНЛЗ №5) и 34,2 м (МНЛЗ №6).

Положительным моментом наличия вертикального участка на технологическом канале МНЛЗ является возможность снижения загрязненности разливаемого металла неметаллическими включениями, которые беспрепятственно всплывают и ассимилируются покровным шлаком в кристаллизаторе [4,5]. В результате этого процесса химический состав покровного шлака постепенно изменяется, в основном, в сторону увеличения содержания алюминатов, что вызывает повышение вязкости шлака, его комкование, ухудшение смазывающей функции и затягивание в кристаллизующую заготовку. Необходимо также учитывать, что на МНЛЗ такого типа проблемным участком является место начала загиба заготовки, где деформация затвердевшей оболочки может привести к образованию трещин и аварийных прорывов жидкого металла. Это затрудняет подбор рационального состава шлакообразующих смесей для кристаллизатора криволинейной МНЛЗ с вертикальным участком, обеспечивающих безаварийную разливку металла и высокое качество отливаемой заготовки. При подборе смеси также обязательно должен учитываться химический состав разливаемой стали, влияющий на состав всплывающих неметаллических включений и зависящий от способа выплавки стали (в кислородном конвертере, в электродуговой печи или в двухванном сталеплавильном агрегате), способа ковшевой обработки (особенно от возможности дегазации при вакуумной обработке, которая в ККЦ возможна, а в

ЭСПЦ нет). Так, более высокое содержание азота и водорода в электростали отрицательно влияет на сплошность корочки затвердевшего металла и может привести к ухудшению разливаемости металла. Меньший радиус изгиба технологического канала МНЛЗ №5 может явиться причиной образования ребровых трещин при разгибании слябовой заготовки. На МНЛЗ №6 из-за более мягкой гидравлической системы поджатия роликов часто образуются поверхностные трещины, особенно при разливке перитектической стали. Поэтому состав подбираемых смесей для кристаллизаторов МНЛЗ №5 и 6 должен быть специфичным с целью разрешения проблем разливки стали на каждой машине.

В ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» на базе ООО «Шлаксервис» имеются собственные производственные мощности для изготовления шлакообразующих смесей. Эти смеси успешно применяются при разливке стали в кислородно-конвертерном цехе на слябовых МНЛЗ №1-4 криволинейного типа. Стабильность процесса разливки характеризуется незначительной (менее 1,0 %) долей несоответствующей продукции и практически полным отсутствием аварийных ситуаций. Накопленный опыт производства и применения собственных смесей необходимо использовать и на криволинейных машинах с вертикальным участком для замены более дорогих импортных смесей.

При подборе химического состава шлакообразующей смеси необходимо, чтобы обеспечивались не только высокая смазывающая способность наводимого шлака, тепловая защита металла и его защита от вторичного окисления и азотирования, высокая ассимилирующая способность, но также невысокое коррозионное воздействие на оборудование МНЛЗ, стабильность и прочность гранул смеси, минимальное загрязнение заготовки шлаковыми включениями. Для выполнения перечисленных функций смеси решающее значение имеют такие характеристики шлака, как его температура плавления и вязкость.

При разливке стали на МНЛЗ №5 были опробованы четыре гранулированные шлакообразующие смеси для кристаллизатора разных производителей, данные о которых представлены в табл. 1.

Таблица 1
Состав и свойства шлакообразующих смесей для кристаллизатора МНЛЗ №5

Условное обозначение ГШОС	Основность	Содержание фтора, %	Температура плавления, °С	Вязкость шлака при температуре 1300°С, Па·с
А	0,90–1,20	5,0–7,0	1140–1160	0,34
Б	0,80–1,20	6,0–9,0	1160–1180	0,40
В	0,93–1,03	4,2–5,2	1145–1205	0,68
Г	0,88–0,98	8,4–9,4	1000–1060	0,09

Из приведенных данных видно, что наиболее стабильным выдерживался состав смесей В и Г. При этом шлак, образующийся при расплавлении смеси В, характеризовался самым высоким значением температуры плавления и вязкости, а шлак из смеси Г – наименьшими значениями этих параметров. Очевидно, что такое различие свойств обусловлено почти вдвое отличающимся содержанием фтора и разной основностью смесей.

Опробование смесей на МНЛЗ №5 проводилось при разливке низкоуглеродистого металла как обыч-

новенного качества (в основном сталь марки СтЗсп), так и низколегированного металла (большинство – сталь марки 09Г2С). По системам автоматического контроля оценивались технологические параметры разливки, характеризующие состояние заготовки в кристаллизаторе: уровень металла, температурное поле стенок кристаллизатора, вибрация, усилие вытягивания, отклонения при качании и др. (рис. 1). Данные о среднем расходе различных смесей приведены на рис. 2. Из него следует, что наиболее существенно (в два раза) различались средние расходы смесей В и Г. Максимальным был расход смеси Г, которая быстрее плавится и является самой жидкоподвижной, и наоборот, при использовании наиболее вязкой смеси В с большей температурой плавления ее расход оказался минимальным.

После окончания разливки металла осуществлялся контроль качества макроструктуры отлитых слябов и их поверхности. Результаты оценки стабильности процесса разливки металла и качества поверхности отлитых слябов приведены на рис. 3.

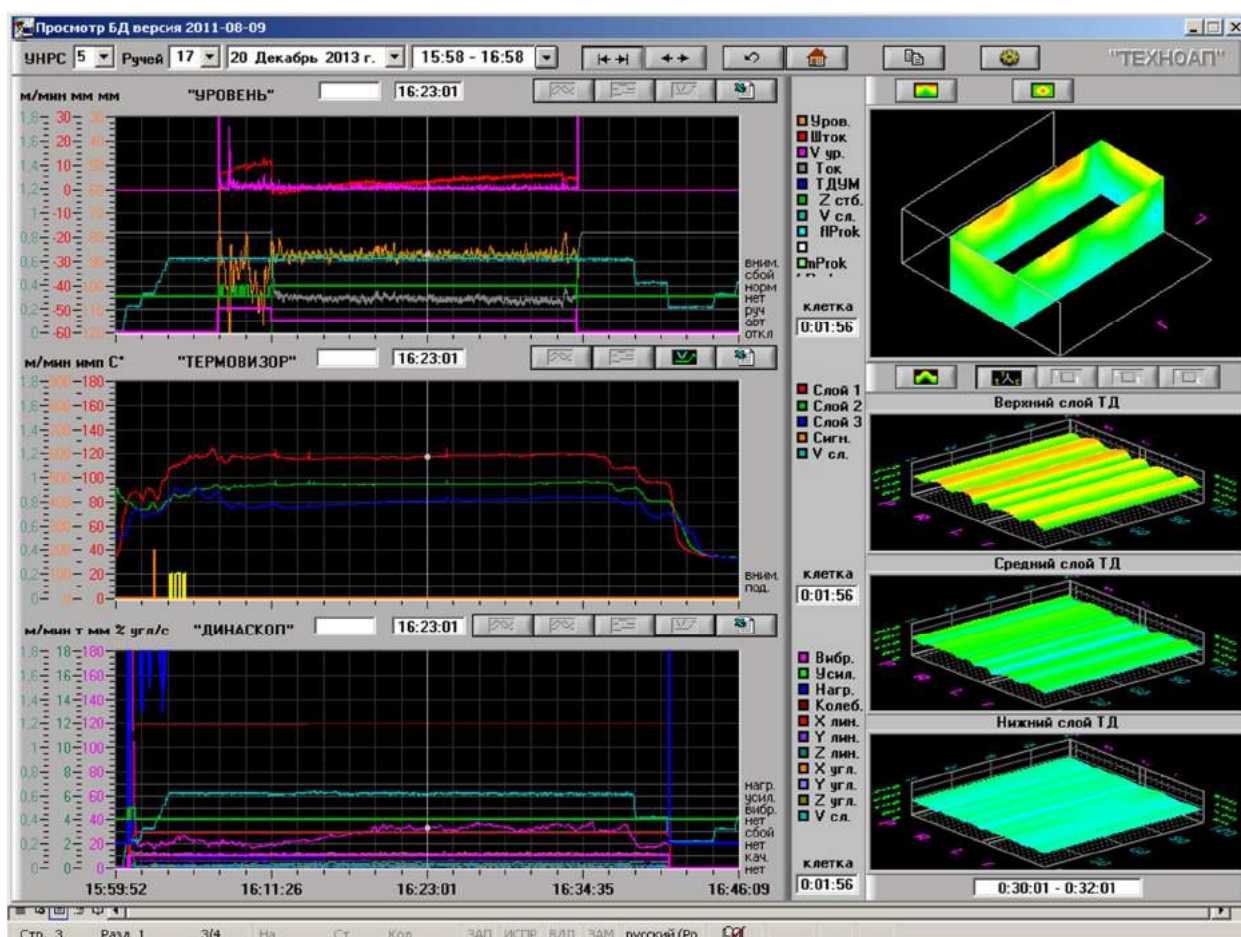


Рис. 1. Оценка параметров разливки стали в кристаллизаторе МНЛЗ №5

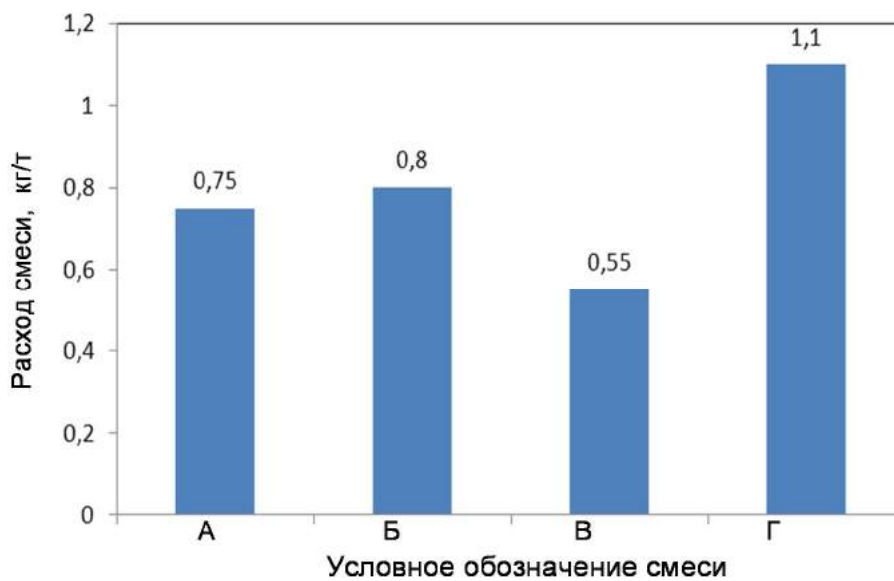


Рис. 2. Данные о расходе различных смесей

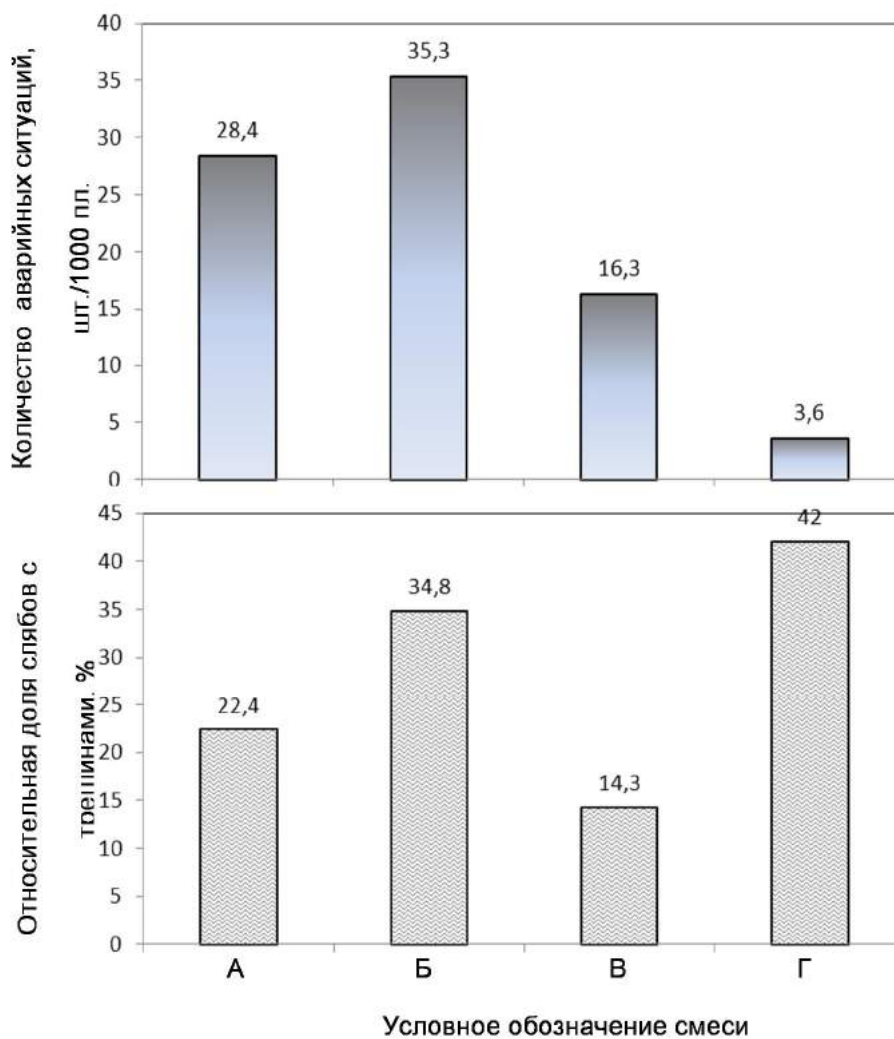


Рис. 3. Результаты оценки стабильности разливки и качества поверхности слябов при использовании различных смесей в кристаллизаторе МНЛЗ №5

Анализ полученных результатов показывает, что наименьшее количество аварийных ситуаций вследствие подвисаний заготовки в кристаллизаторе и прорывов жидкого металла наблюдалось при применении смеси Г, обладающей наибольшей смазывающей способностью из-за хорошей жидкоподвижности. Однако обеспечить высокое качество поверхности отлитых слябов данная смесь не смогла при наличии даже самого высокого ее расхода (см. рис. 2). Гранулированная смесь В, характеризующаяся наибольшей вязкостью, показала лучшие результаты по качеству поверхности слябов и имела минимальный расход. Это может объясняться более высокими теплоизолирующими свойствами смеси, позволяющей затвердевшей оболочке сляба не попадать в температурный интервал провала пластичности в зоне разгиба заготовки. Положительным моментом для этой смеси также является самое низкое содержание фтора, что позволяет уменьшить коррозию оборудования МНЛЗ. На основании полученных результатов смесь марки В была рекомендована для использования в кристаллизаторах МНЛЗ №5. В случаях отклонения от стабильного процесса, которые могут привести к возникновению аварийных ситуаций: нарушения технологии подготовки металла к разливке, ведущих к повышению содержания водорода, ухудшения условий эксплуатации кристаллизатора, например, в конце срока его службы, следует применять смесь марки Г.

При разливке стали перитектического состава на МНЛЗ №6 возможно образование продольных трещин на поверхности отливаемых слябов (рис. 4).

Для кристаллизатора МНЛЗ №6 было испытано три шлакообразующих смеси, данные о которых представлены в табл. 2.

Таблица 2

Условное обозначение ГШОС	Содержание в смеси, %		Основность смеси	Свойства смеси	
	углерода	фтора		Температура плавления, °С	Вязкость при температуре 1300°С, Па·с
Д	4,5±0,5	5,3±0,5	1,15±0,05	1120±30	0,21
Е	3,0±0,5	8,2±0,5	1,25±0,05	1110±30	0,06
Ж	5,1±1,0	5,5±1,0	1,20±0,10	1180±10	0,22

Смесь марки Е с наименьшим содержанием углерода и самым высоким содержанием фтора характеризовалась самыми низкими температурой плавления и вязкостью. Вязкость двух других смесей была выше и практически одинаковой, но смесь марки Д имела меньшую температуру плавления. При оценке результатов разливки учитывались показатели стабильности разливки, наличие продольных трещин на слябах и данные по переработке слябов в ЛПЦ №9. Следует отметить, что при использовании всех смесей аварийные ситуации отсутствовали. Данные о качестве поверхности отлитых слябов и горячекатаных листов представлены на рис. 5.

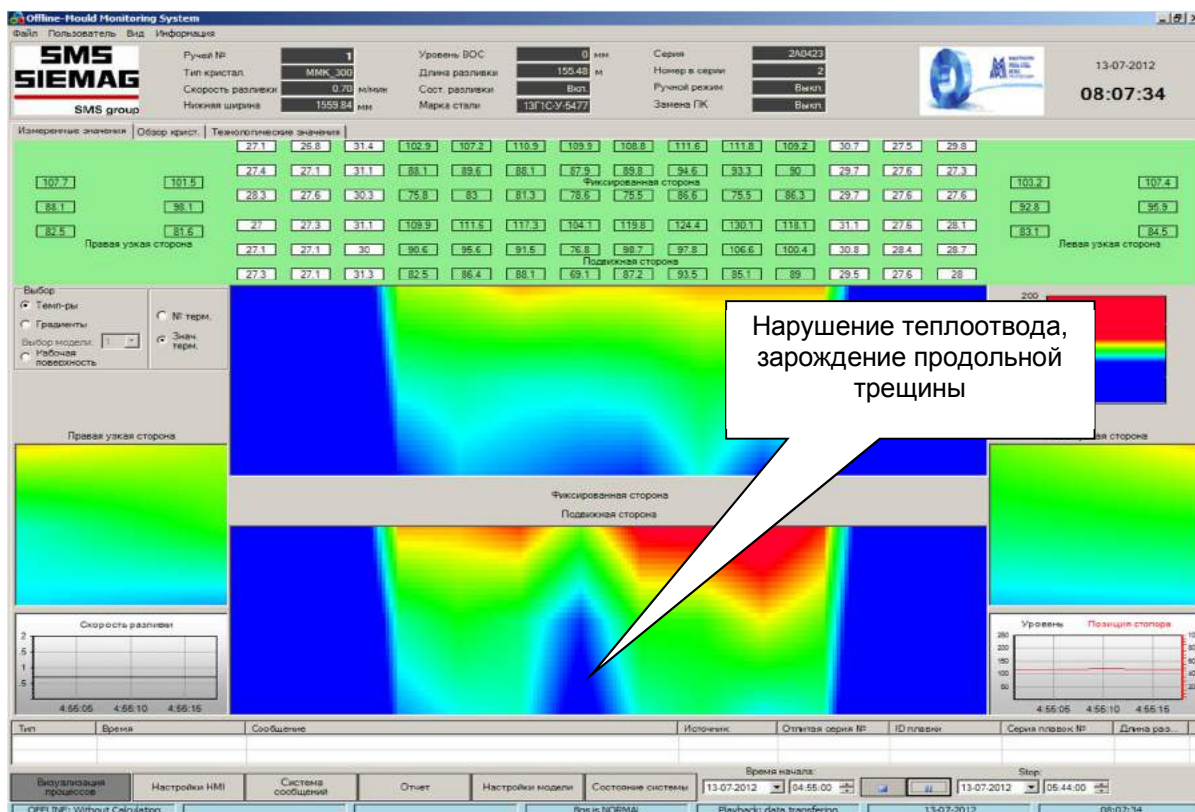


Рис. 4. Зарождение продольной трещины на слябе в кристаллизаторе МНЛЗ №6

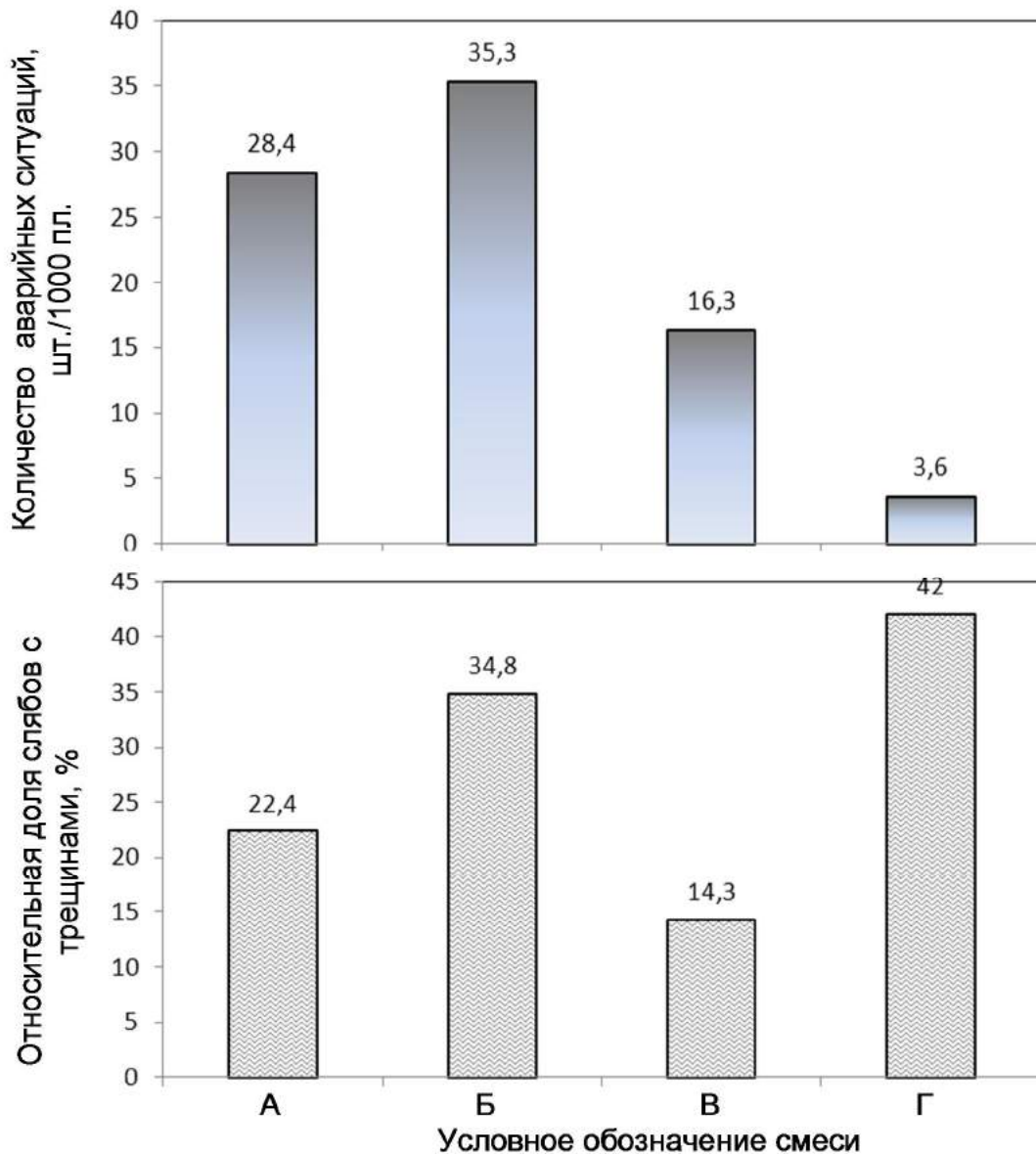


Рис. 5. Данные о качестве поверхности слябов и горячекатаных листов в ЛПЦ №9

Из этого рисунка видно, что лучшее качество поверхности слябовых заготовок было получено при использовании смеси марки Д с относительно низкой температурой плавления и большей, чем у смеси марки Е, вязкостью. Это позволяет одновременно сохранять хорошую смазывающую способность шлака и предохранять затвердевшую корочку заготовки от излишнего переохлаждения, повышая ее пластичность. Для разлива перитектической стали на МНЛЗ №6 была рекомендована шлакообразующая смесь марки Д.

Таким образом, в кристаллизаторах криволинейных МНЛЗ с вертикальным участком опробованы шлакообразующие смеси различных производителей с отличающимся химическим составом и физическими свойствами. Полученные данные могут быть ис-

пользованы при разработке рациональных составов смесей собственного производства с учетом специфики оборудования МНЛЗ, химического состава разливаемой стали, стабильности процесса разлива, качества отливаемых слябов и производимого из них горячекатаных листов.

Список литературы

1. Столяров А.М., Селиванов В.Н. Непрерывная разливка стали. Часть первая. Конструкция и оборудование МНЛЗ: учеб. пособие. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007. 154 с.
2. Столяров А.М., Казаков А.С. Вторичное охлаждение непрерывнолитых слябов на криволинейной МНЛЗ с вертикальным участком. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2011. 116 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. Столяров А.М., Селиванов В.Н. Технология непрерывной разливки стали: учеб. пособие. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. 78 с.
5. О способах воздействия на процесс формирования стальной непрерывнолитой заготовки / Столяров А.М., Сомнат Басу, Потапова М.В., Дидович С.В. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И.Носова. 2014. №1 (45). С. 24-27.

Сведения об авторах

Дидович Сергей Владимирович – аспирант кафедры металлургии черных металлов института металлургии, машиностроения и материалообработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mchm@magtu.ru

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

Юречко Дмитрий Валентинович – канд. техн. наук, начальник лаборатории непрерывной разливки стали Научно-технического центра ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

TESTS OF SLAG-FORMING MIXES WITH VARIOUS COMPOSITION IN MOULDS OF CURVED VERTICAL CONTINUOUS CASTERS

Didovich Sergey – Postgraduate Student, Institute of Metallurgy, Mechanical Engineering and Materials Processing, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: mchm@magtu.ru

Stolyarov Aleksandr Mikhailovich – D. Sc. (Eng.), Professor of the Institute of metallurgy, machinebuilding and material processing, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: mchm@magtu.ru

Yurechko Dmitry – Ph. D. (Eng.), Head of continuous casting laboratory, Scientific and Technical Center, OJSC MMK.

Abstract. *The present article introduces the outcomes obtained after testing of slag-forming mixes with various composition in moulds of curved vertical continuous casters. The influence of melting temperature and viscosity of different mixes on the melting process stability, and the quality of slabs and hot rolled plates is considered. Recommendations regarding the consistent composition of mixes for each continuous caster are provided.*

Keywords: *Continuous caster, curved-type, vertical section, mould, slag-forming mix, composition, properties, quality, slab, plate.*



УДК 669.168

Колесников Ю.А., Бигеев В.А., Сергеев Д.С.

МЕТОД МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССА ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В КОНВЕРТЕРЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ДАННЫХ

Аннотация. *В данной статье приводится описание программы, реализующей метод расчета параметров выплавки стали в кислородном конвертере с верхней подачей дутья. Программа была создана на основе системы балансовых уравнений, решаемых совместно методом итераций. При определении состава и количества шлака масса железа, принимающая участие в процессах шлакообразования, рассчитывается по балансу кислорода с учетом паспортных данных по составу шлака. Расходы материалов на плавку, количества продуктов плавки использовались в реальных данных.*

Благодаря данной программе была достигнута возможность изучения факторов, которые влияют на определяемую расчетом температуру жидкого полупродукта, на расход кислорода, а также неметаллических материалов.

Ключевые слова: *Выплавка стали, программа, моделирование, математическая модель, конвертер, кислородно-конвертерный процесс, шихтовые материалы, неметаллические материалы*

В 2014 году научным коллективом ФГБОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова» в составе Бигеева В.А., Колесникова Ю.А. и Сергеева Д.С. в среде Microsoft Excel была создана обновленная математическая модель выплавки стали в кислородном конвертере для усло-

вий ККЦ ОАО «ММК». Кроме того, с целью получения авторского свидетельства для данной математической модели, именуемой в дальнейшем «Программа», был создан идентичный программный код в среде VBA.

Программа была основана на ранее созданной кафедрой МЧМ математической модели, в которой расчет велся на 100% металлошихты (кг/100кг), после чего выполнялся пересчет на вместимость агрегата, реальные расходы материалов и т.д.

Программа по традиции составлена на основе системы балансовых уравнений, которые решаются совместно методом итераций [1]. Однако при расчете состава и количества шлака масса железа, участвующая в процессах шлакообразования, определяется по балансу кислорода с учетом состава шлака по паспортным данным. Кроме того, расходы материалов на плавку и количества продуктов плавки использовались в реальных данных.

Новая математическая модель была адаптирована к условиям ККЦ ОАО «ММК» при производстве трубных сталей класса прочности К60 (Х70).

Для настройки новой модели использовали паспортные данные 50 плавков, проведенных с ноября 2013 г. по январь 2014 г. Паспортные данные по этим сталям наиболее полные и с высокой вероятностью достоверные. Проведена минимизация отклонений фактических и расчетных значений контролируемых параметров плавки (количества чугуна, лома, извести, доломита, кислорода и др. на плавку, составов металла и шлака и пр.), что позволило с высокой точностью откорректировать механизм расчета [2].

Для адаптации математической модели использовалась модель по методу В.Н. Селиванова (см. рисунок).

В целом новая программа более полно учитывает материалы, участвующие в процессе плавки, что позволило значительно ее расширить (возможность учета скрапа, сидерита и т.д.). В частности, благодаря данной программе удалось показать возможность ис-

пользования сидерита как материала для шлакообразования в конвертере, а также появилась возможность расчета плавки с использованием скрапа и дополнительных неметаллических материалов.

Недостатком старой модели являлось разделение этапов расчета по листам Microsoft Excel (на первом листе содержались данные о металлических материалах, на втором - о неметаллических, на третьем выводились результаты и т.д.). Это усложняло структуру самой модели - взаимосвязь между ячейками с данными и итерационные расчеты, поскольку связующие формулы содержали отсылки к разным листам. В новой программе этот недостаток был устранен, и пользователю изначально, на едином листе предоставляется вся структура задаваемых данных и рассчитываемых параметров плавки.

В новой программе, с целью повышения удобства использования, была проведена структуризация этапов расчета в виде интерфейсных блоков с подробными пояснениями в областях ввода исходных данных и вывода получаемых расчетом параметров плавки, что позволило достичь простоты и удобства использования на интуитивно понятном уровне.

В разы была усовершенствована компактность и наглядность интерфейса, включая реализацию цветового разделения входных и выходных данных. Так, вводимые данные паспорта плавки обозначаются синим цветом, а рассчитываемые параметры – зеленым. Неконтролируемые параметры плавки, за счет которых настраивается модель и которые можно изменять на 3–4 единицы (или в более широких пределах в случае необходимости) с целью более точной настройки программы, выделены красным цветом. Адекватность и точность настройки про-



Схема адаптации математической модели по методу В.Н. Селиванова

граммы проверяется по минимальным отклонениям расчетных значений температуры готового металла и его массы от паспортных [3].

Благодаря данной программе появилась возможность решения исследовательских задач, поскольку при использовании реальных паспортных данных плавки появляется возможность анализировать соответствие модели реальным условиям, настраивать ее на реальный процесс, добиваясь тем самым точности рассчитываемых показателей, таких как материальный и тепловой баланс, состав конечного шлака, состав шлака для нанесения гарнисажа и т.д.

Реализована возможность изучения факторов, влияющих на расчетную температуру жидкого полупродукта, на расход кислорода, неметаллических материалов и т.д.

Перед расчетом вводятся необходимые исходные данные, выделенные синим и красным цветом (красные данные подбираются так, чтобы данные паспортов по температуре соответствовали расчетным). Метод основан на расчетах значений, которые затем сопоставляются с последующими значениями, и если расхождение не больше заданной величины, модель переходит к следующему блоку расчета (т.е. в заданных ячейках берутся предыдущие данные, которые уже имеются и сравниваются).

Например, определяется выход жидкого металла. Для начала задается его ориентировочное количество (красным цветом), а в уравнении закладывается использование этой массы, которая получается в результате расчета с заданной точностью.

Имеется целый ряд расчетных показателей: состав металла и шлака, их количество, температура и т.д., которые входят в уравнения для расчета.

На первом этапе составляются балансовые уравнения, рассчитывается углерод чугуна (инструкция у специалистов доменного цеха не предусматривает его определения); масса чистых металлических материалов (без мусора); расход кислорода на продувку, идущий на шлакообразование. Определяется количество окислившихся элементов и рассчитывается потребность в кислороде на окисление. Никель и медь не окисляются (на практике, если их количество превышает норматив, то его понижают дополнительным вводом чугуна). Далее по разности отданного на продувку кислорода и израсходованного на окисление элементов (по балансу кислорода) определяется его количество, пошедшее на окисление железа, переходящего в шлак.

На втором этапе ведется расчет окисления железа.

На третьем этапе идет расчет газообразования.

На четвертом этапе рассчитывается количество и состав шлака конца продувки с учетом расхода каждого материала и количества окислившегося железа за счет кислорода дутья. Для этого используются имеющиеся данные: масса чугуна и лома, содержание ком-

понентов в чугуне и ломе.

Особенность состоит в том, что масса лома до расчета еще не известна, поскольку она определяется из теплового баланса, который в свою очередь рассчитывается с использованием массы лома, чугуна, металла. Следовательно, составляется система уравнений, но решаемых не совместно, а методом подбора определенного значения для этой системы и проверки его на соответствие данным уравнениям. Подбор данного значения ведется до тех пор, пока не будет достигнуто определенное соответствие в пределах 0,001 (метод приближения). Приближение к результату проводится 1000 раз. Основным критерием выступает температура жидкого металла.

На пятом этапе рассчитывается количество и состав шлака для нанесения гарнисажа.

На шестом этапе рассчитывается выход жидкого металла по балансу железа.

На седьмом этапе составляется материальный баланс плавки. Приходит чугун, лом, шлакообразующие материалы и кислород, а образуется металл, шлак и газ.

На восьмом этапе составляется тепловой баланс плавки. Расчет ведется относительно комнатной температуры (0–25°C), что позволяет для химических реакций учитывать стандартные тепловые эффекты. Учитывается приход тепла в процессе окисления элементов и расход за счет нагреваемых до температуры металла (шлака) отходящих газов.

Материальный и тепловой баланс настраивались по температуре металла в конце продувки с целью получения необходимой информации о неконтролируемых параметрах.

Например, подаваемая известь не приносит тепла, но в ней присутствует разлагающийся при высокой температуре карбонат, у которого берется стандартный тепловой эффект (из справочника) и рассчитывается на 1 кг CO₂. Компоненты (CaO, SiO₂, MgO и т.д.) подаваемой в конвертер извести, по мере ее растворения, переходят в шлак, нагревая его до температуры, близкой к температуре металла в конце продувки. То же самое касается и других неметаллических материалов (ожелезненный доломит, известняк, сидерит и т.д.) [4].

В результате рассчитывается не нагрев извести, ожелезненного доломита, известняка и т.д. до температуры выпуска металла, а совокупность всех элементов, поступающих из всех материалов (CaO, SiO₂ и т.д.) в составе нагреваемого до этой температуры шлака с учетом его теплоемкости, при определении которой используются усредненные данные.

Таким образом, затраты тепла при нагреве материалов до температур более высоких чем та, относительно которой составляется тепловой баланс, определяются по совокупности изменения теплосодержания шлака, металла и газа.

При реализации возможности использования си-

дерита в модели, теплоты его разложения рассчитывались через оксиды CaO, MgO, MnO, FeO (теплоты по окислению элементов брались из справочника).

При реализации возможности использования скрапа в модели, на основе статистических данных ЦЛК ОАО «ММК», принимается, что зашлакованный скрап включает 50 % лома и 50 % шлака (в программе для этого используется рассчитываемый состав шлака), т.е. состав скрапа рассчитывается по химическому составу металлической части как обычный лом, а по шлаковой составляющей – как конвертерный шлак конца продувки [5].

Недостатком модели является использование усредненных эмпирических данных по изменению теплосодержания шлака, коэффициентов (эмпирических связей теплоемкости с температурой), поскольку в реальных условиях при изменении состава шлака меняется и его теплоемкость.

Список литературы

1. Бигеев В.А., Колесников Ю.А. Прогнозирование технологических параметров выплавки стали в конвертере с использованием сидерита // Теория и технология металлургического производства: межрегион. сб. науч. тр. / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова», 2011. Вып. 11. С. 30 – 36.
2. Колесников Ю.А. Расчет расхода лома на плавку стали в конвертере с использованием электронных таблиц // Теория и технология металлургического производства: межрегион. сб. науч. трудов / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова», 2006. Вып. 6. С. 34 – 39.
3. Современные возможности развития расчетов плавки стали на персональных компьютерах / В.Н. Селиванов, Ю.А. Колесников, Б.А. Буданов и др. // Теория и технология металлургического производства: межрегион. сб. науч. трудов / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова», 2003. Вып. 3. С. 51 – 58.
4. Бигеев В.А., Колесников Ю.А., Сергеев Д.С. Состояние и перспективы использования сидеритовых руд Бакальского месторождения в черной металлургии // Теория и технология металлургического производства: межрегион. сб. науч. тр. / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова. 2013. Вып. 13. С. 6 – 8.
5. Колесников Ю.А., Бигеев В.А., Сергеев Д.С. Расчет технологических параметров выплавки стали в конвертере с использованием различных охладителей // Теория и технология металлургического производства. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова. 2014. №2(15). С. 45–47.

Сведения об авторах

Колесников Юрий Алексеевич – канд. техн. наук, доц., ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-64, 29-84-49.

Бигеев Вахит Абдрашитович – д-р техн. наук, проф., директор института металлургии, машиностроения и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-59. E-mail: v.bigeev11@yandex.ru

Сергеев Дмитрий Станиславович – аспирант института металлургии, машиностроения и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: dixord@mail.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

METHOD OF MODELLING OF PROCESS OF SMELTING BECAME IN THE CONVERTER WITH USE OF PRODUCTION DATA

Kolesnikov Yury Alekseevich – Ph. D. (Eng.), Associate Professor, of metallurgy, mechanical engineering and material processing, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8 (3519) 29-84-64, 29-84-49.

Bigeev Vakhit Abdrashitovich – D. Sc. (Eng.), Professor, Director of institute of metallurgy, mechanical engineering and material processing, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519) 29-85-59. E-mail: v.bigeev11@yandex.ru

Sergeyev Dmitry Stanislavovich – Graduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: dixord@mail.ru

Abstracts. The description of the program realizing a method of calculation of parameters of smelting of steel in the oxygen converter with the top giving of blasting is provided in this article. The program was created on the basis of system of the balance equations solved in common by method of iterations. When determining structure and amount of slag, the mass of iron which is taking part in processes of a shlak-calculates on balance of oxygen taking into account passport data on composition of slag. Consumptions of materials on melting, quantities of products of melting were used in real data.

Thanks to this program possibility of studying of factors which influence temperature of a liquid semi-product determined by calculation, an oxygen consumption, and also nonmetallic materials was reached.

Keywords: Steel smelting, program, modeling, mathematical model, converter, oxygen and converter process, shikhtovy materials, nonmetallic materials



УДК 669.14.018.256

Бигеев В.А., Иванин А.Д., Брусникова А.В.

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПРОДУВКИ ЖИДКОЙ СТАЛИ НЕЙТРАЛЬНЫМ ГАЗОМ СВЕРХУ В СТАЛЕРАЗЛИВОЧНОМ КОВШЕ

Аннотация. Рассмотрена проблема математического моделирования процесса порошковой продувки стали, описаны основные этапы моделируемого процесса. В работе уточнены характеристики разрабатываемой модели, приведены основные требования к ней. Представлены визуализация результатов моделирования и перспективы адаптации программы для многопроцессорной системы.

Ключевые слова: десульфурация, шлак, продувка, математическая модель, оперативная память, вычислительная мощность, массив.

В условиях возрастающих требований к качеству продукции металлургического производства и высокой конкуренции на рынке научные исследования в металлургии преследуют две основные цели:

- поиск методов достижения требуемых свойств стали;
- снижение себестоимости готовой продукции.

Например, одним из важнейших показателей качества стали является содержание в ней серы. В некоторых случаях критически важно получить ее ультранизкое содержание. Для этого необходима насколько возможно более глубокая десульфурация. Реакция десульфурации имеет гетерогенную природу, следовательно, для повышения эффективности процесса требуется максимально увеличить поверхность раздела металла и десульфуратора (шлака, частиц извести, магния и т.д.).

Наиболее эффективный способ достижения этой цели – вдувание в сталь порошкообразной извести в струе аргона. Данный способ решает сразу две важные задачи:

- достигается наибольшая величина поверхности раздела за счет введения извести в виде порошка, а не в кусковом виде;
- струя газа носителя внедряет порошок вглубь металла и осуществляет интенсивное перемешивание расплава.

Для того чтобы добиться максимальной оптимизации процесса, выбора наилучших его параметров и оптимального времени проведения, необходима детальная математическая модель процесса. Построение такой модели можно разбить на следующие этапы (на примере вдувания флюидизированной извести):

1. Внедрение газопорошковой струи в металл и ее распространение в нем.
2. Перемешивание металла и перемещение в нем растворенных частиц.
3. Взаимодействие извести с растворенной в металле серой.

4. Удаление образовавшихся соединений в шлак.

Важнейшим звеном планируемой модели является исходная задача первого этапа – моделирование процесса внедрения газовой струи в металл.

Данный процесс на сегодняшний день является малоисследованным. Поведение газовой струи в металле описано лишь на качественном уровне. В работе [1] показано, что существующие методы математического описания процесса, такие как рассмотренные в работах [2–4], имеют недостаточно высокую детализацию для того, чтобы предоставить полное представление о его ходе. В данных работах околофурменная зона рассматривается либо просто как газожидкостная смесь без конкретных характеристик, либо условно выделяется цилиндрический объем вдоль фурмы, который считается заполненным газом. Детали динамики процесса внедрения газа не рассматриваются. Попытки физического моделирования продувки с использованием воды или растворов соли также имеют значительные недостатки: температура процесса и плотность жидкости существенно отличаются от реальных, что приводит к неточности модели.

В работе [1] рассмотрены причины, по которым возникают сложности с моделированием движения газовой струи в металле. В результате поиска вариантов решения проблемы в данной работе предложен метод моделирования процесса на молекулярном уровне и показана принципиальная возможность разработки компьютерной программы, которая обеспечит проведение моделирования.

Дальнейшая проработка данного вопроса позволила внести некоторые уточнения касательно характеристик разрабатываемой модели, а также объема вычислительных ресурсов, требуемых для решения данной задачи.

Для того чтобы математическая модель с достаточной степенью достоверности отражала течение процесса, она должна соответствовать двум важным требованиям:

1. Сохранение непрерывности (сплошности) среды. Бесконечно уменьшать размер модели нельзя, поскольку на определенном масштабе начнут проявляться дискретные свойства среды. Для оценки сплошности среды используется число Кнудсена (Kn). Среда считается сплошной при Kn не более 10^{-3} . Расчет показывает, что это достигается при таком масштабе модели, когда количество атомов железа составляет порядка 10^7 .

2. Гидродинамическое подобие модели и реальной системы. Это позволяет оценить основные критерии гидродинамического подобия (Re, Fr, We).

Алгоритм вычислений, используемый при написании компьютерной программы, рассматривается в работе [1]. Исходя из данного алгоритма, можно определить такие основные параметры вычислительного оборудования, как объем оперативной памяти и вычислительная мощность.

1. Оперативная память. Для определения объема требуемой оперативной памяти используется следующая информация:

- количество частиц – 10^7 ;
- информация о частицах (координаты, скорости, силы).

Необходимый объем оперативной памяти – 3,2 Гб.

2. Вычислительная мощность. Измеряется в единицах FLOPS – количество операций с плавающей точкой в секунду. В отличие от оперативной памяти здесь невозможен абсолютно точный расчет, однако, возможна достаточно близкая к истине оценка. Для ее осуществления необходимо знать:

- количество частиц – 10^7 ;
- количество временных итераций процесса – 10^7 (исходя из условия, что шаг времени должен быть достаточно мал, чтобы обеспечить соблюдение закона сохранения энергии с приемлемой точностью);
- эквивалентное количество операций с плавающей точкой, затрачиваемое на один элементарный акт расчета, – 10^5 (установлено опытным путем);
- предельное время исполнения – 10^6 с (исходя из здравого смысла, программа должна завершаться в течение нескольких дней, иначе процесс моделирования станет нецелесообразным).

Таким образом, необходимая вычислительная мощность – 10 TFLOPS.

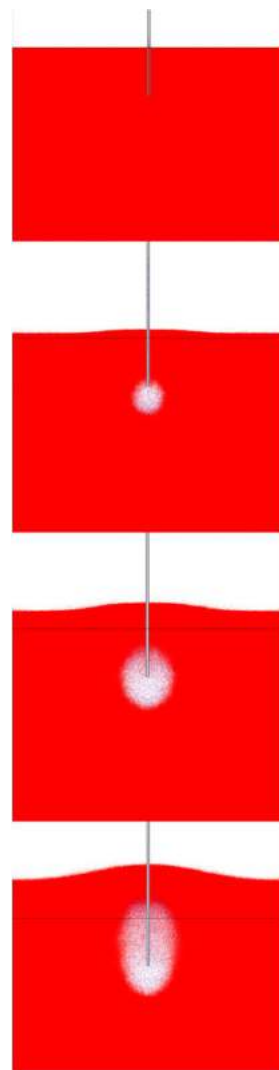
Полученные значения требуемого объема вычислительных ресурсов свидетельствуют о следующем: необходимый объем оперативной памяти может быть обеспечен практически любым современным персональным компьютером, однако вычислительной мощности обычного компьютера для выполнения поставленной задачи будет недостаточно. Наиболее производительные персональные компьютеры на сегодняшний день достигают вычислительной мощности около 100 GFLOPS, что на два порядка меньше требуемой.

Очевидно, что решение поставленной задачи может обеспечить только многопроцессорная вычислительная система. В качестве такой системы был выбран суперкомпьютерный комплекс «Торнадо», расположенный на базе Южно-Уральского государственного университета [5].

Данный комплекс включает в себя 29184 процессорных ядра, объединенных в 480 вычислительных узлов. Общая вычислительная мощность данного суперкомпьютера составляет 288,2 TFLOPS.

Расчет показывает, что для достижения требуемой производительности достаточно использовать 14 вычислительных узлов, что вполне допустимо с учетом стандартного ограничения в 32 узла для одного пользователя.

Основная сложность разработки программы для суперкомпьютера заключается в необходимости организации обмена данными между отдельными процессорами, поскольку у них нет общей оперативной памяти.



Визуализация результатов моделирования процесса продувки металла аргоном

Для реализации этого процесса используется механизм MPI (Message Passing Interface) – интерфейс передачи сообщений. Именно оптимизация этого процесса играет ключевую роль в достижении нужной производительности.

На данный момент был произведен запуск для системы из $4 \cdot 10^6$ частиц, что в 2,5 раза меньше требуемого количества. В модели использовался ряд упрощений, которые будут устранены в рабочем релизе программы. Так, например, продувочная фурма представлена в виде прямого цилиндра без какой-либо конфигурации сопла, а форма сталеразливочного ковша – прямоугольный параллелепипед.

Результат моделирования был визуализирован (см. рисунок), темным цветом отмечены частицы металла, а светлым – вдуваемого газа (аргон).

На рисунке видно, как формируется зона внедрения инертного газа в металл. Хорошо просматривается зависимость размеров этой зоны от интенсивности продувки. Завершение адаптации программы для многопроцессорной системы позволит сделать коли-

чественную оценку не только для продувки через верхнюю фурму, но и через донные пробки. Предполагается продолжить развитие модели для случая газопорошковой продувки.

Список литературы

1. Чуманов И.В., Иванин А.Д., Брусникова А.В. Поиск оптимального метода построения математической модели процесса продувки жидкой стали порошком извести в струе аргона // Теория и технология металлургического производства. 2014. №2 (15). С.63 – 66.
2. Гизатулин Р.А., Протопопов Е.В., Самохвалов О.С., Самохвалов С.Е. // Изв. вузов. Черная металлургия. 2004. №12. С. 9-12.
3. Павлов И.Н., Кобеза И.И., Коваль В.П. // Труды Московского института стали и сплавов. М.: Металлургия, 1979. С. 46-49.
4. Чернятевич А.Г., Наливайко А.П., Приходько А.А. // Изв. вузов. Черная металлургия. 1984. №5. С. 44-48.
5. Официальный сайт ЮУрГУ [Электронный ресурс]. URL: <http://supercomputer.susu.ru/computers/tornado>.

Сведения об авторах

Бигеев Вахит Абдрашитович – д-р техн. наук, проф., директор института металлургии, машиностроения и материалообработки, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-59. E-mail: v.bigeev11@yandex.ru

Иванин Антон Дмитриевич – аспирант каф. металлургии черных металлов, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: anton-ivanin@yandex.ru

Брусникова Алёна Викторовна – ассистент каф. металлургии черных металлов, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: Alenabru88@yandex.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

MATHEMATICAL MODELING OF THE PROCESS OF PURGING LIQUID STEEL BY NEUTRAL GAS FROM THE TOP IN A LADLE

Bigeev Vakhit Abdrashitovich – D. Sc. (Eng.), Professor, Director of institute of metallurgy, mechanical engineering and material processing, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519) 29-85-59. E-mail: v.bigeev11@yandex.ru

Ivanin Anton Dmitrievich – Postgraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: anton-ivanin@yandex.ru

Brusnikova Alena Viktorovna – Teaching Assistant, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: Alenabru88@yandex.ru

Abstracts. The authors considered the problem of mathematical modeling of the process of blowing steel powder, described the main stages of the process being modeled. In the work of the updated features of the developed model, provides the basic requirements for it. Presents the visualization of simulation results and prospects of adapting a program for a multiprocessor system.

Keywords: Desulfurization, slag, blowing, particle, mathematical modeling, RAM, computing power, an array



УДК 672.1

Горкуша Д.В., Комолова О.А., Григорович К.В.

АНАЛИЗ ПРИЧИН ПОВЫШЕННОГО СОДЕРЖАНИЯ УГЛЕРОДА И АЗОТА В СТАЛИ КЛАССА IF ДЛЯ УСЛОВИЙ ОАО «ММК»

Аннотация. Проведен анализ технологии выплавки и внепечной обработки стали класса IF для условий ККЦ ОАО «ММК» и выявлены причины повышенного содержания в ней углерода и азота. Отобраны пробы металла по всей технологической цепочке и проведены исследования проб на содержание углерода, азота, серы, кислорода, неметаллических включений. Изучено влияние технологических операций на изменение концентраций углерода и азота в металле.

Ключевые слова: анализ технологии, внепечная обработка, IF стали, содержание углерода, азота, кислорода, серы, неметаллических включений.

В настоящее время большое количество металлических деталей при производстве бытовой техники и кузовов легковых автомобилей получают из тонкого холоднокатанного стального листа методами штамповки и глубокой вытяжки. Основные требования к листовым сталям для глубокой вытяжки – повышенная деформируемость, высокая прочность и хорошее качество поверхности изделий. Данным требованиям удовлетворяют IF стали, достижение свойств в которых определяется как требованиями по химическому составу – сверхнизким содержанием углерода, азота, низкими содержаниями примесей цветных металлов ($C < 0,03\%$, $Cu < 0,03\%$), кремния ($Si < 0,2\%$), серы ($S < 0,01\%$), так и требованиями к механическим свойствам и качеству поверхности листа. Лучшие зарубежные производители стабильно получают в IF сталях сверхнизкие концентрации углерода менее $0,002\%$ и азота менее $0,002\%$, что обеспечивает повышенные пластические свойства и хорошую штампуемость. Одним из важных критериев качества стали является также чистота по неметаллическим включениям. В настоящее время технологии, которые используются на ряде российских металлургических предприятий, не позволяют стабильно получать сверхнизкие содержания углерода и азота в конечном продукте.

Выбор марок сталей, которые используются в кузове современного автомобиля, осуществляется на основе норм безопасности, эксплуатационных характеристик и экономических критериев для каждой отдельной детали. Для обеспечения прочности кузова используется ВН-эффект – повышение прочности стали при горячей сушке [1]. Увеличение прочности достигается за счет процесса закрепления растворенных свободных атомов углерода на дислокациях в процессе низкотемпературного отжига. Сложность технологии производства стали класса ВН заключается в том, что необходимо весьма точно обеспечить заданное низкое содержание азота и углерода в металле ($[N] < 0,0015\%$, $[C] < 0,0030\%$) и соответствующие концентрации микролегирующих элементов Nb, Ti, Al.

При производстве IF-ВН сталей необходимо обеспечить удаление азота из металла до заданных значений и не допустить попадания его из внешней среды, так как избыточное содержание азота в стали приводит к эффекту старения, снижению пластичности технологических свойств [2]. При условии обеспечения низкого содержания азота в металле ВН-эффект обеспечивается за счет содержания растворенного углерода [3-4].

Стандартной технологией выплавки IF сталей в кислородно-конвертерном цехе ОАО «ММК» является выплавка полупродукта в кислородном конвертере. При выпуске металла из конвертера для раскисления, легирования и наведения шлака в ковш отдают алюминий, металлический марганец или ферромаганец, а также известь. Далее металл рафинируют на циркуляционном вакууматоре и проводят микролегирование металла ниобием и титаном на агрегате ковш-печь [6].

Был проведен анализ массива данных из 63 плавов по всей технологической цепочки, начиная от конвертера и заканчивая разливкой металла. Анализ показал, что существует значительный разброс концентраций углерода и азота на каждом переделе для одной и той же марки стали.

Как показано на рис. 1, содержание углерода в металле при выпуске из конвертера изменяется в диапазоне от $0,027\%$ до $0,058\%$. Минимальное значение углерода на выпуске составляет $0,027\%$, максимальное – $0,058\%$. Весь диапазон содержания углерода в полупродукте разбили на интервалы размером 50 ppm .

Содержание углерода в большинстве плавов (60%) попадает в диапазон от $0,035\%$ до $0,05\%$. Все значения содержания углерода, полученные на выпуске из конвертера, удовлетворяют требованиям технологической инструкции по содержанию углерода. Но достаточно сильный разброс концентраций углерода в стали на выпуске из конвертера, который составляет 290 ppm , говорит о нестабильности технологии выплавки стали в кислородном конвертере.

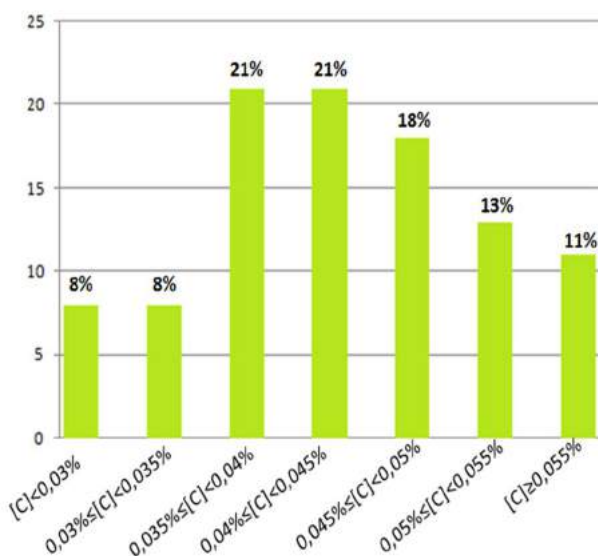
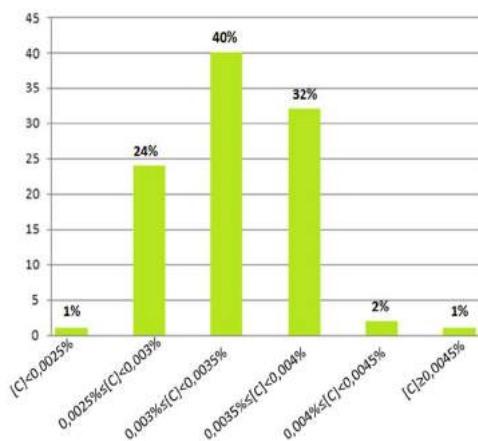


Рис 1. Диаграмма разброса содержания углерода в полупродукте

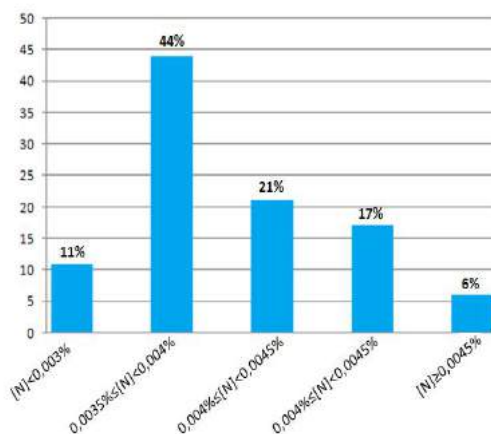
Анализ паспортов плавков на содержание углерода и азота в стали после обработки на циркуляционном вакууматоре показан на двух диаграммах (рис. 2).

По результатам анализа результатов обработки металла на циркуляционном вакууматоре можно сделать вывод, что содержание углерода практически во всех в случаях (96 %) попадает в диапазон от 25 до 40 ppm. Однако данные содержания углерода в металле велики для получения качественной, удовлетворяющей мировым стандартам IF стали. Содержание азота в металле изменяется в широком диапазоне, лишь 11% плавков из обработанного массива попадает в диапазон от 30 до 35 ppm. Это говорит о не достаточной эффективности обработки металла на циркуляционном вакууматоре.

Самый большой разброс значений как по содержанию углерода (рис.3, а), так и по содержанию азота (рис 3, б) наблюдается на этапе разливки стали.

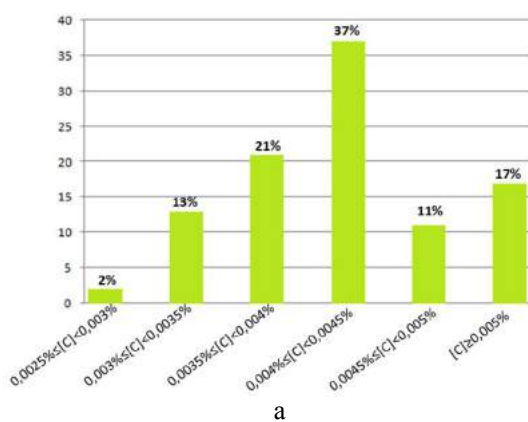


а

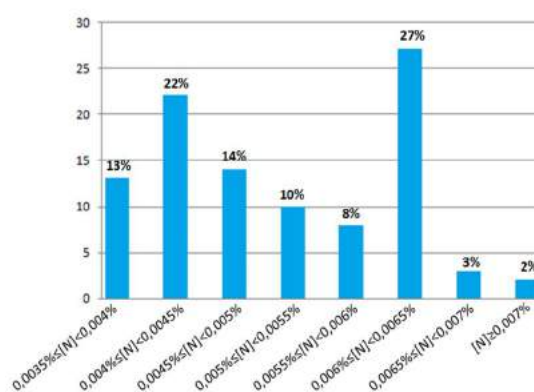


б

Рис 2. Диаграммы содержания углерода (а) и азота (б) в стали после обработки на циркуляционном вакууматоре



а



б

Рис. 3. Диаграммы содержания углерода (а) и азота (б) в стали на этапе разливки

Содержание углерода в стали на этапе разливки до 30 ppm не более 2% случаев, наиболее часто (57%) значения углерода попадают в диапазон от 35 до 45 ppm, однако в 28% случаев значения углерода превышают 45 ppm, что является слишком высоким значением для марок стали класса IF. В промежутке после обработки стали на циркуляционном вакууматоре и на разливке наблюдается прирост концентраций углерода в расплаве в среднем на 10 ppm.

Содержание углерода в металле от этапа циркуляционного вакуумирования до этапа разливки прирастает на всех плавках. Увеличение содержания углерода в стали может происходить за счет легирующих материалов, при контакте расплава с электрическими дугами во время обработки на установке ковш-печь, также на всех плавках видна тенденция прироста углерода от пробы к пробе при разливке стали, это говорит о науглероживании стали от защитных шлаковых смесей и футеровки.

Наблюдается большой разброс по содержанию азота в стали на МНЛЗ. Наиболее часто значения ложатся в диапазон от 40 до 45 ppm (23%) и от 60 до 65 ppm (27%), что еще раз доказывает нестабильность технологии производства. На всех плавках от этапа циркуляционного вакуумирования до этапа разливки наблюдается увеличение содержания азота в расплаве в среднем на 12 ppm, что говорит о вторичном окислении металла.

Из анализа массива данных можно сделать выводы:

- существующая технология производства стали класса IF на данный момент не позволяет стабильно получать металл с суммарным содержанием углерода и азота менее 50 ppm, что не удовлетворяет требованиям, предъявляемым к химическому составу, для сталей класса IF;

- технология производства сталей класса IF не является стабильной, так как присутствует сильный разброс по содержанию азота и углерода в металле на разных этапах производства;

- минимальное содержание азота в расплаве после выпуска из конвертера;

- содержание азота в металле во всех случаях от этапа циркуляционного вакуумирования до этапа разливки растет в среднем на 10-15 ppm, что говорит о вторичном окислении металла;

- содержание углерода в металле во всех случаях на этапе циркуляционного вакуумирования и до разливки растет. Увеличение содержания углерода в металле может происходить по нескольким причинам: поступление из электрических дуг при подогреве металла на установке ковш-печь (УПК), из присадок ферросплавов и легирующих, из футеровки, из утеплительных смесей и т.д.

Массив паспортных данных был проанализирован на предмет отклонения последовательности агрегатов от стандартной технологии.

В зависимости от графика разливки и загруженности агрегатов технология производства одной и

той же марки стали может отличаться от стандартной технологии. В общем виде все разнообразие технологических цепочек производства IF стали можно представить двумя схемами:

- а) КК-УПК (УУПС)-УВС-УПК(УУПС)-МНЛЗ;
- б) КК-УВС-УПК (УУПС)-МНЛЗ*.

После вакуумирования металл подвергается обработке либо на установке ковш-печь, либо на установке усреднительной продувки стали, далее поступает на МНЛЗ. Для выяснения возможных причин науглероживания металла по технологической схеме а производства IF стали были отобраны и проанализированы пробы металла на каждой технологической операции. Получены результаты химического состава отобранных проб металла, содержания газов (N, O) и количества неметаллических включений. Содержание неметаллических включений в металле было определено с помощью метода фракционного газового анализа. Метод фракционного газового анализа позволяет определить содержание кислорода в различных типах неметаллических включений, содержание кислорода в конкретном типе неметаллического включения эквивалентно объемной доли данного типа неметаллического включения в стали [5]. На Рис. 4 приведены результаты определения в отобранных пробах металла содержания кислорода в различных типах неметаллических включений, общего кислорода, азота, углерода и серы.

В результате анализа отобранных проб металла было показано:

- Наименьшее содержание азота наблюдается после выплавки стали на кислородном конвертере, далее азот увеличивается при взаимодействии металла с дугами при электронагреве в ковше-печи. На этапе циркуляционного вакуумирования азот в стали не уменьшается, это говорит о недостаточной эффективности работы вакууматора. Азот немного снижается при вводе в сталь ферротитана за счет образования нитридов титана и удаления их в шлак. На этапе разливки азот увеличивается, что говорит о неэффективности мероприятий по защите стали от вторичного окисления.

- Минимальное содержание углерода (25 ppm) достигается при обработке металла на циркуляционном вакууматоре, далее при вводе ферросплавов содержание углерода возрастает. Содержание углерода повышается (≈ 15 ppm) на этапе разливки при взаимодействии металла со шлакообразующими смесями и футеровкой.

- Металл значительно загрязнен оксидными (рис.5, а) и нитридными (рис.5, б,в) неметаллическими включениями, что отрицательно влияет на качество готовой продукции.

* КК – кислородный конвертер; УПК – установка печь-ковш; УУПС – установка усреднительной продувки стали; УВС – установка вакуумирования стали; МНЛЗ – машина непрерывного литья заготовок.

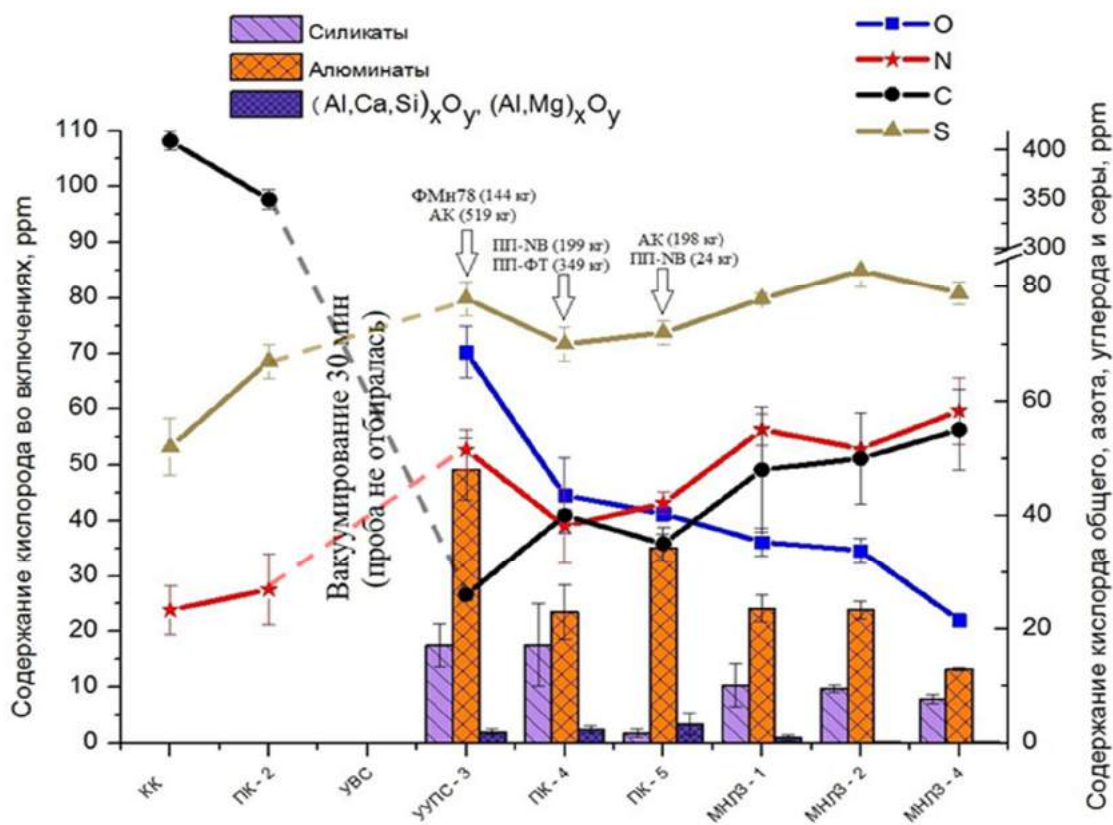


Рис.4. Содержание кислорода в различных типах неметаллических включений, общего кислорода, азота, углерода и серы в отобранных пробах металла, плавка 1.
(Фмн78 — ферромарганец, АК — алюминиевая катанка, ПП-НВ — порошковая проволока феррониобия, ПП-ФТ — порошковая проволока ферротитана)

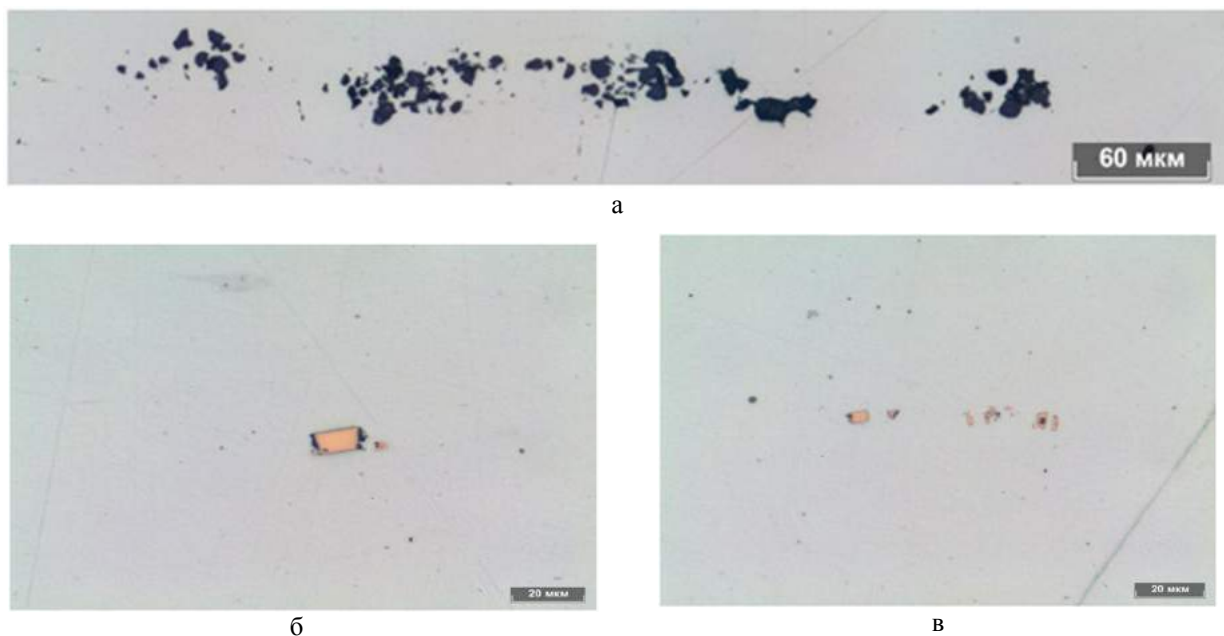


Рис.5. Результаты металлографического анализа: а — строчка оксидных неметаллических включений; б — крупное нитридное включение; в — строчка нитридных включений

Список литературы

1. Elsen P. and Hougardy H.P. Steel Research, vol. 64, 1993, pp. 431 – 436.
2. William C. Leslie. The Physical Metallurgy of Steels. TechBooks, 1991, p. 396.
3. Baker L.J., Daniel S.R. and Parker J.D. Materials Science and Technology, vol. 18, 2002, pp. 355 – 367.
4. Филиппов Г.А., Родионова И.Г. Пути повышения потребительских свойств сталей для автомобилестроения // Современные достижения в металлургии производства сталей для автомобильной промышленности. 2006. С. 144-149.
5. Исследование структуры и металлургического качества рельсовых сталей разных производителей / Григорович К.В., Трушников А.С., Арсенкин А.М., Шибяев С.С., Гарбер А.К. // Металлы. 2006. №5. С.1-16.
6. Технологические особенности производства стали с нормированным содержанием азота / Якшук Д.С., Паршаков А.Н., Вдовин К.М., Волошин Ю.А. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И.Носова. 2009. №2 (26). С. 29-31.

Сведения об авторах

Горкуша Дмитрий Витальевич – магистрант каф. металлургии стали и ферросплавов, НИТУ «МИСиС», г. Москва.

Комолова Ольга Александровна – канд. техн. наук, ст. преп. каф. металлургии стали и ферросплавов, НИТУ «МИСиС», г. Москва.

Григорович Константин Всеволодович – член-корреспондент АН РФ, д-р техн. наук, проф., зав. каф. металлургии стали и ферросплавов, НИТУ «МИСиС», г. Москва.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

ANALYSIS OF CAUSES OF HIGH CARBON AND NITROGEN IN THE IF STEEL FOR THE CONDITIONS MAGNITOGORSK IRON & STEEL WORKS

Gorkusha Dmitry Vitalievich – Student, NRTU «MISA», Moscow.

Komolova Olga Aleksandrovna – Ph.D. (Eng.), Assistant Professor, NRTU «MISA», Moscow.

Grigorovich Konstantin Vsevolodovich – D.Sc. (Eng.), Professor NRTU «MISA», Moscow.

Abstracts. The analysis of technology of smelting and secondary refining IF steel for the conditions Magnitogorsk Iron & Steel Works and identified the causes of the increased carbon content and nitrogen. Sampled metal throughout the processing chain and studies on samples of carbon, nitrogen, sulfur, oxygen and nonmetallic inclusions. The effect of technological change in the concentration of operations on carbon and nitrogen in the metal.

Keywords: Analysis technology, secondary refining IF steel, carbon, nitrogen, oxygen, sulfur, non-metallic inclusions.



ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ

УДК 621.001.76

Ячиков И.М., Вдовин К.Н., Ларина Т.П.

ПОВЕДЕНИЕ СРЕДНИХ ЛОКАЛЬНЫХ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ СИЛ ПО ДЛИНЕ ДУГИ В ТРЕХФАЗНОЙ ДУГОВОЙ ПЕЧИ

Аннотация. Рассмотрена математическая модель для оценки среднеинтегрального действия основных локальных электромагнитных сил, действующих на дугу в трехфазной дуговой печи. Показано направление векторов основных локальных электромагнитных сил и приведена оценка их средних значений по длине дуги в зависимости от геометрических параметров дуг и электродов.

Ключевые слова: трехфазная дуговая печь, электрическая дуга, столб электрической дуги, электромагнитная сила, равнодействующая сила.

В работе [1] приведена математическая модель для оценки среднеинтегрального действия основных электромагнитных сил, действующих на дугу в трехфазной дуговой печи переменного тока. Приведены оценка порядка всех сил и их направление в зависимости от геометрических параметров дуг и электродов. Установлено, что наиболее существенное влияние на поведение электрической дуги в ванне трехфазной дуговой печи оказывают силы взаимодействия между токами дуг и электродов, силы взаимодействия с токами, протекающими через жидкий металл, и выпрямляющая сила. Показано, что на расстоянии, сопоставимом с длиной дуги, наибольшее влияние имеет сила взаимодействия между дугами, при расстояниях, превышающих несколько длин дуг, большее влияние на форму дуги оказывает сила взаимодействия с токами, протекающими через жидкий металл.

Однако реальная дуга представляет собой легкоподвижный гибкий проводник, который меняет форму под действием не только среднеинтегральных, но и даже относительно небольших локальных электромагнитных сил. Эти силы изменяются как по длине дуги, так и с течением времени. Они во многом определяют форму дуги, ее движение в пространстве и во времени [5].

Целью данной работы является анализ поведения среднеинтегрального действия основных электромагнитных сил на элементы дуги в трехфазной дуговой печи.

При расчете электромагнитной силы, действующей на столб дуги от токов, протекающих через жидкий металл, в трехфазной дуговой печи переменного тока принимали, что оси дуг горят перпендикулярно поверхности металлической ванны (оси совпадают с осями электродов) и действующее значение линейных

токов одинаковое. Считали также, что электрическая ось токопроводящего слоя между дугами расположена на глубине Δ от поверхности металла [2]. Для жидкой стали эту величину можно принять примерно равной половине глубине проникновения поля промышленной частоты $\Delta \approx \Delta_0 / 2 = 3,2-3,6$ см, где

$\Delta_0 = \sqrt{\rho / (\pi \mu_0 \nu)}$, ρ - удельное электросопротивление жидкой стали; $\mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$ (В с)/(А м) - магнитная постоянная; $\nu = 50$ Гц - промышленная частота.

В работах [1, 2] получено уравнение для полной силы, действующей на дугу длиной l_d , через которую протекает ток i_0 , со стороны тока, протекающего через металл i_1 .

$$F = \frac{\mu_0 i_1 i_0}{4\pi} \ln \left[\frac{(\sqrt{l^2 + \Delta^2} + l)(\Delta + l_d)}{\Delta(\sqrt{(l_d + \Delta)^2 + l^2} + l)} \right],$$

где l - расстояние между осями дуг.

Сила, действующая на элемент дуги dl , совпадает с направлением тока i_1 , и модуль ее определяется как $dF = \mu_0 i_0 dl \times H$. Можно легко получить локальную электромагнитную силу, действующую на единицу длины дуги на расстоянии z от поверхности

металла
$$\frac{dF}{dl} = f_m = \frac{i_1 i_0 \mu_0}{4\pi(\Delta + z)} \frac{l}{\sqrt{l^2 + (\Delta + z)^2}}.$$

Эта зависимость совпадает с формулой, полученной Ю.М. Мироновым в работе [3].

Для нахождения токов, протекающих через жид-

кий металл в трехфазной дуговой печи переменного тока, использовали электрическую схему замещения, в которой фазные сопротивления одинаковые $Z_{AB}=Z_{BC}=Z_{CA}$ и соединены по схеме «треугольник». Тогда напряжение на каждой фазе равно линейному напряжению $U_{\phi}=U_{\Delta}$, но фазные и линейные токи не равны между собой.

При заданном напряжении и одинаковом сопротивлении фаз нагрузки фазные токи можно определить как:

$$i_{AB} = \frac{U_{AB}}{Z_{AB}} = I \sin(\omega t),$$

$$i_{BC} = \frac{U_{BC}}{Z_{BC}} = I \sin(\omega t - \frac{2\pi}{3}),$$

$$i_{CA} = \frac{U_{CA}}{Z_{CA}} = I \sin(\omega t + \frac{2\pi}{3}),$$

где I - амплитудное значение фазного тока. Соответственно линейные токи: $i_A = i_{AB} - i_{CA}$; $i_B = i_{BC} - i_{AB}$; $i_C = i_{CA} - i_{BC}$. Например, линейная сила тока, проходящая через фазу A :

$$i_A = i_{AB} - i_{CA} = I\sqrt{3} \sin(\omega t - \frac{\pi}{6}).$$

Рассмотрим электромагнитную силу, действующую на элемент дуги с током $i_0 = i_A$ со стороны трех фазных токов i_{AB} , i_{BC} , i_{CA} , протекающих через металл. Результирующая сила есть векторная сумма трех сил f_{AB} , f_{BC} , f_{CA} , зависящих от времени, среднее значение каждой из которых зависит от среднего за период T значения произведения токов:

$$f_{AB} \sim \frac{1}{T} \int_0^T i_{AB} i_A dt = \frac{3}{4} I^2,$$

$$f_{CA} \sim \frac{1}{T} \int_0^T i_{CA} i_A dt = -\frac{3}{4} I^2, \quad f_{BC} \sim \frac{1}{T} \int_0^T i_{BC} i_A dt = 0.$$

Последнее выражение говорит о том, что на дугу фазы A действуют среднеинтегральные силы только со стороны фазных токов i_{AB} и i_{CA} . Направление средних локальных сил на единицу длины и их равнодействующая показаны на рис. 1.

Видно, что векторы образуют равносторонний треугольник, поэтому $|\vec{f}_{CA}| = |\vec{f}_{AB}| = |\vec{f}_M|$. С учетом выражения для определения действующего значения линейного тока $I_{\text{дл}} = \sqrt{3}I / \sqrt{2}$, зная амплитудное значение фазного тока I , получим среднеинтегральное значение силы, действующей на дугу

$$F_M = \frac{\mu_0 I_{\text{дл}}^2}{8\pi} \ln \left[\frac{(\sqrt{l^2 + \Delta^2} + l)(\Delta + l_d)}{\Delta(\sqrt{(l_d + \Delta)^2 + l^2} + l)} \right],$$

и локальное среднее значение электромагнитной силы, действующей на единицу длины дуги

$$f_M(z) = \frac{\mu_0 I_{\text{дл}}^2}{8\pi} \frac{1}{(\Delta + z)} \frac{l}{\sqrt{l^2 + (\Delta + z)^2}}. \quad (1)$$

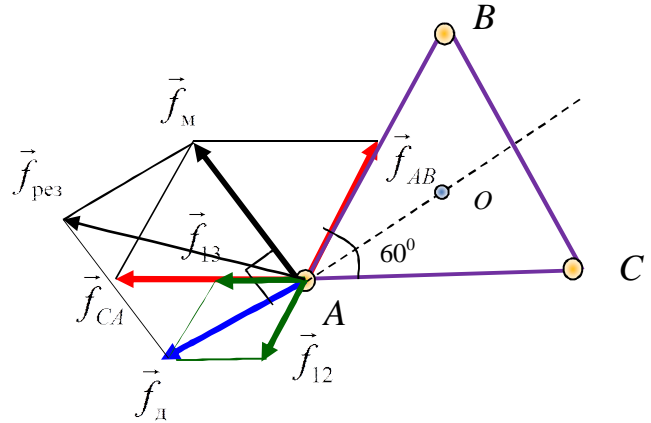


Рис. 1. Направление локальных электромагнитных сил, действующих со стороны фазных токов \vec{f}_M , со стороны линейных токов $\vec{f}_д$ и равнодействующей силы $\vec{f}_{рез}$ на элемент электрической дуги

Рассмотрим вторую электромагнитную силу, действующую на столб дуги — силу электромагнитного взаимодействия с другими дугами и токами, протекающими через графитированные электроды.

Сила, действующая на элемент дуги dl со стороны параллельной дуги, перпендикулярна направлению токов i_0 , i_1 и ее модуль определяется как $dF = \mu_0 i_0 dl \times H$. Локальная электромагнитная сила, действующая на единицу длины дуги [1]

$$\frac{dF}{dl} = f_d(z) = \frac{i_0 i_1 \mu_0}{4\pi l} \left(\frac{z}{\sqrt{l^2 + z^2}} + \frac{l_0 + l_{0d} - z}{\sqrt{l^2 + (l_0 + l_{0d} - z)^2}} \right),$$

и суммарная сила на дугу l_0

$$F_d = \frac{\mu_0 i_0 i_1}{4\pi l} \int_0^{l_0} \left(\frac{z}{\sqrt{l^2 + z^2}} + \frac{l_0 + l_{0d} - z}{\sqrt{l^2 + (l_0 + l_{0d} - z)^2}} \right) dz,$$

где l_{0d} - длина графитированного электрода, по которому протекает линейный ток дуги.

Найдем силу на дугу от двух других параллельных токов в трехфазной дуговой печи переменного тока. Линейные токи, протекающие по дугам и соот-

ветствующим графитированным электродам
 $i_1 = I_0 \sin(\omega t)$, $i_2 = I_0 \sin\left(\omega t + \frac{2\pi}{3}\right)$,
 $i_3 = I_0 \sin\left(\omega t + \frac{2\pi}{3}\right)$, где I_0 - амплитудное значение линейного тока.

Результирующая сила, действующая на элемент дуги с током i_1 со стороны второго i_2 и третьего i_3 токов, есть векторная сумма двух сил $\vec{f}_d = \vec{f}_{12} + \vec{f}_{13}$. Среднее значение каждой из них зависит от среднего за период T значения произведения токов $f_{12} \sim \frac{1}{T} \int_0^T i_1 i_2 dt = -\frac{I^2}{2}$ и $f_{13} \sim \frac{1}{T} \int_0^T i_1 i_3 dt = -\frac{I^2}{2}$.

Силы \vec{f}_{12} и \vec{f}_{13} направлены под углом 60° , поэтому векторная сумма этих сил \vec{f}_d пропорциональна $\frac{\sqrt{3}I_0^2}{2}$ (см. рис. 1). С учетом действующего значения

линейного тока $I_{дл} = I_0 / \sqrt{2}$ получим результирующую силу на дугу

$$F_d = \frac{\sqrt{3}\mu_0 I_{дл}^2}{4\pi l} \left(\sqrt{l^2 + l_0^2} - l - \sqrt{l^2 + l_{30}^2} + \sqrt{l^2 + (l_0 + l_{30})^2} \right)$$

и локальную электромагнитную силу, действующую на единицу длины дуги

$$f_d(z) = \frac{\sqrt{3}\mu_0 I_{дл}^2}{4\pi l} \left(\frac{z}{\sqrt{l^2 + z^2}} + \frac{l_0 + l_{30} - z}{\sqrt{l^2 + (l_0 + l_{30} - z)^2}} \right). (2)$$

Из рис. 1 видно, что векторы \vec{f}_m и \vec{f}_d расположены под прямым углом, поэтому модуль результирующей силы $f_{рез} = \sqrt{f_m^2 + f_d^2}$. Она направлена под углом $\varphi = \arctg(f_m/f_d)$ к прямой, проходящей через центр распада электродов и ось электрода (направление вектора \vec{f}_d).

При отклонении формы дуги от прямой линии возникает третья электромагнитная сила взаимодействия тока дуги с собственным магнитным полем, которая старается выпрямить дугу и направлена противоположно результирующей силе $\vec{f}_{рез}$, уравновешивая ее [1, 4]. Пусть усредненное во времени положение дуги находится в одной плоскости, в которой расположена система координат xOy с началом координат в точке привязки оси дуги на графитированном электроде, ось Ox совпадает с осью графитированного электрода. Примем, что форма дуги приближенно

описывается параболой $y = a \cdot x^2 / l_0^2$, где a - максимальное отклонение дуги от вертикальной оси (при $x = l_d$).

В этом случае элементарная сила, действующая на элемент тока дуги dl , находится в плоскости xOy и направлена перпендикулярно \vec{dl} , а ее модуль равен $dF = i\mu_0 dl \times H$.

При линейном токе, протекающем по дуге $i = I_0 \sin(\omega t)$, среднеинтегральная по периоду выпрямляющая сила взаимодействия пропорциональна $\frac{1}{T} \int_0^T i^2 dt = \frac{I_0^2}{2} = I_{дл}^2$. В этом случае локальную электромагнитную силу, действующую на единицу длины дуги, в точке $x=x_0$ можно определить как

$$f_c(x_0) = \frac{I_{дл}^2 \mu_0 a l_0}{4\pi l_0^2} \int_0^{l_0} \frac{(x_0 - x)^2}{\left((x_0 - x)^2 + \left(\frac{a}{l_0^2} |x_0^2 - x^2| + \bar{y}_0 \right)^2 \right)^{3/2}} dx,$$

где $\bar{y}_0 = 0,778 \cdot r_0$ - среднее геометрическое расстояние площади сечения дуги в ее цилиндрической части от самой себя; r_0 - радиус дуги в цилиндрической части столба.

В выражениях (1)-(2) ось Oz направлена противоположно оси Ox , принимая во внимание, что $x_0 = l_0 - z$, можно все удельные силы привести к одной системе координат. Выражение для локальной выпрямляющей силы, действующей на единицу длины, будет иметь следующий вид:

$$f_c(z) = \frac{I_{дл}^2 \mu_0 a l_0}{4\pi l_0^2} \int_0^{l_0} \frac{(l_0 - z - x)^2}{\left((l_0 - z - x)^2 + \left(\frac{a}{l_0^2} |(l_0 - z)^2 - x^2| + \bar{y}_0 \right)^2 \right)^{3/2}} dx. (3)$$

Таким образом, соотношения (1)-(3) дают математическую модель для определения основных локальных электромагнитных сил, действующих на единицу длины дуги.

В выражениях (1)-(2) все геометрические параметры можно представить в безразмерном виде:

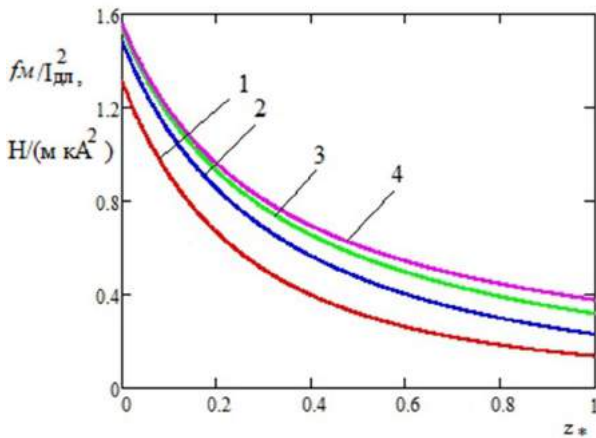
$$l_* = \frac{l}{l_0}, z_* = \frac{z}{l_0}, \Delta_* = \frac{\Delta}{l_0}, l_{30*} = \frac{l_{30}}{l_0}. \text{ Кроме этого,}$$

все описанные электромагнитные силы пропорциональны квадрату действующего значения тока, поэтому для анализа характера зависимостей сил от длины дуги выберем комплекс $f/I_{дл}^2$. В результате этих преобразований получим

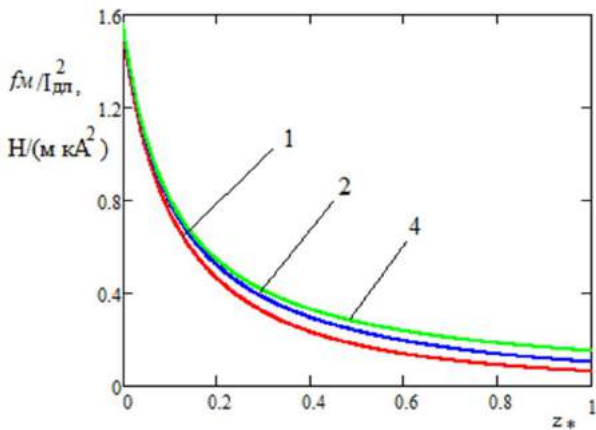
$$\frac{f_M(z_*)}{I_{дл}^2} = \frac{\mu_0}{8\pi} \cdot \frac{1}{l_\delta(\Delta_* + z_*)} \cdot \frac{l_*}{\sqrt{l_*^2 + (\Delta_* + z_*)^2}}; \quad (4)$$

$$\frac{f_D(z_*)}{I_{дл}^2} = \frac{\sqrt{3}\mu_0}{4\pi l_\delta} \left(\frac{z_*}{\sqrt{l_*^2 + z_*^2}} + \frac{1+l_{\delta 0^*} - z_*}{\sqrt{l_*^2 + (1+l_{\delta 0^*} - z_*)^2}} \right). \quad (5)$$

С использованием выражений (4), (5) проведено моделирование поведения этих сил в зависимости от геометрии дуг и электродов. На рис. 2 показана зависимость комплекса $f_M/I_{дл}^2$ от безразмерного расстояния между дугами. Видно, что локальная электромагнитная сила, действующая на дугу, растет с увеличением расстояния между дугами до $l_* \approx 5$. Эта сила слабо зависит от l_δ , она максимальна у поверхности металла и по высоте дуги снижается в 5-10 раз.



а



б

Рис. 2. Зависимость средней локальной силы $f_M(z_*)/I_{дл}^2$ по безразмерной высоте дуги при ее длине: а - $l_\delta = 0,1$ м; б - $l_\delta = 0,3$ м; 1 - $l_* = 0,5$; 2 - $l_* = 1$; 3 - $l_* = 2$; 4 - $l_* = 10$

На рис. 3 показана зависимость средней локальной силы $f_D(z_*)/I_{дл}^2$ по безразмерной высоте дуги при ее длине $l_\delta = 0,1$ м. Эта сила довольно быстро уменьшается при увеличении расстояния между дугами. При расстояниях $l \leq l_\delta$ и $l_{\delta 0^*} = 0$ максимум силы приходится на середину дуги. На эту силу существенно влияет длина графитированных электродов (по которой протекают линейные токи дуги), сравнимых с длиной дуги ($l_{\delta 0} \leq l_\delta$). При разной длине дуги характер этой силы вдоль самой дуги не меняется, а количественное значение обратно пропорционально длине дуги.

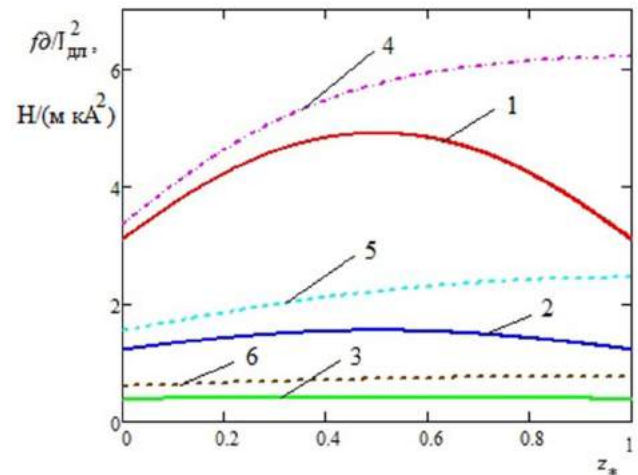


Рис. 3. Зависимость средней локальной силы $f_D(z_*)/I_{дл}^2$ по безразмерной высоте дуги ($l_\delta = 0,1$ м) при: 1 - $l_* = 0,5$, $l_{\delta 0^*} = 0$; 2 - $l_* = 1$, $l_{\delta 0^*} = 0$; 3 - $l_* = 2$, $l_{\delta 0^*} = 0$; 4 - $l_* = 0,5$, $l_{\delta 0^*} = 1$; 5 - $l_* = 1$, $l_{\delta 0^*} = 1$; 6 - $l_* = 2$, $l_{\delta 0^*} = 1$

Получена зависимость угла φ между средним значением локальной результирующей силы и прямой, проходящей через центр распада электродов и ось электрода, от длины дуги (рис. 4). Видно, что этот угол, определяющий направление равнодействующей силы на разных концах дуги, может отличаться до 40° , а годограф силы представляет собой пространственную кривую в виде элемента спирали, причем наибольшая кривизна и кручение этой спирали наблюдается вблизи поверхности металла. Поэтому считать дугу расположенной в одной плоскости в общем случае не совсем корректно, это возможно только при модельном упрощении реального поведения дуги.

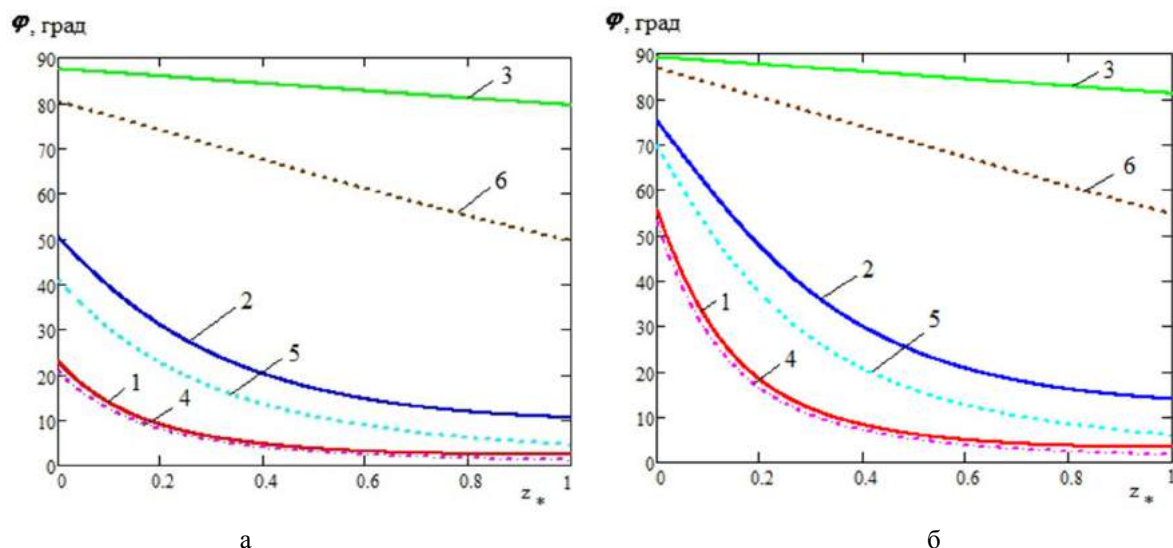


Рис. 4. Зависимость угла φ между средним значением локальной результирующей силы и прямой, проходящей через центр распада электродов и ось электрода, от безразмерной высоты дуги при ее длине:

- а - $l_0=0,1$ м; б - $l_0=0,3$ м; 1 - $l_* = 0,5, l_{\text{эо}}^* = 0$;
 2 - $l_* = 1, l_{\text{эо}}^* = 0$; 3 - $l_* = 5, l_{\text{эо}}^* = 0$;
 4 - $l_* = 0,5, l_{\text{эо}}^* = 5$; 5 - $l_* = 1, l_{\text{эо}}^* = 5$;
 6 - $l_* = 5, l_{\text{эо}}^* = 5$

Список литературы

Таким образом, рассмотрены основные локальные электромагнитные силы, действующие на дугу в условиях трехфазной дуговой печи. Показано направление векторов основных локальных электромагнитных сил и приведена оценка их средних значений по длине дуги в зависимости от геометрических параметров дуг и электродов. Форма дуг и характер движения элементов в трехфазной дуговой печи в основном зависит от расстояния между графитированными электродами и длины графитированных электродов, по которым протекают линейные токи, в меньшей степени - от длины и тока дуги. Установлено, что годограф вектора локальной равнодействующей силы по длине дуги представляет собой пространственную кривую в виде элемента спирали с переменной кривизной и кручением.

Сведения об авторах

Ячиков Игорь Михайлович – д-р техн. наук, проф. каф. вычислительной техники и программирования, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519)29-85-63. E-mail: jachikov@mail.ru

Вдовин Константин Николаевич – д-р техн. наук, проф., зав. каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-30. E-mail: Vdovin@magtu.ru

Ларина Татьяна Петровна – ст. преп. каф. электротехники и электротехнических систем, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-16. E-mail: tp_larina@mail.ru

1. Ячиков И.М., Вдовин К.Н., Костылева Е.М. Анализ основных электромагнитных сил, действующих на дугу в трехфазной дуговой печи // Теория и технология металлургического производства. 2014. № 2 (15). С. 70-76.
2. Егоров А.В. Электроплавильные печи черной металлургии. М.: Металлургия, 1985. 280 с.
3. Миронов Ю.М. Электрическая дуга в электротехнологических установках: монография. Чебоксары: Изд-во Чуваш. ун-та, 2013. 238 с.
4. Ячиков И.М., Костылева Е.М. Математическое моделирование формы дуг при их электромагнитном взаимодействии. Сообщение 1. Форма двух дуг постоянного тока, горящих между катодами и токопроводящей поверхностью // Изв. вузов. Черная металлургия. 2014. № 1. С. 59-64.
5. Ячиков И.М., Логунова О.С. Управление объемными электромагнитными силами в ванне дуговой печи постоянного тока // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И.Носова. 2009. №4 (28). С. 22-26.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

**BEHAVIOUR AVERAGE LOCAL ELECTROMAGNETIC FORCES ALONG THE ARC LENGTH
IN THREE-PHASE ARC FURNACE**

Yachikov Igor Mikhailovich – D.Sc. (Eng.), Professor of the department of Computer science and programming, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519)29-85-63. E-mail: jachikov@mail.ru

Vdovin Konstantin Nikolaevich – D.Sc. (Eng.), Professor, Head of the department of Materials Science and foundry, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519)29-85-30. E-mail: Vdovin@magtu.ru

Larina Tatiana Petrovna – Assistant Professor, Department of Electrical and Electronic Systems Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519)29-84-16. E-mail: tp_larina@mail.ru

***Abstract.** A mathematical model for assessment of average integral action of main local electromagnetic forces affecting the three-phase EAF arc is reviewed. The direction of main local electromagnetic force vectors is shown and assessment of their average values along the length depending on the geometrical parameters of the arcs and the electrodes is given.*

***Keywords:** Three-phase arc furnace, electric arc, the electric arc column, the electromagnetic force, the resultant force.*



ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

УДК 621.746.4:669.13

Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А., Куликов В.Д., Кондратьев И.С.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ЛИТЕЙНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ОТЛИВКИ «СЕГМЕНТ ЭКОНОМАЙЗЕРА»

Аннотация. В статье представлены результаты компьютерного моделирования различных технологий получения отливки «Сегмент экономайзера». Рассмотрены возможные виды дефектов, образующихся в процессе кристаллизации её в форме.

Ключевые слова: теплообменник, отливка, литниковая система, усадочная пористость, усадочная раковина.

Экономайзеры (теплообменники) применяются для создания микроклимата в производственных и складских помещениях. В настоящее время широкое распространение нашли как стальные, так и чугунные экономайзеры, существенно отличающиеся друг от друга способом производства.

Стальные экономайзеры состоят из соединённых между собой труб, образующих пакеты.

Чугунные экономайзеры состоят также из отдельных блоков (секций), которые, в свою очередь, изготавливаются методом литья.

Экономайзеры чугунные блочные предназначены для работы в паровых и водогрейных стационарных котлах с рабочим давлением до 2,4 МПа. Они состоят из пакетов 2- и 3-метровых труб с оребрением, соединённых между собой и заключённых в каркас с теплоизоляционной обшивкой. Иногда комплектуются коробом для подвода газов, чтобы использовать тепло газов, отходящих от котлов.

Применение чугуна в поверхностях нагрева и соединительных деталях значительно увеличивает срок службы по сравнению со стальными экономайзерами.

Как уже было сказано, сегмент теплообменника (рис. 1) производят методом литья в сухую песчано-глинистую форму. В качестве материала в основном используют серый чугун. При этом заводские изготовители сталкиваются с большим количеством литейных дефектов, среди которых часто встречаются земляные засоры, разностенность, недолив, вспик.

Земляные засоры, вспик обусловлены технологическими факторами – некачественная смесь, износ модельно-опочной оснастки, переувлажнение смеси либо некачественная сушка формы. Эти факторы легко устранить путём соблюдения теоретических аспектов и введением пооперационного контроля технологических параметров процесса производства отливки.

Недоливы обусловлены сильно развитой поверхностью отливки и некачественной сушкой формы, что усложняет формозаполняемость. Для устранения подобного рода дефектов необходимо осуществлять работу в следующих направлениях: разработка рациональной литниковой системы (ЛС), увеличение жидкотекучести расплава и стабилизация режима сушки форм.

Разнотолщинность стенок образуется при формировании центрального отверстия стержнем. Стержень изготавливают из холодно-твердеющей смеси. Внутри стержня помещают металлическую трубу – каркас. Формирование разностенности возможно в результате действия двух факторов – высокой температуры и выталкивающей силы.

Под действием высокой температуры происходит незначительная деформация металлического каркаса. Кроме того, на стержень действует выталкивающая сила со стороны металла, что приводит к утончению стенки отливки «Сегмент экономайзера». Усугубляющим фактором является то, что замерить толщину

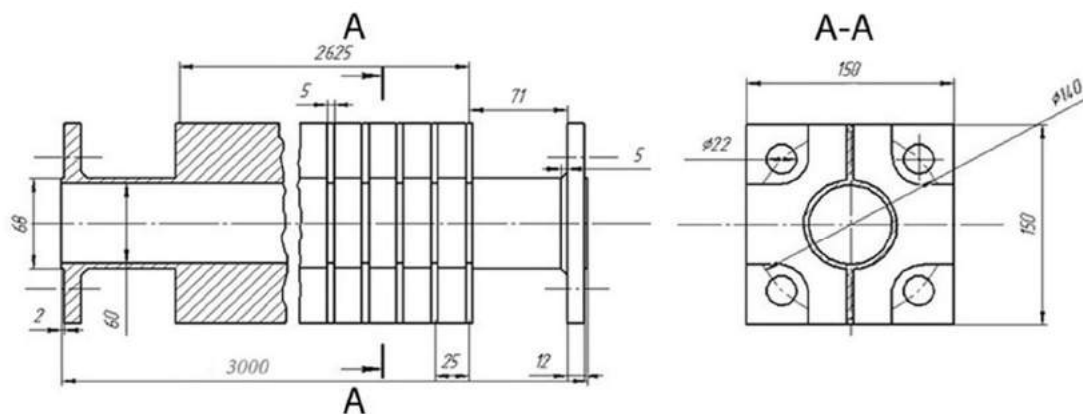


Рис. 1. Сегмент экономайзера

стенки сегмента является технически сложной задачей. Поэтому единственным способом проверить надёжность изготовленного сегмента – это испытание под давлением. Но этот способ не даёт возможность проверить долговечность испытываемой отливки.

При существенном уменьшении толщины стенки возможно разрушение сегмента экономайзера в процессе эксплуатации из-за длительного воздействия давления теплоносителя порядка 2,4 МПа внутри детали.

Решить эту проблему возможно путём установки кольцевых жерabeeк, предотвращающих смещение стержня во всех направлениях, тем самым гарантируя отсутствие разностенности в отливке «Сегмент экономайзера». Но для этого необходимо провести серию расчетов и экспериментов с целью решения тепловой задачи и определения всех необходимых технологических параметров. Этому будет посвящена дальнейшая работа.

Как уже было отмечено, для устранения дефекта «Недолив» необходимо увеличить жидкотекучесть металла, а также разработать рациональную литниковую систему (ЛС). Увеличение жидкотекучести чугуна можно добиться, подбирая его химический состав. Известно, что хорошо повышает жидкотекучесть чугунов кремний, в зависимости от содержания углерода в металле. Наибольшая жидкотекучесть получается при углеродном эквиваленте $S_e = C + 1/3 Si = 4,7$ [1].

ЛС должна обеспечивать максимально быстрое заполнение литейной формы сплавом. В противном случае металл начнёт кристаллизоваться до того мо-

мента, как заполнится весь необходимый объём полости формы, что приведёт к образованию дефекта «Недолив».

Посредством компьютерного моделирования возможно оценить вероятность образования литейных дефектов в отливке ещё на стадии проектирования [2 – 4]. В работах [5 – 7] приводится методика, позволяющая спрогнозировать вероятность образования горячих трещин на отливке. Таким образом, компьютерное моделирование позволяет сравнивать различные варианты литейных технологий на стадии проектирования и снижать вероятность или вовсе предотвращать литейные дефекты в отливках.

Для отливки «Сегмент экономайзера» были рассмотрены и промоделированы три варианта ЛС.

Первый вариант – это классический подвод металла по плоскости разреза вдоль главной оси сегмента.

Второй вариант – это боковой подвод металла по плоскости разреза перпендикулярно главной си сегмента.

Третий вариант – дождевая литниковая система. Моделирование осуществляли в программе LVMFlow 4.2.

Результаты компьютерного моделирования, представленные в виде цветового кодирования (рис. 2–4).

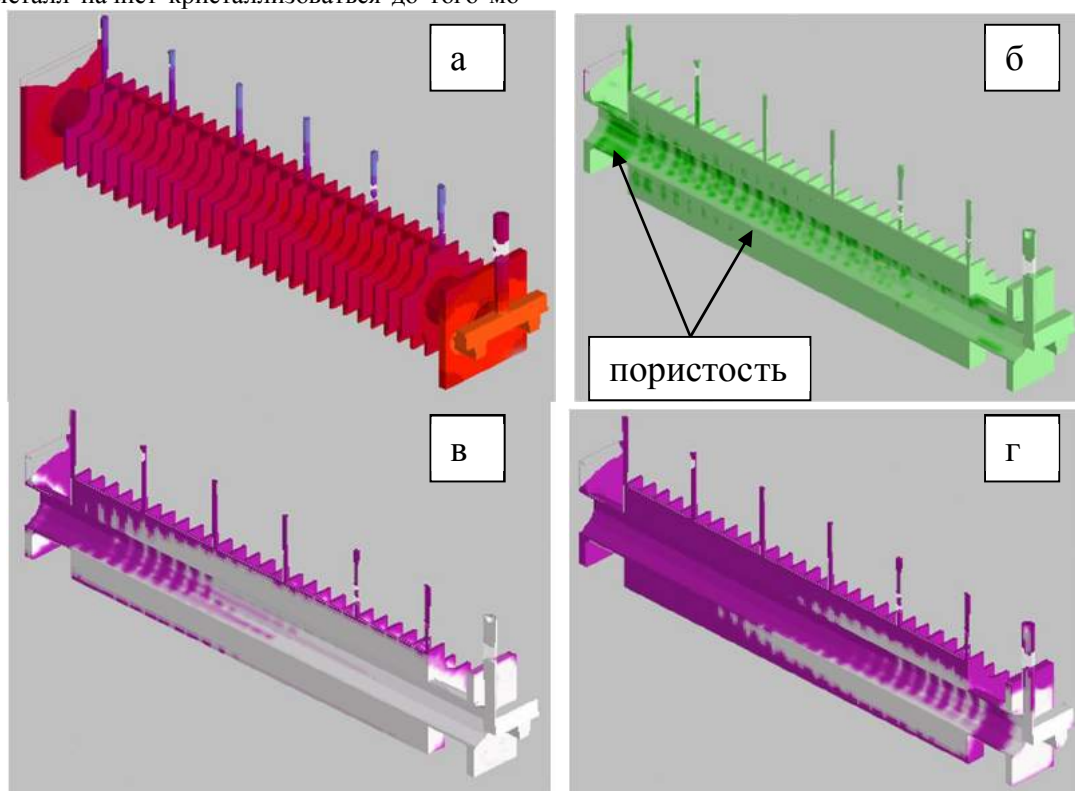


Рис. 2. Результаты компьютерного моделирования отливки «Сегмент экономайзера» с классическим подводом металла: а – распределение температуры в отливке после кристаллизации; б – критерий Нияма; в – динамика нарастания предела прочности через 1 мин после заливки; г – то же через 1,5 мин после заливки

Проанализировав полученные данные первого варианта конструкции ЛС (см. рис. 2), можно сделать вывод, что она не является приемлемой для производственного процесса, т.к. не обеспечивает заполнение формы в полном объёме. На противоположной стороне отливки, относительно подвода металла, на фланце образовался ярко выраженный недолив. Кристаллизация чугуна идёт с противоположного торца относительно ЛС. Это может привести к существенному короблению отливки. Кроме того, в той же области сосредоточено значительное количество несплошностей – микропор, что может привести к разрушению сегмента в процессе эксплуатации.

На рис. 3 представлены данные компьютерного моделирования второго варианта литниковой системы.

По представленным результатам видно, что рассматриваемая боковая ЛС с подводом металла к каждой перегородке детали обеспечивает заполнение полости формы в полной мере. Распределение температур по длине отливки более равномерное. Наблюдается существенное снижение количества пор при равномерном распределении по всей длине отливки. Существует незначительная вероятность коробления отливки из-за низкой скорости затвердевания металла в её центре относительно торцов. Вероятнее всего,

затвердевшие рёбра сегмента одновременно будут выступать в качестве своеобразных рёбер жёсткости, что приведёт к минимальному или полному отсутствию коробления.

На рис. 4 представлены результаты моделирования третьего варианта ЛС.

Из представленных результатов на рис. 3 видно, что тепловые поля, образующиеся в отливке, располагаются равномерно по всей её длине. Следует отметить, что при использовании такой конструкции ЛС в отливке образуется значительное количество микропористости, больше, чем в случае применения второго варианта ЛС. Кроме того, предложенную дождевую ЛС сложно реализовать в условиях реального производства. Для этого необходимо изготавливать специализированную оснастку, позволяющую осуществлять процесс заливки формы в плоскости, перпендикулярной плоскости формовки.

Для оценки величины предела прочности чугуна в различных частях отливки использовали модуль «Напряжения». Величину предела прочности (МПа) оценивали как среднее значение 7 точек по высоте отливки (150 мм), спустя 1 мин после заливки (см. рис. 2–4). Замеры проводили по длине отливки с шагом 0,5 м. Полученные результаты представлены графически на рис. 5.

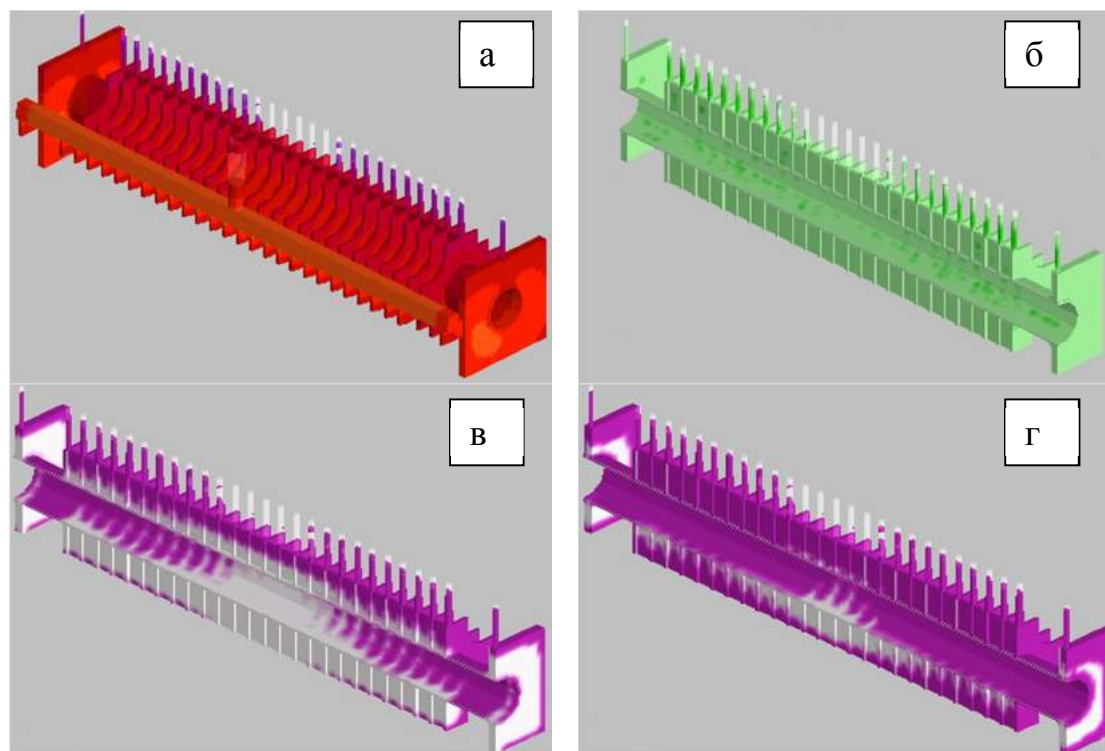


Рис. 3. Результаты компьютерного моделирования отливки «Сегмент экономайзера» с боковым подводом металла: а – распределение температуры в отливке после кристаллизации; б – критерий Нияма; в – динамика нарастания предела прочности через 1 мин после заливки; г – то же через 1,5 мин после заливки

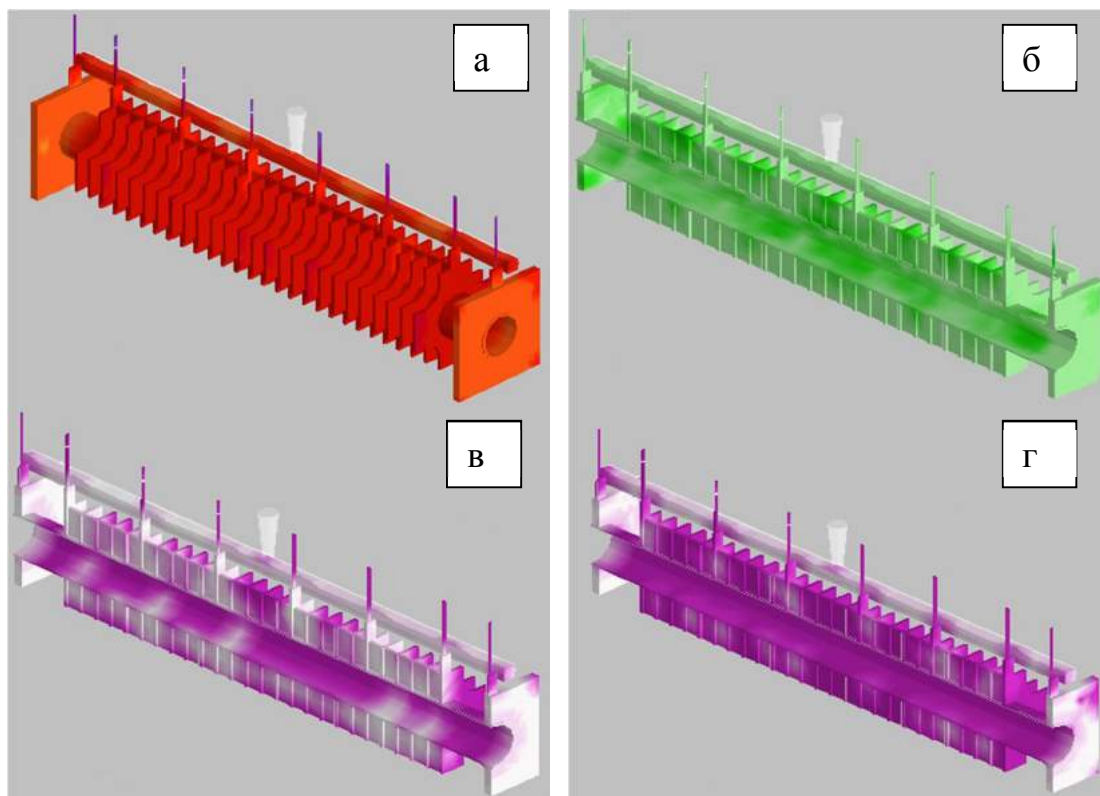


Рис. 4. Результаты компьютерного моделирования отливки «Сегмент экономайзера» с верхним подводом металла: а – распределение температура в отливке после кристаллизации; б – критерий Нияма; в – динамика нарастания предела прочности через 1 мин после заливки; г – то же через 1,5 минуты после заливки

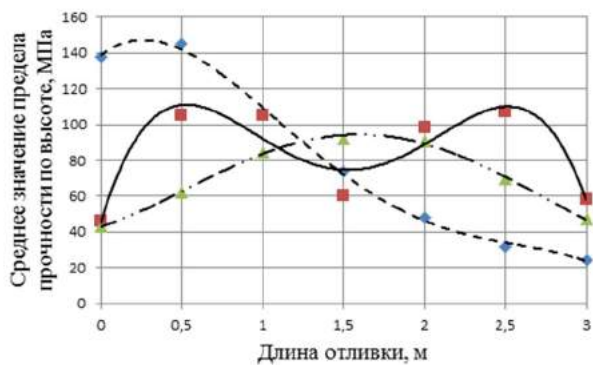


Рис. 5. Величина предела прочности чугуна в различных частях отливки «Сегмент экономайзера» спустя 1 мин после заливки:

- классический подвод металла;
- - - боковая ЛС;
- · - · дождевая ЛС

Представленные данные хорошо отражают динамику нарастания прочностных свойств по длине отливки и дают полное представление о процессе кристаллизации. С точки зрения возникающих напряжений наиболее приемлемый вариант ЛС - первый, при котором осуществляется подвод металла вдоль отливки, а также реализуется принцип направленного за-

твердевания. Но это способ не даёт возможности получить требуемую конфигурацию отливки.

Второй вариант ЛС может привести к образованию горячей трещины в середине отливки, где предел прочности меньше, чем в пограничных областях.

Третий вариант ЛС менее приемлем с точки зрения вероятности образования горячих трещин в центре отливки, т.к. она выше, чем у варианта ЛС № 1 и 2. Кроме того, образуется значительное количество микропор, по сравнению со вторым вариантом ЛС.

Подводя итоги по проделанной работе, можно отметить, что выбор конструкции ЛС для отливки «Сегмент экономайзера» является очень сложной задачей, т.к. именно ЛС формирует тепловое состояние отливки в целом, способствует образованию несплошностей в её теле и короблению литой детали.

Проведя анализ, установили, что наиболее приемлемым вариантом ЛС является боковая, с подводом металла в каждую перегородку отливки.

Список литературы

1. Производство чугунных отливок: учеб. для студ. вузов / В.Д. Белов, В.М. Колокольцев, К.Н. Вдовин, Е.В. Ковалевич, Э.Б. Тен, Ри Хосен, Э.Х. Ри. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2009. 521 с.

2. Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А. Модернизация литниковой системы отливки «Шлаковая чаша» // Литейное производство сегодня и завтра: труды 9-й Всерос. науч.-практ. конф. СПб: Изд-во СПб. политехн. ин-та, 2012. С. 510–518.
3. Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А. Моделирование процесса заливки и кристаллизации отливки «шлаковая чаша» // Литейщик России. 2012. № 3. С. 12–14.
4. Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А. Моделирование процесса заливки и кристаллизации отливки «шлаковая чаша» (продолжение) // Литейщик России. 2012. № 5. С. 12–14.
5. Vdovin K.N., Feoktistov N.A. Researching of hot cracks formation reasons on the casting "slag chalice" by modeling of potting and crystallization process // Сборник научных трудов SWorld: материалы международной научно-практической конференции «Перспективные инновации в науке, образовании, производстве и транспорте». 2012. Вып. 2. Т. 8. Одесса: Куприенко, 2012. С. 32 – 38.
6. Вдовин К.Н., Савинов А.С., Феоктистов Н.А. Прогнозирование трещиноустойчивости крупных стальных отливок // Литейное производство. 2014. № 12. С. 15 – 21.
7. Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А. Анализ технологических мероприятий, направленных на предотвращение горячих трещин на стальных отливках // Теория и технология металлургического производства. 2014. № 2. С. 84 – 86.

Сведения об авторах

Вдовин Константин Николаевич – д-р техн. наук, проф., зав. каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-30. E-mail: Vdovin@magtu.ru

Феоктистов Николай Александрович – аспирант каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: fna87@mail.ru

Кондратьев Иван Сергеевич – студент каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Куликов Владислав Дмитриевич – студент каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

MODELING OF THE FOUNDRY TECHNOLOGY FOR THE PRODUCTION OF CASTING "SEGMENT ECONOMIZER"

Vdovin Konstantin Nikolaevich – D.Sc. (Eng.), Professor, Head of the department of Materials Science and foundry, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519)29-85-30. E-mail: Vdovin@magtu.ru

Feoktistov Nikolai Aleksandrovich – Postgraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: fna87@mail.ru

Kondratiev Ivan Sergeyeveich – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

Kulikov Vladislav Dmitrievich – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

***Abstract.** The article presents the results of computer simulation of different technologies for the production of casting "Segment economizer". The possible types of defects formed during the crystallization process it in the form.*

***Keywords:** Heat exchanger, casting, gating system, shrinkage porosity, shrinkage cavities.*



УДК 621.74.041:001.891.57

Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А., Овчинникова М.В.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ЛИТЕЙНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ОТЛИВКИ «АНКЕР»

***Аннотация.** В статье рассмотрены и промоделированы с помощью компьютерной программы LVMFlow 4.2 два варианта литниково-питающей системы для отливки «анкер». Проанализировав полученные данные моделирования, определили, что классический подвод металла по плоскости разъема формы является наиболее приемлемым вариантом литниковой системы. При таком подводе металла реализуется принцип направленного затвердевания и поэтому дефекты в отливке не образуются.*

***Ключевые слова:** рельсовое скрепление, отливка, литниковая система, дефекты, моделирование.*

Анкер является неотъемлемой частью промежуточного рельсового скрепления, предназначенного для использования на бесстыковом пути грузонапряженных линий магистральных железных дорог, в том числе высокоскоростных магистралях, а также метрополитенах.

Для стабильной работы пути и безопасности движения поездов анкерные рельсовые скрепления практически не нуждаются в дополнительном обслуживании на всем протяжении срока службы и обеспечивают необходимую силу прижатия подошвы рельса к основанию.

Анкер предназначен для замоноличивания в железобетонную анкерную шпалу и служит для крепления подошвы рельса в узле скрепления. От качества и надежности рельсовых скреплений и их элементов во многом зависит устойчивость рельсовой колеи, особенно в условиях движения поездов с высокими осевыми нагрузками и скоростями.

Анкеры изготавливают из высокопрочного чугуна марки ВЧ40, имеющего шаровидную форму графита. Такой чугун имеет высокую жидкотекучесть, что характерно для изготовления тонкостенных отливок. Изделия из высокопрочного чугуна отличаются пластичностью, прочностью, долговечностью, высокими эксплуатационными свойствами, способностью к горячей обработке.

Изготовление анкера (рис. 1) производится методом литья в песчаную форму с применением стержней из холодно-твердеющей смеси.

При изготовлении тонкостенных отливок возможны возникновения больших количеств литейных дефектов: недоливы, засоры, размывы, неслитины. Для их предотвращения нужно следовать определен-

ным требованиям: правильное расположение отливки в форме, подвода металла к форме, достаточная прочность и газопроницаемость формовочной смеси.

На этой отливке может возникнуть дефект «недолив». При значительном незаполнении формы резко изменяется конфигурация отливки. Меньшее незаполнение приводит к различным искажениям контуров и размеров её отдельных частей. Специфической причиной недолива может быть также утечка металла в разъем формы или через разрушенный участок формы.

Для устранения дефекта «недолив» необходимо увеличить жидкотекучесть металла, а также разработать рациональную литниковую систему (ЛС).

ЛС должна обеспечивать максимально быстрое заполнение литейной формы сплавом. В противном случае металл начнет кристаллизоваться до того момента, как заполнит весь необходимый объем полости формы, что приведёт к образованию дефекта.

Компьютерное моделирование позволяет проследить затвердевание отливки и оценить вероятность образования литейных дефектов ещё на стадии проектирования [1, 2]. В работах [3, 4] приводится методика, позволяющая спрогнозировать вероятность образования горячих трещин на отливке. Таким образом, компьютерное моделирование позволяет сравнивать различные варианты литейных технологий на стадии проектирования и снижать вероятность или предотвращать литейные дефекты в отливках.

Для отливки «Анкер» были рассмотрены и промоделированы два варианта ЛС.

Первый вариант – это рассредоточенный подвод металла по плоскости разреза формы (рис. 2).

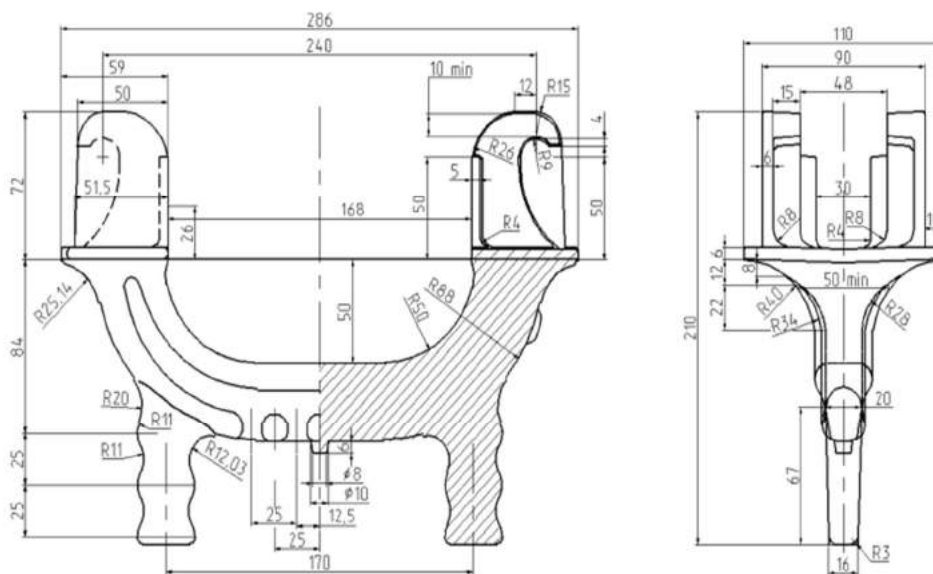


Рис. 1. Анкер

Второй вариант – классический подвод металла (рис. 3).

Моделирование осуществляли в программе LVMFlow 4.2.

По результатам моделирования по первому варианту видно, что металл полностью заполняет полость формы. Усадка образуется в верхней части отливки, в самой тонкой ее стенке. Распределение температур по всей отливке равномерное, но присутствует пористость (критерий Нияма).

Проанализировав полученные данные второго варианта конструкции ЛС, можно сделать вывод, что она обеспечивает заполнение полости формы в полной мере. Распределение температур по длине отлив-

ки более равномерное. В самом теле отливки усадки и пористости не образуется.

Таким образом, полученные данные дают полное представление о процессе кристаллизации и хорошо отражают динамику нарастания прочностных свойств по длине отливки. Наиболее приемлемый второй вариант ЛС – классический подвод металла, при котором реализуется принцип направленного затвердевания и поэтому дефекты не образуются.

Математическое моделирование технологии изготовления отливки «Анкер» позволило получить ее без литейных дефектов.

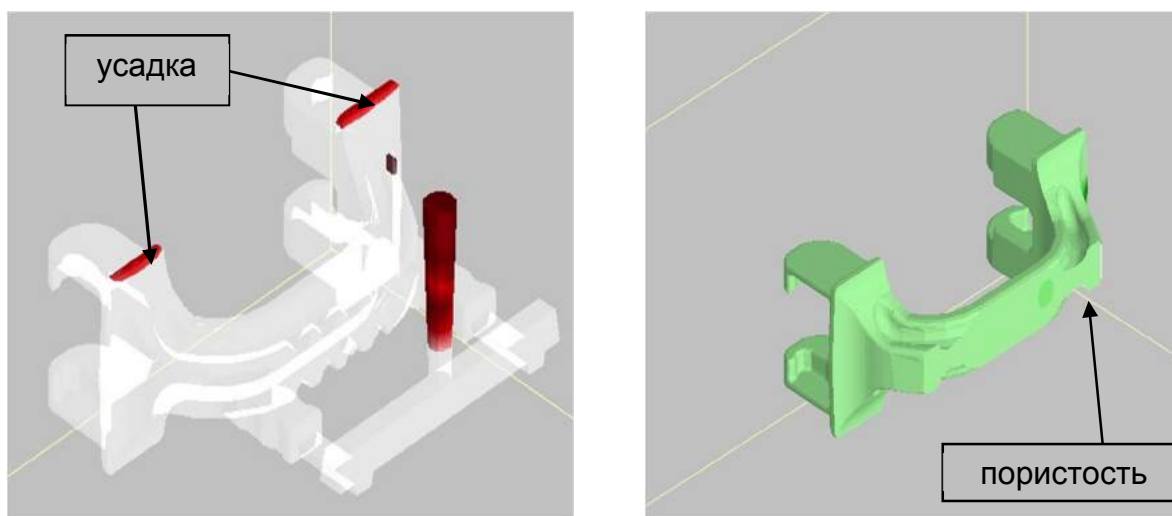


Рис. 2. Результаты компьютерного моделирования отливки «Анкер» с рассредоточенным подводом металла

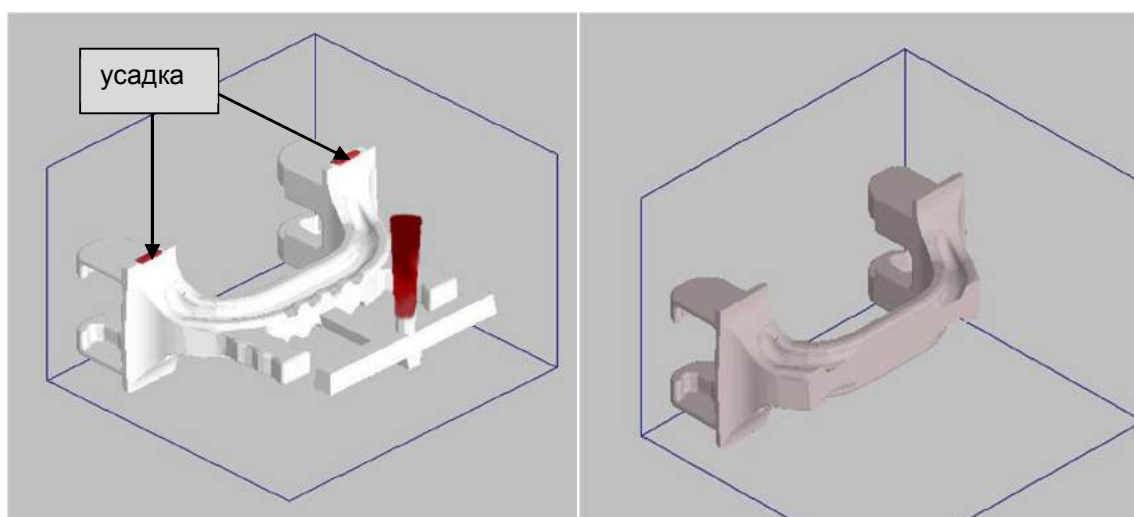


Рис. 3. Результаты компьютерного моделирования отливки «Анкер» с классическим подводом металла

Список литературы

1. Производство чугуновых отливок: учебник / Белов В.Д., Вдовин К.Н., Колокольцев В.М., Ковалевич Е.В., Тен Э.Б., Ри Хосен, Ри Э.Х. Магнитогорск: МГТУ, 2009. 521 с.
2. Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А. Модернизация литниковой системы отливки «Шлаковая чаша» // Литейное производство сегодня и завтра: труды 9-й Всерос. науч.-практ. конф. СПб: Изд-во СПб политехн. ин-та, 2012. С. 510 – 518.
3. Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А. Анализ технологических мероприятий, направленных на предотвращение горячих трещин на стальных отливках // Теория и технология металлургического производства. 2014. № 2. С. 84 – 86.
4. Вдовин К.Н., Савинов А.С., Феоктистов Н.А. Прогнозирование трещиноустойчивости крупных стальных отливок // Литейное производство. 2014. № 12. С. 15 – 21.

Сведения об авторах

Вдовин Константин Николаевич – д-р техн. наук, проф., зав. каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-30. E-mail: Vdovin@magtu.ru

Феоктистов Николай Александрович – аспирант каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: fna87@mail.ru

Овчинникова Марина Вячеславовна – магистр каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова». E-mail: ovchinnikova_m@inbox.ru

 INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

MODELLING OF THE FOUNDRY PRODUCTION TECHNOLOGY OF CASTING "ANCHOR"

Vdovin Konstantin Nikolaevich – D.Sc. (Eng.), Professor, Head of the department of Materials Science and foundry, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519)29-85-30. E-mail: Vdovin@magtu.ru

Feoktistov Nikolai Aleksandrovich – Postgraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: fna87@mail.ru

Ovchinnikova Marina Vyacheslavovna – M. Eng., Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: ovchinnikova_m@inbox.ru

Abstract. The article reviewed and modeled using a computer program LVMFlow 4.2 two options Gating-feeding system for the casting of "the anchor". After analyzing simulation data, determined that the classic supply of metal in the plane of the connector shape is the most viable option Gating system. With such a supply of metal implements the principle of directional solidification and therefore defects in the casting are not formed.

Keywords: Rail fastening, casting, gating system, defects, modeling.



УДК 621.771.65-436

Вдовин К.Н., Феоктистов Н.А., Абенова М.Б., Куликов В.Д., Кондратьев И.С.

КАЧЕСТВО МЕЛЮЩИХ ШАРОВ, ИЗГОТОВЛЕННЫХ РАЗНЫМИ МЕТОДАМИ

Аннотация. В статье рассмотрены вопросы изготовления мелющих шаров из чугуна и стали, произведенных методом прокатки и литья. Представлены и сравнены свойства шаров, полученных разными методами. Установлено, что наиболее дешевый способ производства шаров – литье в металлическую форму.

Ключевые слова: шары, кокиль, песчано-глинястая форма, поперечно-клиноватая прокатка, литье, структура.

В настоящее время важное место в российской экономике занимают отрасли промышленности, непосредственно связанные с добычей и переработкой минеральных видов сырья и топлива. В цементной, горно-обогатительной, энергетической и других от-

расях одной из основных и весьма распространенных операций является измельчение различных материалов [1].

Размол сырья осуществляют, как правило, в шаровых и трубных мельницах с помощью мелющих

шаров. Согласно данным маркетингового исследования Орско-Халиловского металлургического комбината потребность в мелющих шарах на внутреннем рынке России довольно значительна и составляет около 100 тыс. тонн в год. Из них около 17% – мелкие шары 30–50 мм, а около 83% – средние и крупные 60–120 мм [1].

Вследствие абразивного действия размалываемого материала мелющие шары изнашиваются и безвозвратно расходуются в процессе измельчения сырья. Шары обычно изготавливают из стали и чугуна, причем стальные прессованием или поперечно-клиновой прокаткой (ПКП), чугунные – литьем в песчано-глинистых (ПГФ) или металлических формах [1, 2].

Быстрый износ мелющих шаров приводит к значительному росту общих затрат на дробление и измельчение, которые составляют около 60–70% от стоимости переработки сырья. Причем возникающие потери связаны не только с увеличением потребления мелющих шаров, но и со снижением показателей эффективности работы размольного оборудования в результате частых простоев, а также с ухудшением качества производимой продукции вследствие увеличения содержания железа в конечном продукте.

В связи с этим актуальной является задача снижения затрат при производстве мелющих тел. Для ее решения необходим комплексный подход: применение рационального состава сплава и технологии изготовления мелющих шаров.

Сущность процесса поперечно-клиновой прокатки заключается в упругопластическом качении заготовки между двумя клиновыми инструментами, параллельно перемещающимися навстречу друг другу.

Основные преимущества ПКП состоят в относительной простоте производства и ремонта сложного и высокоточного инструмента (инструмент является сборным, состоящим из отдельных деталей, которые изготавливаются на универсальных фрезерных и шлифовальных станках), а также в получении относительно плотной структуры под действием сил прессования (рис. 1).

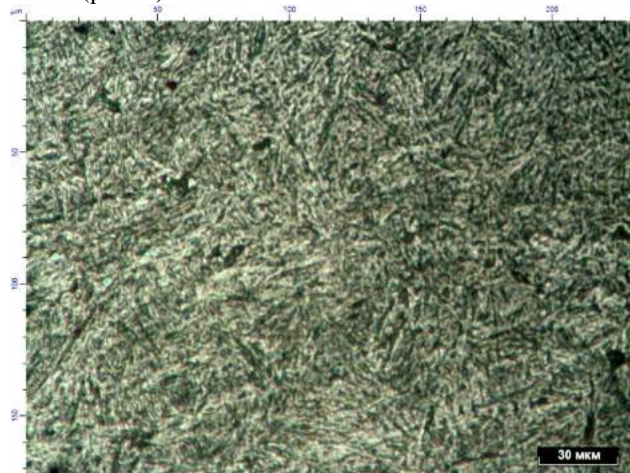


Рис. 1. Структура образца металла (ст. 6 сп), изготовленного путем поперечно-клиновой прокатки (x500)

В микроструктуре стального образца (шара) хорошо видны иглы мартенсита. Твердость металла образца составила 56 HRC.

Однако существенным недостатком метода ПКП являются многостадийность и высокие энергетические затраты при изготовлении шаров. Кроме того, после прокатки на шарах возникает большое количество дефектов: шар с перемычками, «рейка», закат плены, накат (ложный полюс), незаполнение переднего торца шара и др. Стоимость таких шаров 100000 руб./т.

Другим экономически целесообразным способом изготовления является литье в песчано-глинистые формы (ПГФ) или кокиль.

Сущность данной технологии заключается в следующем:

- изготовление металлических моделей;
- изготовление модельной оснастки (стержневого ящика);
- монтаж металлических моделей мелющих тел (шаров) на стержневой ящик на две половины;
- подготовка материалов, используемых в технологии: формовочный песок, глина, лигносульфонат, серебристый графит и т. д.;
- приготовление формовочной жидкостекольной смеси;
- засыпка стержневой смеси внутрь ящика и уплотнение ее, выполнение наколов для продувки CO₂;
- после продувки разборка ящика, укладка готового стержня на подготовленную площадку для сборки и заливки;
- последующее изготовление стержней и сборка их в стопку по знакам в количестве 6 шт.;
- установка на последний стержень заливочной чаши;
- заливка готовой стопки жидким металлом.

Выплавка чугуна марки ЧХЗГ2, ЧХЗТ производится на электродуговых и индукционных печах. Затем готовый металл выпускают в чайниковый поворотный ковш емкостью 1,5 и 3,0 т.

Выбивку стопок производят на выбивных решетках, готовые отливки проходят переборку и сортировку на специальном столе, затем помещаются в емкости для отправки потребителю.

Основным достоинством этого метода литья является дешевизна изготовления форм (80682 руб./т), а главным недостатком – последующая механическая обработка поверхности отливки. Микроструктура чугуна, полученного при литье в песчано-глинистую форму, изображена на рис. 2.

Как показывает практика, эффективное влияние на повышение стойкости мелющих шаров оказывает технология их изготовления. Особенно удовлетворительные показатели стойкости литых шаров дает литье в кокиль. При этом шары имеют высокую объемную точность, низкую шероховатость поверхности, и

главное достоинство кокиля – возможность многократного использования форм. Кроме того, отливки, полученные в металлической форме, имеют более мелкий размер структурных составляющих (рис. 3).

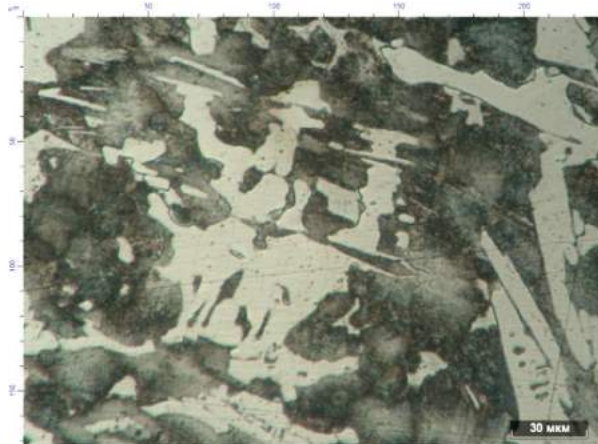


Рис. 2. Микроструктура образца, изготовленного путем литья в песчано-глинистую форму (x500)

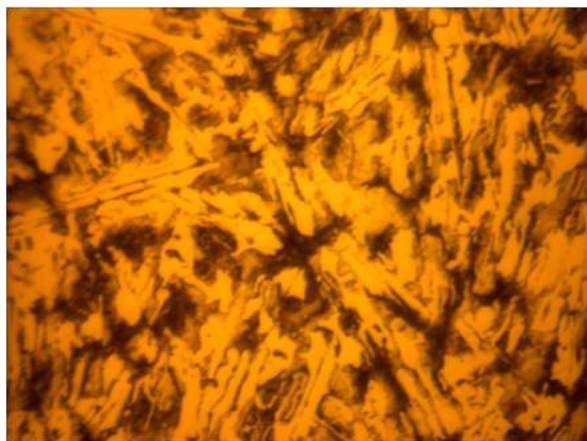


Рис. 3. Микроструктура образца, изготовленного путем литья в кокиль (x500)

Сведения об авторах

Вдовин Константин Николаевич – д-р техн. наук, проф., зав. каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-30. E-mail: Vdovin@magtu.ru

Феоктистов Николай Александрович – аспирант каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: fna87@mail.ru

Абенова Маркаба Борановна – аспирант каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Куликов Владислав Дмитриевич – студент каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Кондратьев Иван Сергеевич – студент каф. литейного производства и материаловедения, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Несмотря на достоинства кокильного литья, необходимо отметить, что высокая стоимость изготовления самого кокиля сдерживает его применение. То есть пока преимущественно шары льют в песчано-глинистые формы.

Исследовали твердость чугуна на образцах, отлитых в ПГФ, кокиль и полученных прокаткой, HRC: ПГФ – 52, кокиль – 58, ПКП – 56.

Химический состав и твердость литых и катаных шаров приведен в таблице.

Химический состав и твердость мелющих тел

Сплав	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu
Сталь	0,65	0,33	0,70	0,034	0,035	0,31	0,10	0,13
Чугун	3,35	1,43	3,75	0,049	0,032	3,25	0,32	0,17

Сопоставив достоинства и недостатки трех методов изготовления мелющих тел, наиболее целесообразной технологией является литье в кокиль, которая в свою очередь имеет достоинства поперечно-клиновой прокатки, но при этом меньшие затраты при производстве.

Список литературы

1. Вдовин К.Н., Шубина М.В. Изготовление отливок по расплавленной оснастке: монография. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2008. 118 с.
2. Выбор базового состава чугуна для изготовления литых мелющих тел / К.Н. Вдовин, Е.В. Синицкий, С.Ю. Волков и др. // Теория и технология металлургического производства. 2013. № 1. С. 42-45.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

QUALITY OF GRINDING BALLS PRODUCED BY DIFFERENT METHODS

Vdovin Konstantin Nikolaevich – D.Sc. (Eng.), Professor, Head of the department of Materials Science and foundry, Nosov Magnitogorsk State Technical University. Phone: 8(3519)29-85-30. E-mail: Vdovin@magtu.ru

Feoktistov Nikolai Aleksandrovich – Postgraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: fna87@mail.ru

Abenova Markaba Boranovna – Postgraduate Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

Kulikov Vladislav Dmitrievich – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

Kondratiev Ivan Sergeevich – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University.

***Abstract.** Questions of manufacturing of the grinding balls from iron and steel produced by rolling and casting techniques are discussed in the article. Properties of the balls, obtained by different methods are presented and compared. It is established that a metal mold casting is the most inexpensive method of ball producing.*

***Key words:** Balls, chill mold, sandy-clay form, cross-wedge rolling, casting, structure.*



РЕСУРСО- И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 669.18

Летимин В.Н., Макарова И.В., Васильева М.С., Насыров Т.М.

ПЫЛЬ И ШЛАМ ГАЗООЧИСТОК МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ЗАВОДОВ И АНАЛИЗ ПУТЕЙ ИХ УТИЛИЗАЦИИ

Аннотация. Рассмотрены основные процессы утилизации и переработки. Наиболее простой и перспективный процесс – брикетирование. Кроме того, он не требует больших капитальных затрат и затрат на производство. Предпочтение следует отдавать надежному варианту утилизации железо- и цинкосодержащих пыли и шлама сталеплавильных процессов – формированию шлакообразующих и оксидоуглеродистых брикетов.

Ключевые слова: утилизация, очистка, Zn-содержащие отходы, твердые отходы, пыль, шлам, шлакообразующий брикет, оксидоуглеродистые брикеты

По масштабам негативного воздействия на экологию чёрная металлургия, в т.ч. сталеплавильное производство, занимает одно из ведущих мест. Большинство отходов чёрной металлургии (почти 90%) относятся к 5-му классу опасности. Особенно остро перед метзаводами Российской Федерации стоит проблема пыли и шламов газоочисток сталеплавильных цехов, которые в настоящее время практически полностью идут в отвалы и шламонакопители. Главной, объективной причиной этого является высокое (с тенденцией увеличения) содержания в них цинка. Содержание последнего выше 0,3–0,5% делает невозможным их использование в доменной плавке (в производстве железорудных окатышей и агломерата для неё). В то же время количество цинка в шламах (пыли) кислородно-конвертерных цехов уже сейчас превышает 1,0%. Особенно много цинка (до 20–35%) накапливается в пыли газоочисток электросталеплавильных цехов.

Проблема железозинкосодержащих шламов и пылей во всём мире решается в настоящее время двумя путями: во-первых, за счёт их утилизации и, во-вторых, захоронения или складирования в отвалах и шламонакопителях.

Наиболее простым является последний путь, который используется в настоящее время всеми отечественными метзаводами. В то же время из всех отходов сталеплавильного производства пыль и шламы представляют наибольшую угрозу окружающей среде. Это связано, во-первых, с их мелкодисперсным характером – до 80% частиц размером менее одного микрона. Они легко выносятся в атмосферу и вымываются водой, загрязняя почву. К тому же пыль и шламы газоочисток сталеплавильных цехов содержат

многократно превышающую предельно допустимую концентрацию чрезвычайно токсичных и хорошо растворимых в воде цианидов (соли синильной кислоты), радонидов и другие вредные для человека соединения и элементы, как то: Pb, Cd, As, F и шестивалентный Cr. Поэтому захоронение требует специальной, дорогостоящей дезактивации этих отходов. Затраты на это, по данным зарубежной практики, составляют более 100 долл./т отходов, а в Японии, учитывая дефицит земли, 200 долл. В ряде стран захоронение без дезактивации пылей и шламов метзаводов запрещено законом [6].

В США Агенством по охране окружающей среды в 1995 г. пыль электросталеплавильных цехов была отнесена к опасным отходам класса K061, требующим специальной обезвреживающей обработки. Для этих целей фирмой “Инвайросорс” был создан и продаётся специальный процесс “Super Detox”. В этом процессе электросталеплавильная пыль смешивается с алюмосиликатами, известью и другими добавками, связывается физическим методом и переводится в состояние типа бетона. В процессе IRC (США) пыль электродуговых печей с целью её дезактивации смешивают со специальными добавками и плавят в специальной печи. Расплавленную остекленённую массу превращают в безвредный для окружающей среды гранулированный продукт и продают [1]. В России закона, оговаривающего условия захоронения вредных отходов метзаводов, нет.

Более правильным решением проблемы железозинкосодержащих пыли и шламов метзаводов считается второй, более сложный путь – их утилизация. Подтверждением этого является то многообразие поисков, направлений, методов и конструктивных

решений, которые были запатентованы, апробированы и применяются на отдельных заводах за рубежом.

Пыли и шламы газоочисток сталеплавильных цехов, по содержанию железа и ряду других компонентов (СаО, МпО и С), являются ценным металлургическим сырьём. С ними, особенно пылью газоочисток электросталеплавильных цехов, кроме железа, теряется в настоящее время также целый ряд других ценных металлов и легирующих элементов – Zn, Pb, Cd, Cr, Nb и др. На сегодняшний день в мировой практике нашли признание два варианта использования в собственном металлургическом производстве мелких железо-цинкосодержащих отходов:

- 1) обесцинкование пылей и шламов до приемлемых содержаний цинка (не более 0,3–0,5%) и использование их в процессах получения железорудного агломерата и окатышей для доменной плавки чугуна;
- 2) рецилинг (возврат) железозинкосодержащих отходов в процессы выплавки стали [11].

Первый вариант используется давно в мировой практике. Лидерами здесь являются Япония, США, Германия и Англия. Ведутся работы в Италии, Франции, Испании, Канаде и, в последнее время, весьма интенсивно в Китае. На сегодняшний день известны, существуют или апробированы следующие способы обесцинкования железосодержащих пылей и шламов:

- 1) гравитационные (мокрые);
- 2) пирометаллургические;
- 3) металлургические;
- 4) гидрометаллургические.

Однако удаление из пылей и шламов цинка является сложной, дорогостоящей и далеко не всегда эффективной задачей. Причиной этого является то, что цинк в них находится в основном в виде трудновосстановимых соединений: ферритов, силикатов, сульфатов и сульфидов. Поэтому широко применяемые в практике обогащения рудных материалов гравитационные (мокрые) методы удаления пустой породы и примесей для случая обесцинкования металлургических пылей и шламов оказались малоэффективными (процессы Раса-НГП, (Япония); НПО «Энергия»; института «Уралмеханобрчермет» и др.). Остаточное содержание цинка в обогащённых железосодержащих продуктах колеблется в пределах 0,39–4,15%, т.е. в основном превышает допустимый для доменной плавки уровень (не более 0,3–0,5%). До последнего времени в мире действовала только одна установка по гравитационному обогащению пылей и шлама - в Нагое (Япония) [2].

Не нашёл широкого признания также гидрометаллургический метод извлечения цинка и других примесей, основанный на переводе их в раствор нагретой до 600–900⁰С кислоты (серной, хлорной или азотной), щелочей и подкисленных солей. К этим

процессам относятся: Ezinex (Италия), MRT (США), ZINCEX (Испания), Rezada (Франция) и ряд других. Гидрометаллургические процессы требуют специального кислотоупорного и дорогостоящего оборудования. Образующиеся при обогащении по этому методу отходы по степени воздействия на окружающую среду относятся к классу чрезвычайно опасных и требуют высокочрезвычайно и дорогостоящей системы их улавливания и нейтрализации [3].

Наибольшее применение в практике обесцинкования пылей и шламов получили пирометаллургические способы, сочетающие процессы твердофазного восстановления оксидов углеродосодержащими материалами (кокс или уголь) с возгонкой металлического цинка, свинца и других летучих примесей и получением металлизированного железосодержащего губчатого продукта (способ «Вельц-процесс» в цветной металлургии). Восстановление происходит, как правило, во вращающихся трубчатых печах при температурах 1100–1200⁰С. В процессе восстановления, наряду с образованием железа металлического, удаляется 75–99% цинка и свинца. К пирометаллургическим технологиям, апробированным в промышленных или опытно-промышленных условиях, относятся: СЛ-РН (Германия), «Кавасаки» и фирмы «Сумитомо киндзоку» (Япония), «Комет» и метод комплексной утилизации железосодержащих отходов ОАО «Уральский институт металлов» (Россия). Больше всего установок пирометаллургического способа обработки железо-цинкосодержащих пылей и шламов было построено в Японии, где в 1968–77 гг. действовало 6 заводов годовой мощностью от 60 до 350 тыс.т каждый. Но после 1977 г. их строительство было прекращено из-за очень высоких капиталовложений (8–15 млрд йен) и больших энергетических затрат – до 450 кг твёрдого топлива на тонну получаемых металлизированных окатышей. К тому же эти процессы также не всегда обеспечивают необходимую степень удаления цинка. Получаемый металлизированный продукт – губчатое железо – из-за высокой пиррофорности склонно к вторичному окислению (до самовозгорания) и требует особых условий хранения – в герметичных контейнерах или атмосфере инертного газа [2, 4].

Шламы и пыли могут быть переработаны металлургическими способами. К ним относятся ПЖВ-процесс МИСиС, процесс жидкофазного восстановления МГТУ (г. Магнитогорск), «Плазмадаст» и др. Металлургические способы предусматривают расплавление шлама (железосодержащей пыли) и получение в ходе жидкофазного восстановления (температура 1600–1800⁰С) железоуглеродистого расплава (полупродукта для получения стали) и пыли, с пониженным содержанием цветных металлов (прежде всего, цинка и свинца). Но у металлургических способов

имеется ряд крупных недостатков и нерешённых до настоящего времени проблем: высокая энергоёмкость в сочетании с трудностями утилизации тепла отходящих сильно запылённых газов; выделение в процессе высокотемпературной обработки вредностей (экологически вредное производство); высокие капвложения. К тому же процессы не вышли за рамки экспериментов и требуют создания уникального и сложного оборудования [5].

В последние десять лет, учитывая всё возрастающую остроту проблемы утилизации железозинкосодержащих пылей и шламов на металлургических заводах, появилось много других пирометаллургических способов их обесцинкования. В качестве агрегатов для высокотемпературной обработки, кроме устройств барабанного типа, используются реакторы кипящего слоя, шахтные печи, устройства с вращающимся подом и др. Пыль может использоваться в виде окатышей и брикетов или просто вдуваться и загружаться без предварительного окускования. Процесс может вестись в обычной атмосфере и в вакууме. Кроме твёрдых восстановителей используются жидкие и газообразные. Для нагрева, кроме газа и жидкого топлива, применяется электрическая дуга и даже плазма. Процессы могут быть одно-, двух- и многостадийными, а также комбинированными – пирогидрометаллургические и др. Конечными продуктами, кроме металлургического железорудного материала для производства чугуна и стали и концентрата цинка, других цветных и легирующих элементов (для дальнейшего их извлечения), может быть шлак с повышенным содержанием оксидов железа, углеродистый расплав металла или дезактивированный продукт для рекультивации почвы, использования в дорожном строительстве и пр. Но все эти способы решают частные задачи и не устраняют главных недостатков пирометаллургических процессов: сложность технологической схемы, систем улавливания пыли и, как следствие, высокие капитальные затраты; высокая энергоёмкость и расходы по переделу; возможность загрязнения окружающей среды. По данным крупнейшей сталелитейной компании «Гамбургерштаальверке» предварительное обесцинкование тонны пыли, с получением черного цинкового концентрата (до 32% Zn), обходится ей в 100 евро. Поэтому даже в Японии 40% железозинкосодержащей электропечной пыли подвергается детоксикации и используется для рекультивации земель [6].

Ввиду несовершенства и неэкономичности существующих методов обесцинкования железозинкосодержащих пылей и шламов, а также быстрого развития электросталеплавильного производства и ужесточения требований к экологии в 70-х годах прошлого столетия была предложена идея и реализована программа рециклинга (возврата) железозинкосодержа-

щих пылей и шламов в собственное производство металлургических заводов. Основным объектом рециклинга являются сталеплавильные агрегаты, где по причине окислительного характера процесса вредного влияния цинка (как в доменной печи) не наблюдается. Согласно исследованиям специалистов фирмы “ESM” (США) рециклинг пыли сталеплавильных цехов в собственное производство имеет следующие достоинства [7]:

- 1) извлечение жидкой ванны железа непосредственно из пыли, минуя процесс её обесцинкования;
- 2) увеличение выхода годной стали на плавке;
- 3) обогащение вновь образующейся и улавливаемой пыли цинком и другими летучими элементами (Pb, Cd), что позволяет её использовать на заводах цветной металлургии;
- 4) при производстве легированных сталей в электропечи легко утилизируются легирующие элементы, содержащиеся в пыли, такие как Ni, Cr, V, Mo, Nb и др.;
- 5) сравнительно небольшие затраты на утилизацию пыли.

Существует две разновидности рециклинга пылей (шламов) в процессы выплавки стали:

- 1) вдуванием (инжекцией) струёй газа-носителя в жидкую ванну;
- 2) подачей в сталеплавильный агрегат в виде предварительно окускованного материала.

Первые исследования по проверке идеи рециклинга пыли сухих газоочисток электродуговых печей путём её инъекции были проведены фирмами Krupp Edelstahl Profile (KEP) и Forschungsgemeinschaft Eishuttenlacken (Германия), а также Det Danske Stalvalsev (DDS, Дания). Пыль с помощью специальной пневмоустановки струёй газа-носителя (сухой воздух под давлением 0,6 МПа) подавалась на границу шлак-металл в течение 10 мин (в количестве 80-150 кг/мин). Содержание цинка и свинца во вновь улавливаемой пыли увеличивалось в 1,5-2,0 раза за цикл. Количество цинка в ней составило в среднем 40%. После этого пыль выводилась из системы печи, окусковывалась и направлялась на заводы цветной металлургии. Балансовые плавки показали, что весь цинк вдуваемой пыли возгоняется и улавливается вновь. Вдувание пыли никак не влияет на технологический процесс выплавки стали в печи и, практически, на содержание цинка в металле и шлаке. Пылевывнос уменьшился на 30%. В конце 1990-х годов рециклинг железозинкосодержащих пылей инъекцией был внедрён на 100-тонных электродуговых печах компании К° Стил Ширнес (процесс “Карбофер”, Англия) и вместимостью 140 т фирмы KEP (Германия). Недостатком рециклинга пыли инъекцией является ненадежность пневмосистем транспортировки и подачи пыли в металл [8].

Учитывая ненадёжность системы ввода пыли в металл струёй газа-носителя, фирмой «Стелко» (Канада, 1993-94 гг.) были проведены исследования по её подаче в плавильный агрегат в окускованном виде. На заводах фирмы в Хилтоне было переработано 50 тыс.т пыли в конвертерах вместимостью 150 т и в Лейк-Эри - 30 тыс.т шламов собственных газоочисток в 230-тонных. Предварительно пыль и шламы были подвергнуты окускованию соответственно брикетированием и методом экструдированного прессования. Транспортировка и загрузка окускованных материалов не вызвала никаких организационных затруднений. Экструдированный материал подавался в цех в мешках, а брикеты – конвейерами и загружались по-разному: с ломом в завалку или через верхний бункер, до и после слива чугуна или вместе с сыпучими. В процессе окускования для компенсации тепловых потерь в смесь для получения экструдированного материала добавляли углеродосодержащую колошниковую пыль и шламы доменного производства (по 17% каждого) и брикетов – коксовую мелочь (22%). При любом варианте подачи в конвертер окускованных материалов выбросов во время плавки не было. Уровень содержания кислорода в камине системы отвода газов остался на безопасном уровне. Содержание серы и фосфора в металле было на обычном уровне [9].

Возврат (рециклинг) железосодержащих шламов и пылей в сталеплавильное производство в окускованном виде может быть осуществлён за счёт изготовления на их основе шлакообразующих и металлошихтовых (оксидоуглеродистых) материалов. Первые позволяют радикально улучшить процесс шлакообразования. Шлакообразующие материалы комплексного состава в виде брикетов были успешно испытаны в своё время в мартеновских и двухванных печах (ММК, заводы им. Дзержинского и «Азовсталь») и конвертерах (заводы им. Петровского и «Криворожсталь»). Исследования, выполненные в конце 1990-х годов Волгоградским государственным техническим университетом, и опытные плавки на металлургических заводах «Красный Октябрь» и Белорусском показали, что оксидоугольные брикеты могут быть эффективно использованы в электросталеплавильном производстве как заменители чугуна и стального лома [10].

Как шлакообразующие, так и оксидоуглеродистые предварительно окускованные материалы необходимого состава можно получить только брикетированием. В МГТУ на кафедре металлургии чёрных металлов в результате многолетней работы создана оригинальная и эффективная технология производства самых различных брикетов, в т.ч. шлакообразующих и оксидоуглеродистых, из самых различных матери-

алов и мелких отходов. Технология прошла опытно-промышленную проверку на штемпельных прессах огнеупорного производства ММК, штемпельных и вальцевых прессах отделения брикетирования доменного цеха и огнеупорного производства БМК.

Выводы

1. Устранить негативное влияние на окружающую среду экологически вредных пыли и шламов газоочисток сталеплавильных цехов можно путем их дезактивации и последующего захоронения или утилизации в собственном производстве. Более эффективным для металлургии и экономически целесообразным является второй путь.

2. Наиболее экономичным, не требующим высоких затрат, надежным и экологически чистым является способ утилизации железосодержащих шламов и пыли газоочисток сталеплавильных цехов путем их предварительного окускования и рециклинга (возврата) в собственную плавку стали в виде шлакообразующих и металлошихтовых брикетов.

Список литературы

1. Лопухов Г.А. Переработка электросталеплавильной пыли // Новости черной металлургии за рубежом. 1997. №1. С. 59-61.
2. Мещеряков А.И., Корякова О.Ф. Утилизация железосодержащих отходов при производстве окатышей за рубежом // Бюл. ин-та «Черметинформация». 1985. №9. С. 8-16.
3. Карелов С.В. Комплексная переработка цинко- и свинцово-содержащих пылей предприятий цветной металлургии. М.: ЦНИИЭИ цветмет, 1996. 40 с.
4. Шалимов А.Г. Установка для обработки пыли, образующейся в электродуговой печи // Новости черной металлургии за рубежом. 2001. №1. С. 47-48.
5. Фридрен Р. И. Новый процесс металлизации железных руд и переработки отходов // Сталь. 2001. №4. С. 67-72.
6. Вожаев В.П. Утилизация железосодержащей пыли электродуговой печи и уменьшение вредных выбросов: обзор. Магнитогорск: КЦПК «Персонал», 2009. 77 с.
7. Шалимов А.Г. Рециркуляция отходов черной металлургии // Новости черной металлургии за рубежом. 2000. №3. С.53-55.
8. Лопухов Г.А. Получение более качественной пыли в дуговых печах фирмами «Крупп» и «ДДС» // Новости черной металлургии за рубежом. 1997. №2. С.59-63.
9. Рециклинг пыли и шламов в конвертерных цехах // Новости черной металлургии за рубежом. 1996. №3. С.70-73.
10. Годанский Н.А. Опыт использования железосодержащих брикетов в электросталеплавильном производстве // Металлург. 2003. №1. С.43-45.
11. Панишев Н.В., Бигеев В.А., Черняев А.А. Переработка мелкозернистых отходов металлургического производства с получением гранулированного чугуна и извлечением цинка // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И.Носова. 2013. №4 (33). С. 26-29.

Сведения об авторах

Летимин Владислав Николаевич – канд. техн. наук, доц. каф. металлургии черных металлов, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mgtu@magtu.ru

Макарова Ирина Владимировна – канд. техн. наук, доц. каф. металлургии черных металлов, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mgtu@magtu.ru

Васильева Мария Сергеевна – инженер-лаборант 1 категории, ОАО «Белорецкий металлургический комбинат». Республика Башкортостан. E-mail: mashka-bes22@mail.ru

Насыров Тимур Мухтасарович – магистрант ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: tim-urr@mail.ru

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

ANALYSIS OF THE WAYS FOR THE DISPOSAL OF GAS CLEANING DUST AND SLUDGE AT ET THE METALLURGICAL ENTERPRISES

Letimin Vladislav Nikolaevich – Ph. D. (Eng.), Associate Professor of the ferrous metallurgy department, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: mgtu@magtu.ru

Makarova Irina Vladimirovna – Ph. D. (Eng.), Associate Professor of the ferrous metallurgy department, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: mgtu@magtu.ru

Vasileva Mariya Sergeevna – engineer-technician of 1 category «BelMK». Republic of Bashkortostan. E-mail: mashka-bes22@mail.ru

Nasyrov Timur Muhtasarovich – Student, Nosov Magnitogorsk State Technical University. E-mail: tim-urr@mail.ru

Abstract. *The basic processes for industrial residuals disposal and recycling have been considered and the simplest and most promising process, such as briquetting, has been emphasized. Recycling of iron and zinc containing dust and sludge from EAF gas cleaning systems into steel-making processes is the most perspective solution to the problem of their disposal up to date; furthermore, it does not require a high capital expenditure and processing costs. Preference should be given to a common and reliable option for recycling of iron and zinc containing dust and sludge into the steelmaking processes in the form of slag-forming and metal charge (oxide and carbon) briquettes.*

Keywords: *Disposal, cleaning, Zn-containing wastes, solid residuals, dust, sludge, slag-forming briquettes, oxide-carbon briquettes.*



ИНФОРМАЦИОННОЕ ПИСЬМО

Уважаемые коллеги!

Приглашаем Вас принять участие в издании научного журнала **«Теория и технология металлургического производства»** («*Teoriâ i tehnologiâ metallurgiĉeskogo proizvodstva*») (Аббревиатура: **Teor. tehnol. metall. proizv.**) Периодичность издания – дважды в год.

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

Журнал включает в себя следующие разделы:

1. 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 **до 10 октября 2014 года** представить **следующие материалы:**

- распечатанный чистовой оригинал статьи (4-8 полных страниц текста формата А4) (ауд. 155, Макаровой И.В.);
- электронную версию статьи на CD-диске или выслать электронной почтой на e-mail: m.irina1976@mail.ru;
- экспертные заключения о возможности опубликования от всех организаций, сотрудниками которых являются авторы статьи.

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

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

- формат страницы – А4 (210x297мм), 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 выстроена по принципу автореферата диссертации или просто 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!!!

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

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*

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

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

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

Ответственный по изданию журнала: доцент кафедры МЧМ ФГБОУ ВПО «МГТУ им. Г.И.Носова» Макарова И.В.

По всем вопросам обращаться по тел. 8(3519)298430, либо по e-mail: m.irina1976@mail.ru.