

ТЕОРИЯ И ТЕХНОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

№ 1 (13) 2013

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)

Главный редактор:

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

Научный редактор:

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

© ФГБОУ ВПО «МГТУ», 2013

В журнале представлены результаты теоретических, экспериментальных, производственных научно-исследовательских работ специалистов в области металлургического производства

© Магнитогорский государственный
технический университет
им. Г.И. Носова, 2013

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

Отпечатан на полиграфическом участке МГТУ им. Г.И. Носова
Подписано к печати 30.12.2013.
Тираж 500 экз. Цена свободная.

Журнал подготовлен к печати издательским центром МГТУ
им. Г. И. Носова.
Заказ 730.

СОДЕРЖАНИЕ

ОБОГАЩЕНИЕ И ПОДГОТОВКА СЫРЬЕВЫХ МАТЕРИАЛОВ К МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ПЕРЕДЕЛУ

Берсенов И.С., Горбачев В.А., Судай А.В., Сапожникова Т.В., Зинягин Г.А. Исследование металлургических свойств окатышей из гематитовой руды Большетроицкого месторождения .	3
Чернов Д.В., Шавакулева О.П. Оценка качественного анализа продуктов обогащения ..	5
Бигеев В.А., Колесников Ю.А., Сергеев Д.С. Состояние и перспективы использования сидеритовых руд Бакальского месторождения в черной металлургии .	6
Петухов В.Н., Субботин В.В. Исследование влияния флокулянтов на показатели флотации угольной мелочи и разработка реагентного режима	8
Рябчиков М.Ю., Гребенникова В.В., Рябчикова Е.С. Моделирование прочности металлургического агломерата после восстановления с целью организации непрерывного контроля его качества.....	10
Абдрахманов Р.Н., Клочковский С.П., Савченко И.А., Смирнов А.Н. Хроматографический анализ газовой фазы, образующейся при «мягком» обжиге высокомагнезиальной сидеритовой руды.....	13
МЕТАЛЛУРГИЯ ЧУГУНА	16
Сибигагуллин С. К., Харченко А. С., Семенюк М.А., Бегинюк В.А., Логачев Г.Н. Использование коксового орешка на доменных печах в зависимости от расположения определяющей зоны по силовому взаимодействию потоков шихты и газа.....	16
Савченко Г.Ю., Баюкова В.А., Вострокнутова О.Н., Леднов А.Ю., Савинова Н.А. Акустическая модель футеровки доменной печи	18
МЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛИ.....	21
Шевченко Е.А., Столяров А.М., Шаповалов А.Н. Анализ влияния технологических параметров разливки стали на качество непрерывнолитого сляба и листового проката.....	21
Столяров А.М., Наследов А.В. Технологические параметры отливки тонких слябов в литейно-прокатном комплексе ЗАО «ММК-Metalurji»	24
Филатова Т.А., Иванов А.В., Брусникова А.В., Колесников Ю.А. Особенности окисления углерода в кислородном конвертере при разных способах подачи дутья	27
Рябчикова Е.С., Рябчиков М.Ю. Математическое обеспечение модели процессов теплообмена агрегата печь-ковш.....	29
Селиванов В.Н., Буданов Б.А., Аланкин Д.В. Кинетическая модель удаления водорода при циркуляционном вакуумировании стали.....	31
ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ.....	34
Бигеев В.А., Щеголева Е.А., Букреев А.Е., Манашев И.Р. Перспективы производства лигатур на основе марганца и его сплавов для легирования стали азотом.....	34
Тихонов А.В., Агапитов Е.Б. Обоснование повышения доли жидкого чугуна в шихте дуговой сталеплавильной печи.....	36
ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО	38
Брусницын С.В., Ивкин М.О. Проблемы производства изделий из свинцовых латуней	38

Вдовин К.Н., Абенова М.Б. Физико-механические свойства формовочных смесей с крахмалитом	39
Вдовин К.Н., Сеницкий Е.В., Волков С.Ю., Абенова М.Б. Выбор базового состава чугуна для изготовления литых мелющих тел	42
Брусницын С.В., Сулицин А.В., Мысик Р.К., Ожгихин И.В., Груздева И.А. Установление причин образования газовой пористости в медной катанке.....	46
Леушина Л.И., Ульянов В.А., Нищенков А.В. Инновационные технические решения повышения трещиностойкости оболочковых форм литья по выплавляемым моделям	48
Леушин И.О., Чистяков Д.Г. Теплофизические параметры эксплуатации деталей чугунных стеклоформ.....	50
МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ	53
Сычков А.Б., Малашкин С.О. Выбор технологии термомеханической обработки арматурного проката	53
ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ... 55	
Дубинина М.В., Елесина В.В., Боброва З.М. Исследование загрязненности почвенного покрова территории г. Магнитогорска	55
Чернинцев В.Д., Серова А.А. Анализ существующих способов удаления тяжелых металлов из сточных вод предприятий Южного Урала	57
Гусева Ю.О., Сычева Т.С., Моторина О.С., Сериченко Ю.С., Боброва З.М. Формирование шлаков металлургического передела и основные направления их применения	59
Багаудинова Л.Н., Ворсин В.С., Волкова Е.А. Возможность применения биологического метода для очистки сточных вод.....	62
Ворсин В.С., Коробова Н.Л. Оценка экоситуации в г. Магнитогорске по биопоказателям лиственницы сибирской и сосны обыкновенной	64
РЕСУРСО- И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ.....	67
Летимин В.Н., Насыров Т.М., Макарова И.В. Оценка пирометаллургических способов обесцинкования пыли и шламов сталеплавильных цехов .	67
Ершова О.В., Коляда Л.Г. Исследование возможности совместной переработки техногенных минеральных и полимерных отходов.....	71
Салганик В.М., Полецков П.П., Гушина М.С. Разработка методических показателей для интегральной оценки общего уровня исполнения технологии и качества продукции металлургической отрасли.....	73
Шубина М.В., Махоткина Е.С. Исследование возможности извлечения ванадия из шлаков переработки титаномагнетитов	75
Панишев Н.В., Черняев А.А., Пантелеев А.В. Переработка мелкозернистых отходов металлургического производства с получением гранулированного чугуна и извлечением цинка	77

ОБОГАЩЕНИЕ И ПОДГОТОВКА СЫРЬЕВЫХ МАТЕРИАЛОВ К МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ПЕРЕДЕЛУ

УДК 669.162.1

Берсенов И.С., Горбачев В.А., Судай А.В., Сапожникова Т.В., Зинягин Г.А.

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ОКАТЫШЕЙ ИЗ ГЕМАТИТОВОЙ РУДЫ БОЛЬШЕТРОИЦКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Аннотация. Рассмотрены способы окускования гематитовых руд, результаты лабораторных исследований по окомкованию и обжигу гематитовых окатышей, сравнение свойств окатышей из различного концентрата.

Ключевые слова: гематитовая руда, концентрат, окатывание, обжиг, свойства.

Вовлечение в производство новых видов руд и концентратов является одной из важных задач сохранения и развития промышленного потенциала экономики. В условиях металлургии России решению этой задачи служит использование гематитовых руд, запасы которых значительны (до 7% от общих запасов руд [1]), а опыт использования весьма скуден. Ранее, в работе [2], были изложены результаты исследования технологий окускования гематитовых руд, без анализа металлургических свойств получаемых железорудных агломерата и окатышей. В то же время именно свойства окускованного сырья обуславливают их эффективную переработку в металл. Поэтому цель настоящей работы – исследование металлургических свойств железорудного сырья из гематитовых руд – является весьма актуальной.

В качестве объектов исследования были выбраны окатыши из гематитовой руды Большетроицкого месторождения, полученные в лабораторном окомкователе и обожженные в условиях, аналогичных режиму обжига верхнего слоя на действующей обжиговой машине ОАО «Михайловский ГОК». В ходе исследований сравнивались свойства окатышей гематитовой руды (пробы №1–4) с окатышами из рядового концентрата ОАО «Михайловский ГОК» (проба №0). Состав, свойства и результаты исследований использованных окатышей приведены в таблице. Поскольку в гематитовых окатышах менее выражен внутренний источник тепла от окисления FeO, а обжиг окатышей проводился в идентичных условиях, в пробы окатышей №1–4 был добавлен измельченный коксик. Это позволило обеспечить сопоставимые тепловые условия обжига окатышей из концентратов разного типа.

физическое моделирование. Методика исследования заключалась в восстановлении окатышей в токе водорода при постоянной температуре газовой среды (700 и 900°C). Анализ изменения степени восстановления исследуемых окатышей во времени проводился измерением массы окатышей с интервалом 2 с. Одновременно с восстановимостью прочностью окатышей при восстановлении со степенью восстановления 20–30%. Именно в этих условиях имеет место минимальная прочностью окатышей, что связано с фазовым переходом гематит – магнетит и возникновением внутренних напряжений в спеках.

Из таблицы видно, что использование гематитового концентрата положительно повлияло на содержание общего железа в окатышах, увеличив его на 8,5% (отн.), но при этом выросло и количество FeO: с 0,97% у окатышей пробы №0 до 1,87% у окатышей из гематитового концентрата Большетроицкого месторождения.

Сопоставление коэффициента восстановления и количества FeO в окатышах показывает, что при температуре реакции 700°C общий показатель коэффициента восстановления имеет пониженную величину, поскольку процесс восстановления затруднен. Причиной этого служит пониженная величина площади удельной поверхности (крупные зерна концентрата). При температуре реакции 900°C коэффициент реакции достаточно высок в общем и при этом прослеживается его увеличение при повышенной площади удельной поверхности 1593 и 1784 см²/г (пробы 3 и 4 соответственно), так как зерно концентрата стало существенно мельче и процесс восстановления активизируется.

Присутствующий в шихте гематитовых окатышей коксик, на наш взгляд, не оказал существенного влияния на коэффициент восстановления. При этом, сравнивая базовую пробу из магнетитового концентрата (№0) с пробами №1–4, представилось возможным установить явные различия при восстановлении окатышей из разных кон-

Характеристики исследованных окатышей

Номер пробы	Расход		Удельная поверхность, см ² /г	Химический состав обожженных окатышей, %				Константа скорости восстановления		Прочность на сжатие, кг/ок	«Горячая» прочность, кг/ок	
	Бентонит	Кокс		Fe	FeO	CaO	SiO ₂	700°C	900°C		700°C	900°C
0	0,60		1658	62,9	0,97	0,8	8,7	0,58	0,67	296	180	125
1	0,70	1,0	969	68,3	1,87	0,3	0,6	0,36	0,48	221	25	13
2			1233	68,1	1,84	0,3	0,5	0,30	0,58	203	24	11
3			1593	68,2	1,6	0,3	0,6	0,36	0,74	170	71	15
4			1784	68,4	1,6	0,3	0,5	0,37	0,59	174	56	27

Основным методом исследования было выбрано

центратов. Так, отрицательное влияние гематитового концентрата на восстановимость (общий пониженный показатель коэффициента восстановления) отчетливо проявилось при температуре восстановления 700°C. По нашему мнению, на это повлияли фазовые превращения при восстановлении гематитового концентрата, несколько отличающиеся от фазовых превращений при восстановлении базового, магнетитового концентрата. Тогда как при температуре восстановления 900°C данный факт не прослеживается, так как температура восстановления достаточно высокая. При этом многие как положительно, так и отрицательно влияющие на процесс восстановления факторы нивелируются повышенной температурой, реакция восстановления идет очень активно.

Сопоставление «горячей» прочности окатышей и температуры восстановления также свидетельствует об отрицательном влиянии гематитового концентрата на показатели восстановления. Так, показатель горячей прочности окатышей в сравнении с базовой пробой №0 (из рядового магнетитового концентрата), он существенно понижен. При этом четко виден повышенный показатель горячей прочности при пониженной температуре восстановления (700°C). Это, на наш взгляд, связано с тем, что реакция восстановления протекает менее экстремально, что приводит к образованию менее разобщенной структуры восстановленного окатыша. Наряду с этим заметно увеличение показателя горячей прочности с возрастанием удельной поверхности выше 1233 см²/г (пробы №3, 4). Дополнительное отрицательное влияние на показатель горячей прочности оказывает коксик, присутствующий в шихте. Он в процессе окислительного обжига выгорает, оставляя за собой большое количество мелких пор, при восстановлении которые еще больше разобщаются, что приводит к резкому падению горячей прочности.

Однако при всех вышеописанных факторах, определяющих горячую прочность окатышей, важно добавить, что как в обожженном, так и в восстановленном окатыше основным параметром, формирующим его прочность является оксид кремния (SiO₂). Как следует из таблицы, в обожженных окатышах из гематитового концентрата количество этого минерала сведено до минимума, что не замедлило отразиться на прочности обожженных окатышей и далее на прочности восстановленных. Таким образом, оксида кремния

явно не хватает для того, чтобы обеспечить требуемые свойства спеченных структур по показателям как «холодной», так и «горячей» прочности.

Дополнительно, для оценки достоверности полученных выводов, был проведен минералогический анализ окатышей, на основании которого установлено:

1. Зерна маргита (псевдоморфоза магнетита) при нагреве приобретают форму гематита. Это сопровождается изменением объема и выражается в появлении микропористости внутри зерна.
2. Микропористость во всех пробах окатышей высокая. Расположение пор по сечению окатыша неравномерное. В центральной части окатыша поры крупнее. Наибольшая пористость образуется на расстоянии половины радиуса окатышей.
3. Силикатная связка в форме стекла образуется в небольшом количестве. Обломочные зёрна первичных силикатов и бентонита сохраняется в структуре окатышей.

Полученные данные подтверждают выводы о более высокой пористости окатышей из гематитовой руды и факт слабого развития силикатной связки.

Вывод. По металлургическим свойствам окатыши из гематитовых и магнетитовых руд имеют значительные различия. При этом по содержанию общего железа, восстановимости окатыши из исследованной гематитовой руды превосходят магнетитовые окатыши, а по отдельным («горячая» и «холодная» прочности) наблюдается обратная картина. Относительно низкие показатели прочности окатышей из гематитовой руды связаны с особенностями ее минерального состава, что обуславливает формирование в окатышах малое количество силикатной связки и соответственно значительное разупрочнение под действием внутренних напряжений, возникающих при восстановлении оксидов железа.

Литература

1. Шульц Л.А. Долгосрочный прогноз развития технологии массового производства стали // Изв. вузов. Черная металлургия. 2008. №11. С.40-48.
2. Перспективы использования гематитовых руд для производства железорудного сырья / И.С.Берсенев, Р.А.Полухов, В.А.Горбачев, М.П.Ершов, Г.А.Зинягин, Ю.Г.Ярошенко // Сталь. 2008. №12. С.14–16.

Сведения об авторах

Берсенев Иван Сергеевич – канд. техн. наук, руководитель группы агломерационного оборудования, технологии агломерации ООО «НПВП ТОРЭКС», г.Екатеринбург. Тел.: (343)253-06-56. E-mail: i.bersenev@torex-npvp.ru

Горбачев Валерий Александрович – канд. техн. наук, ст. науч. сотрудник, технический директор ООО «НПВП ТОРЭКС», г.Екатеринбург. Тел.: (343)253-06-50. E-mail: npvp@torex-npvp.ru

Судай Алексей Викторович – ведущий инженер ООО «НПВП ТОРЭКС», г.Екатеринбург. Тел.: (343)253-06-50. E-mail: npvp@torex-npvp.ru

Сапожникова Татьяна Всеволодовна – канд. геол.-минер. наук, ст. науч. сотрудник Имет УрО РАН, г.Екатеринбург. Тел.: (343)267-01-24.

Зинягин Геннадий Алексеевич – канд. техн. наук, главный специалист ЗАО «Объединенная металлургическая компания», г.Москва. Тел.: (495) 231-77-71.



УДК 622.7:543

Чернов Д.В., Шавакулева О.П.

ОЦЕНКА КАЧЕСТВЕННОГО АНАЛИЗА ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Аннотация. В данной статье проведен литературный обзор основных методов оценки качественного состава продуктов обогащения: общего химического анализа и рентгенофлуоресцентного анализа порошковых материалов. Кроме того, в статье приводится обзор современных приборов для проведения рентгенофлуоресцентного анализа и обоснована целесообразность применения нового метода качественного анализа продуктов обогащения, основанного на применении индуктивного преобразователя.

Ключевые слова: контроль технологических процессов, содержание ценного компонента, общий химический анализ, рентгенофлуоресцентный анализ, индуктивный преобразователь, соленоид.

Регулирование технологического процесса обогащения и управление работой обогатительных фабрик требуют систематического контроля за качеством и количеством исходного сырья, а также получаемых в процессе обогатительных процессов промпродуктов, концентратов и хвостов. Качество продуктов на обогатительных фабриках характеризуется содержанием ценных компонентов и примесей, влажностью и гранулометрическим составом. Однако наиболее важным показателем является массовая доля ценного компонента. Определение данного показателя на обогатительной фабрике осуществляется постоянно с целью контроля технологического процесса.

Наиболее распространённым методом определения общей массовой доли ценного компонента в рудах и продуктах обогащения в настоящее время является общий химический анализ, который дает точные показатели общего содержания компонентов в продуктах. Общий химический анализ широко применяется в лабораториях научно-исследовательских институтов, геологических управлений, горно-обогатительных комбинатов, однако такой метод определения массовой доли ценного компонента является довольно дорогостоящим и занимает большое количество времени, что делает такой метод неприменимым для оперативного контроля и экспресс-анализа продуктов в условиях обогатительных фабрик.

Кроме общего химического анализа в лабораториях для определения общей массовой доли компонентов широко применяются приборы, основанные на рентгенофлуоресцентном анализе порошковых материалов (РПЛ). Например, широкое применение получил рентгенофлуоресцентный лабораторный прибор РЛП-3-01 фирмы НИИТФА. Прибор используется для измерения массовых долей химических элементов в твердых (сплавы, образцы горных пород), жидких (растворы, суспензии) и порошковых (образцы руд, концентратов, продуктов порошковой металлургии) пробах вещества, а также для идентификации материала проб путем определения элементного состава входящих в них химических элементов. РЛП-3-01 позволяет получить данные с точностью до 0,003% за относительно небольшой промежуток времени (20-200 с), который в основном зависит от состава исследуемого материала.

На основе лабораторного прибора РЛП-3-01 был разработан портативный анализатор состава вещества – рентгенофлуоресцентный прибор РЛП-3-03, который позволяет проводить оперативный анализ металлов и сплавов, а также многоэлементный анализ металлов, сплавов и изделий на их основе, определение содержания химических элементов от алюминия до нептуния в веществах, находящихся в твердом (образцы горных пород, руд и др.), порошкообразном (образцы руд, концентратов, продуктов порошковой металлургии и др.) и жидком (неагрессивные жидкости) состояниях.

Кроме приборов и установок фирмы НИИТФА, в лабораториях широко применяются рентгенофлуоресцентные приборы других фирм (ARL ADVANT'X, NITON, LECO, Herzog и др.), однако все они имеют достаточно большую стоимость. Поэтому поиск и разработка новых методов контроля, позволяющих в кратчайшие сроки определить качество поступающей руды или продуктов обогащения с наименьшими затратами в условиях производства, является наиболее актуальной проблемой в области контроля и опробования на обогатительных фабриках.

Одним из таких методов, применимых для предприятий перерабатывающих железорудное сырье, является применение прибора на основе индуктивного измерительного преобразователя [1], принципиальная блок-схема которого представлена на рисунке. По сути, это импульсный преобразователь, представляющий собой обычный соленоид, внутрь которого вставляется контейнер с исследуемым материалом. Индуктивность соленоида будет определяться как его геометрией, так и магнитными свойствами исследуемого материала. Так, при исследовании железосодержащих руд индуктивность будет зависеть от массовой доли содержания железа в них [2].



Принципиальная схема предложенного индукционного преобразователя

Очевидно, что подобный метод оценки массовой доли полезного компонента применим только для предприятий, перерабатывающих железорудное сырье.

Таким образом, прибор, основанный на применении индуктивного преобразователя, может быть эффективным средством для создания метода экспресс-оценки содержания ценного компонента в порошках железосодержащих руд. Кроме того, с помощью прибора возможно определить основные магнитные показатели продуктов обогащения.

Прибор, созданный на базе индуктивного преобразователя, может быть компактным, легким и не требующим высокой квалификации персонала. Подобный прибор может быть использован не только в условиях горно-обогатительного производства, но и при разведке полезных ископаемых.

Литература

1. О возможности применения индуктивного преобразователя для экспресс-оценки содержания железа в порошкообразном материале / Вечёркин М.В., Шавакулева О.П., Емелина Е.Ю., Шевченко С.Г. // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 69-й научно-технической конференции. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та. им. Г.И. Носова, 2011. Т.2. С. 28-29.
2. Шавакулева О.П., Вечеркин М.В. Влияние крупности ферромагнитных минералов на магнитные свойства // Горный информационный аналитический бюллетень. М.: МГУ, 2006. №1. С.340-342.
3. Шавакулева О.П., Чижевский В.Б. Комплексное использование руд Медведского месторождения // VIII Кон-

гресс обогатителей стран СНГ: сб. материалов. Т. I. М.: МИСиС, 2011. С. 208-210.

4. Шавакулева О.П., Чижевский В.Б. Обогащаемость различных типов титаномагнетитовых руд // Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения 2011): материалы междунар. совещ. Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Иестъ», 2011. С. 529-531.
5. Шавакулева О.П. Обогащение титаномагнетитовых руд // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XVII Междунар. науч.-техн. конф. Екатеринбург, 2012. С. 39-41.
6. Шавакулева О.П., Чижевский В.Б., Гмызина Н.В. Обогащение титаномагнетитовых руд Южного Урала // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. №2(38). С. 5-7.
7. Шавакулева О.П., Чижевский В.Б. Технология обогащения титаномагнетитовых руд Чернореченского месторождения // Международное совещание «Плаксинские чтения-2012». Петрозаводск, 2012. С. 291-292.
8. Шавакулева О.П., Чернов Д.В. Изучение физико-механических свойств титаномагнетитовых // Актуальные проблемы современной наук, техники и образования: материалы 70-й межрегион. науч.-техн. конф. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2012. Т.1. С. 48-51.

Сведения об авторах

Чернов Данил Валентинович – аспирант института горного дела и транспорта ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-55. E-mail: emkillzor@gmail.com

Шавакулева Ольга Петровна – канд. техн. наук, доц. института горного дела и транспорта ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-55. E-mail: shavakylevao@yandex.ru



УДК 622.71:622.341.15

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

СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СИДЕРИТОВЫХ РУД БАКАЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Аннотация. Проведен обзор существующих методов подготовки сидеритовых руд Бакальского месторождения, а также вариантов их использования в металлургическом производстве.

Ключевые слова: бакальские сидериты, обогащение, доменная плавка, электроплавка, кислородный конвертер.

Челябинская область Российской Федерации располагает крупным месторождением сидеритов (карбонатная железная руда), именуемым Бакальским. Запасы данного вида руды составляют около 1 млрд т [1]. Главная составляющая – изоморфная смесь карбонатов железа, марганца, магния. Алюмосиликаты, кремнийсодержащие сланцы, сульфаты и карбонаты являются минеральными включениями. Руды характеризуются небольшим содержанием железа (27–34%), содержанием серы в широких пределах (от 0,03 до нескольких процентов), а также глубоким расположением залежей [2].

На сегодняшний день существует лишь один вариант промышленного использования сидеритов – в доменном процессе при ограниченном их количестве до 15–17%.

Перед доменной плавкой сидериты подвергаются обогащению по различным методикам (гравитационное, обжиг-магнитное, с использованием рентгено-радиометрической сепарации и др.).

Лимитированное использование данного вида руд обусловлено главным негативным фактором – загущением доменного шлака оксидами магния, которые со-

держит руда (около 9%). В связи с этим на протяжении нескольких лет ведутся комплексные исследования, целью которых является улучшение существующих вариантов использования (доменная плавка) и расширение области применения сидеритовых руд.

Использование металлизированных бакальских сидеритов, полученных в процессе пирометаллургического обогащения, включающем восстановительный обжиг оксидов железа (степень металлизации более 90%) в электросталеплавильных процессах.

В данном варианте возможна замена части лома и концентратов DRI, HBI. Наличие MgO позволяет полностью исключить использование магниезиальных флюсов, но его избыток порождает гетерогенные магниезиальные шлаки, что отрицательно сказывается на показателях плавки [2].

Технология обогащения металлизированных сидеритов с получением концентрата, с последующим его брикетированием (роль связующих выполняли лигносульфонат и негашеная известь) для выплавки электростали.

В технологии используется сухая и мокрая магнитная сепарация металлизированной руды, создание кондиционных брикетов из концентрата с последующей выплавкой в дуговой сталеплавильной печи (ДСП). На выходе получается полупродукт из магниезиального сырья, который содержит 10–12% MgO. При этом на основе расчетов [3] сделано заключение, что для достижения оптимальных технико-экономических показателей необходимо выполнение двух условий: степень металлизации должна быть 85–90%; при обогащении должно обеспечиваться максимальное отделение пустой породы в хвосты и содержание общего железа в концентрате сухой магнитной сепарации 65–75%.

Комплексная переработка сидеритовых руд с высоким содержанием оксида магния, заключающаяся в особых условиях обжига. Обжиг фракции 2–10 мм при температуре 480–540°C без доступа воздуха осуществляется в течение 2,5–3 ч с последующей магнитной сепарацией. После помола магнитной фракции проводится выщелачивание слабой угольной кислотой при нормальных условиях [4].

Метод позволяет удалять 40–60% MgO в исходной руде с получением железорудного концентрата (около 55 % железа) и магнезии (около 99% MgO).

Существует также ряд путей использования руды, основанные на агломерационной технологии.

Сырой аглосидерит крупностью 10–0 мм может быть добавлен в аглошихту, содержащую не менее 50% тонкоизмельченных богатых концентратов с кислой пустой породой. В процессе агломерации протекает естественное обогащение сидерита за счет удаления газообразной углекислоты, а содержание железа возрастает до 44–46%. В данных условиях сидерит служит крупнозернистой добавкой к аглошихте и обеспечивает необходимую для спекания концентратов газопроницаемость слоя шихты. Добавка сидерита

позволяет исключить магнетитовую руду, подаваемую в аглошихту без обогащения и направить ее на измельчение и мокрую магнитную сепарацию.

Сырой сидерит, содержащий 8–10% Mg, позволяет заменить традиционные флюсы, такие как известняк и доломит, без изменения оптимального состава агломерата и доменных шлаков [5].

Для обогащения сидерита в месте его добычи используется обжиг-магнитная технология, включающая дробление и сортировку руды с выделением фракции 20–80 мм и ее обжиг в шахтных печах. После термообработки проходит дегазация материала, который обретает магнитные свойства из-за образования магнизоферрита. Это позволяет использовать магнитную сепарацию для отделения алюмосиликатных минералов. Железوماгнезиальный концентрат обожженного сидерита содержит 50% Fe и 12–14% MgO. После измельчения до агломерационной крупности 10–0 мм он может использоваться в качестве рудной добавки к аглошихте как сырой сидерит. Целесообразность использования сырого или обожженного сидерита в аглошихте решается в зависимости от местных условий, определяющих транспортные затраты, качество выводимых руд и т.д.

Кусковый концентрат обожженного сидерита крупностью 10–80 мм до 1994 года использовался для прямой загрузки в доменные печи на Челябинском, Орско-Халиловском, Карагандинском и Нижнетагильском металлургических комбинатах. Однако, в связи с резким повышением стоимости кокса, использовать бедное, непрочное, по сравнению с агломератом, сырье в крупных печах стало нецелесообразно, и производство концентрата обожженного сидерита (КОС) было прекращено с 1995 года. Но увеличение спроса на чугун в 2003–2005 годах привело к тому, что КОС стали успешно применять заводы, на которых нет собственных аглофабрик, но есть доменные печи объемом до 1000 м³ [5].

Таким образом, существующие исследования в области использования и переработки сидерита, в свете нарастающего дефицита лома и богатых железных руд, а также необходимости создания ультраматериала, являющегося собой квазикомплексный заменитель различных шихтовых материалов – в доменном или сталеплавильном производстве, наполнены дальнеперспективной направляющей, в основе которой лежит верный выбор именно этого вида руды. Представляет интерес использование сырой сидеритовой руды при выплавке стали в кислородных конвертерах [6].

Литература

1. Пирометаллургическая переработка комплексных руд / Леонтьев Л.И., Ватолин Н.А., Шаврин С.В., Шумаков Н.С. М.: Металлургия, 1997. 432 с.
2. Вусихис А.С., Гуляков В.С., Кудинов Д.З. Анализ эффективности использования бакальских сидеритов в металлургических процессах // Металлургические процессы и оборудование. 2013. № 2. С. 16.
3. Разработка технологии обогащения металлизированной сидеритовой руды с получением концентрата для вы-

- плавки электростали / Меламуд С.Г., Шацилло В.В., Дудчук И.А. и др. // Сталь. 2011. № 6. С. 9.
4. Комплексная переработка сидеритовых руд с высоким содержанием оксида магния / Бессмертных А.С., Бигеев В.А., Ключковский С.П. и др. // VIII Конгресс обогатителей стран СНГ: сб. материалов. М.: МИСиС, 2011. Т.1. С. 70–72.
 5. Меламуд С.Г., Шацилло В.В., Загайнов С.А. Результаты внедрения технологии окислительно-восстановительного обжига бакальских сидеритов для получения новых видов сырья для доменного и сталеплавильного производства // Проблемы и перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР. Екатеринбург: ИздатНаукаСервис, 2011. Т. 1. С. 184.
 6. Бигеев В.А., Колесников Ю.А. Прогнозирование технологических параметров выплавки стали в конвертере с использованием сидерита // Теория и технология металлургического производства. 2011 № 11. С. 30–36.
 7. Колесников Ю.А., Буданов Б.А., Сергеев Д.С. Анализ технологических параметров выплавки стали в конвертере с использованием сидеритовой железной руды // 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, 2014. Вып. 12. С. 32-37.

Сведения об авторах

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

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

Сергеев Дмитрий Станиславович – аспирант института металлургии, машиностроения. и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».



УДК 662.74:622.765.001.5

Петухов В.Н., Субботин В.В.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ФЛОКУЛЯНТОВ НА ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ УГОЛЬНОЙ МЕЛОЧИ И РАЗРАБОТКА РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА

Аннотация. Обогащение угольной мелочи является актуальной задачей, стоящей перед углеобогащающими предприятиями. Важность ее растет в связи с ухудшением качества рядового угля. Так, в поступающих на обогащение углях заметно возросло количество шламов, увеличилось количество окисленных углей. Все это отрицательно влияет на эффективность процесса обогащения шламов и приводит к увеличению его стоимости. Решение этой проблемы во многом связано с правильным подбором наиболее эффективных флокулянтов и флоатационных реагентов, которые обеспечивают высокую эффективность работы всей фабрики в условиях жесткозамкнутой водно-шламовой схемы.

В данной работе представлены экспериментальные данные по исследованию процесса флотации угольного шлама с использованием различных реагентов-собирателей после предварительной флокуляции, с применением флокулянтов типа Magnafloc.

Ключевые слова: углеобогащение, флокулянты, флотация, технологический режим.

Одной из важнейших проблем углепереработки является повышение эффективности обогащения тонких классов углей (в особенности коксующихся) с учётом возрастающих требований к качеству товарного концентрата, обеспечения экономической и экологической эффективности технологических процессов, сокращения неоправданных потерь углей. Флотация, остающаяся вплоть до настоящего времени практически единственным способом обогащения тонкодисперсных шламов (крупностью -200 мкм), характеризу-

ется сложностью, сравнительно высокими капитальными и эксплуатационными затратами, необходимостью применения вредных для окружающей среды и опасных в пожарном отношении реагентов. Кроме того, селективность обогащения флотацией наиболее тонких шламовых частиц (-50 мкм) довольно низкая.

Анализ сырьевых баз углеобогащающих фабрик позволяет сделать предположение о возможности извлечения в концентрат наиболее тонких угольных частиц нефлотационными методами. В этом аспекте

несомненный интерес представляет селективное разделение с применением флокулянтов. Сущность данного способа обогащения заключается в том, что макромолекулы соответствующего флокулянта связывают в агрегаты частицы угля, при этом пептизируя частицы породы, позволяя эффективно разделить угольные и породные частицы [1].

Нами были проведены исследования по разработке новых эффективных реагентных режимов флотации углей, до и после флокуляции, на основе использования в качестве реагентов-собирателей технических продуктов нефтехимии, отличающихся групповым химическим составом.

Целью работы является повышение эффективности обогащения тонкодисперсных угольных шламов коксующихся углей на основе процесса селективной флокуляции угольных и породных частиц водорастворимыми полимерами.

В качестве исходного продукта на флотацию исследовался уголь «Аллардинский» с зольность 14,3%.

В качестве реагентов-собирателей были исследованы технические продукты нефтепереработки:

- термогазойль – реагент-собиратель, используемый на УОФ РФ, содержащий в групповом химическом составе смесь углеводородов различного строения;

- тяжелый полимер дистиллята (ТПД), содержащий непредельные углеводороды [2].

В качестве флокулянтов использовались анионные и катионные сополимеры полиакриламида различной молекулярной массы типа Magnafloc. Предварительные исследования по осаждению угольной мелочи показали, что лучшие результаты по скорости осаждения взвешенных частиц получены при использовании флокулянта М-10, с которым в дальнейшем и проводились исследования по флотации угля [3].

В случае флотации угля «Аллардинский» с зольность 14,3% установлено, что использование реагента-собирателя ТПД позволяет улучшить показатели флотиремости углей по сравнению с использованием термогазойля.

Сведения об авторах

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

Субботин Владислав Владимирович – аспирант факультета стандартизации, химии и биотехнологий ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». E-mail: vladsbotin@yandex.ru



При использовании ТПД выход флокконцентрата повышается на 2,4% в случае флотации угольного шлама без предварительной флокуляции и на 4,3% после предварительной обработки угольной пульпы флокулянтom Magnafloc М-10 в количестве 0,01 кг/т (см. таблицу).

Результаты флотации углей с использованием различных реагентов-собирателей

Флокулянт	Реагент-собиратель	∑ Выход, %	∑ Зольность, %
Без флокулянта	Тяжелый полимер дистиллята	90,7	10,6
Magnafloc М-10 0,01 кг/т	Тяжелый полимер дистиллята	87,1	10,4
Без флокулянта	Термогазойль	88,3	9,7
Magnafloc М-10 0,01 кг/т	Термогазойль	82,8	10,0

Следует отметить, что применение реагента-собирателя ТПД в случае использования флокулянта Magnafloc М-10 для сгущения угольной пульпы перед флотацией позволяет снизить потери органической массы угля с отходами флотации на 2–4%, по сравнению с применением широко используемого реагента-собирателя – термогазойля. При этом расход ТПД снижается в 3 раза по сравнению с использованием термогазойля. Разработанная технологическая схема обогащения тонких угольных шламов, включающая в себя селективную флокуляцию водорастворимыми флокулянтами типа Magnafloc, позволяет рекомендовать и использовать данный разработанный технологический режим на УОФ РФ.

Литература

1. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т. 2. М.: МГТУ, 2004.
2. Пат. 2306982 РФ, МПК В 03 D 1/02. Способ флотации угля / Петухов В.Н., Захаров И.П., Свечникова Н.Ю. (Осина Н.Ю.) и др. № 2006105534/03; заявл. 22.02.06, опубл. 27.09.07. Бюл. № 27. 4 с.
3. Субботин В.В., Петухов В.Н. Исследование влияния флокулянтов на эффективность процесса осаждения угольного шлама // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XVIII Международной науч.-техн. конференции. Екатеринбург, 2013.

УДК 669.1:622

Рябчиков М.Ю., Гребенникова В.В., Рябчикова Е.С.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЧНОСТИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО АГЛОМЕРАТА ПОСЛЕ ВОССТАНОВЛЕНИЯ С ЦЕЛЮ ОРГАНИЗАЦИИ НЕПРЕРЫВНОГО КОНТРОЛЯ ЕГО КАЧЕСТВА

Аннотация. Рассматриваются проблемы создания имитационной модели прочности металлургического агломерата после восстановления. Методология проведения испытаний по измерению прочности и восстановимости затрудняет организацию непрерывного контроля и управления качеством производимого агломерата. Повышение «горячей» прочности после восстановления позволяет улучшить экономические показатели работы доменных печей.

Ключевые слова: качество металлургического агломерата, восстановимость, прочность после восстановления, механическая прочность, имитационная модель

Агломерат разрушается в доменной печи при нагреве и восстановлении. При этом на него действуют значительные механические нагрузки одновременно с высокими температурами и протекающими процессами разрушения вследствие восстановления.

Сохранение агломератом прочности в таких условиях позволяет повысить газопроницаемость шихты, обеспечивая эффективное протекание реакций косвенного восстановления при высоких температурах, когда скорость протекания таких процессов восстановления особенно высока.

Горячая прочность агломерата может оцениваться довольно широким набором показателей, среди которых наиболее распространенным в общемировой практике является показатель разрушения пробы при ее восстановлении (Reduction Degradation Index) - показатель RDI.

RDI определяется, как количественная мера разрушения агломерата, которая может возникнуть в верхней части доменной печи после возможного восстановления.

Для оценки RDI согласно ГОСТ 27446-87 и ISO 4696-1 (1996E) проводят испытания, предусматривающие нагрев пробы до температуры $(500 \pm 10)^\circ\text{C}$ в потоке нейтрального газа, с последующей подачей восстановительного газа в течение 60 мин при поддержании постоянной температуры пробы. После охлаждения пробу помещают в барабан и производят 300 вращений при скорости 30 мин^{-1} .

Показатель прочности в процессе восстановления (RDI), выраженный в процентах от массы, вычисляют по формулам:

$$RDI_{6,3} = \frac{m_1}{m} \cdot 100, \quad RDI_{3,15} = \frac{m_1 + m_2}{m} \cdot 100,$$

$$RDI_{0,5} = \frac{m - (m_1 + m_2 + m_3)}{m} \cdot 100,$$

где m – масса пробы после восстановления, г; m_1 – масса пробы класса крупности 6,3 мм, г; m_2 – масса

пробы класса крупности от 3,15 до 6,3 мм, г; m_3 – масса пробы класса крупности от 0,5 до 3,15 мм, г.

На практике чаще используют показатель, характеризующий долю фракции менее 3,15 мм:

$$RDI_{-3,15} = \frac{m_3 + m_4}{m} \cdot 100,$$

Чем ниже доля мелочи и соответственно значение показателя $RDI_{-3,15}$, тем выше качество агломерата.

Рассмотренная методика испытаний позволяет оценить прочность агломерата после его восстановления в условиях, схожих с верхней частью шахты доменной печи.

Недостатком подобных испытаний, с точки зрения организации оперативного контроля качества агломерата, являются значительные затраты времени (порядка 1,5–2 ч).

Альтернативным подходом к оценке текущих значений показателя RDI является использование математических моделей качества металлургического агломерата. Подобные модели могут использовать результаты оперативных оценок химического состава компонентов шихты или готового агломерата рентгенофлуоресцентным методом совместно, а также влияние прочих технологических факторов на показатели качества.

В настоящий момент разработана система имитации восстановимости и холодной механической прочности агломерата на основе использования набора пофакторных моделей [1].

Представляется, что подобная модель может быть создана также и для расчета показателя прочности после восстановления. В ее основу могут быть положены оценки степени развития различных тенденций, оказывающих значимое влияние на показатель RDI.

Влияние минералогического состава агломерата на его горячую прочность достаточно противоречиво.

Большинство источников сходится в отрицательном влиянии Al_2O_3 на этот показатель (RDI увеличивается), однако величина эффекта различна для разных шихтовых материалов [2].

Применительно к офлюсованному агломерату рядом экспериментов установлено отрицательное влияние присутствия гематита и стекла на его горячую прочность. Гематит при нагреве в восстановительной атмосфере меняет удельный объем, увеличивая внутренние напряжения, и разрушается вследствие анизотропии восстановления. Однако последние статистические исследования компании CSIRO (Китай) [3] позволили получить статистическую зависимость, в которой действие гематита (Fe_2O_3) прямо противоположно:

$$RDI = K1 - K2 * Fe - K3 * (Fe - Fe_{cp})^2 + K4 * [-1 \text{ мм } Al_2O_3] - K5 * [-1 \text{ мм}] - K6 * Fe_2O_3 * LOI_{900} + K7 * [\text{Нас. плотность}] * \text{Coke}.$$

Стекло сохраняет хрупкость вплоть до 600–700°C, когда становится пластичным и релаксирует напряжения. Таким образом, присутствие стекла вредно сказывается не только на холодной, но и на горячей прочности агломерата.

Есть данные о том, что массивные литые структуры агломерата, полученного при повышенном расходе твердого топлива, обеспечивающие высокую холодную прочность, не дают высокой горячей прочности. Обычно отдают предпочтение пористым малооплавленным агломератам, структура которых допускает хотя бы минимальные взаимные перемещения структурных составляющих под действием внутренних напряжений.

Такие агломераты с 5–10% FeO обладают так называемой гибкой структурой, которая обуславливает повышенную горячую прочность.

Таким образом, представляется, что содержание углерода кокса в шихте оказывает на RDI двоякий характер, то есть его увеличение до некоторого предела увеличивает TI и снижает RDI, а после него продолжает увеличивать TI, увеличивая также и RDI.

В то же время увеличение расхода кокса, как правило, ведет к росту продолжительности высокотемпературной выдержки материалов, которая, согласно данным японских ученых, разнонаправлено влияет на показатели холодной механической (TI) и горячей прочности (RDI). Предположительно увеличение времени высокотемпературной выдержки материала в форме расплава снижает горячую прочность (RDI - растет) и увеличивает холодную (рис. 1) [4].

Приведенный рисунок показывает, что для получения приемлемых величин холодной и горячей прочности агломерата существуют уровни верхнего и нижнего пределов продолжительности выдержки, выход за которые снижает качество агломерата.

Получение оптимальных значений по всем показателям качества ($TI = 70\text{--}80\%$; $RI > 60\%$; $RDI < 15\%$) чрезвычайно затруднено в силу того, что многие тех-

нологические и сырьевые факторы производства агломерата действуют на эти параметры разнонаправлено.

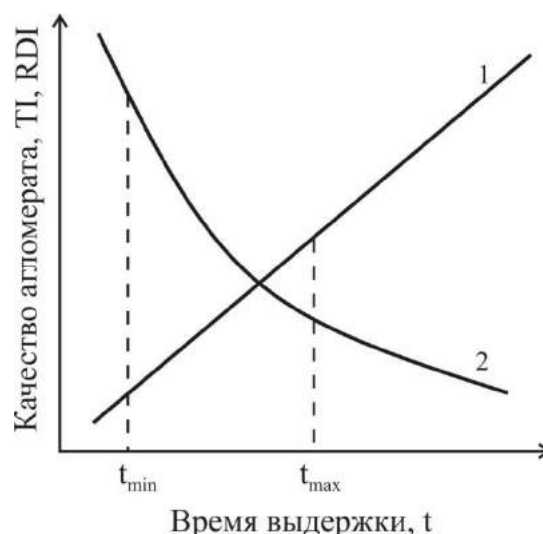


Рис. 1. Зависимость качества агломерата от продолжительности высокотемпературной выдержки материала: 1 – механическая (холодная) прочность (TI); 2 – прочность при восстановлении (RDI)

Учитывая отмеченную тенденцию целесообразно рассмотреть особенности взаимного влияния показателей TI, RI и RDI.

Данному вопросу уделено внимание в работе [5]. Показано, что снижение степени восстановления приводит к снижению температур размягчения материала и увеличению интервала температур от размягчения до расплавления, образованию вязких масс с низкой газопроницаемостью и увеличением перепада давления в этой зоне.

В результате при хорошем отсеве мелочи из агломерата и достаточной прочности его при восстановлении в твердом (сыпучем) состоянии «запирающей» зоной станет зона размягчения-плавления. Поэтому повышение «горячей» прочности за счет снижения восстановимости возможно только при наличии большого количества мелочи в скиповом агломерате и низкой начальной «горячей» прочности при восстановлении до температур размягчения [5].

Таким образом, можно предположить, что увеличение восстановимости при низком значении TI приводит к существенному снижению горячей прочности (RDI – растет). При высоком значении TI увеличение восстановимости в меньшей степени сказывается на значении RDI.

Изучение статистических данных [6], содержащих значения показателей TI, RI, RDI, подтверждает указанную гипотезу: при больших значениях TI рост RI в меньшей степени сказывается на ухудшении горячей прочности RDI (рис. 2,а). Приближенная модель подобной связи, созданная для условий ОАО «НЛМК», показана на рис. 2,б.

Представленные модели позволяют в перспективе реализовать комплексную математическую модель качества агломерата, которую возможно настраивать под условия конкретных агломашин.

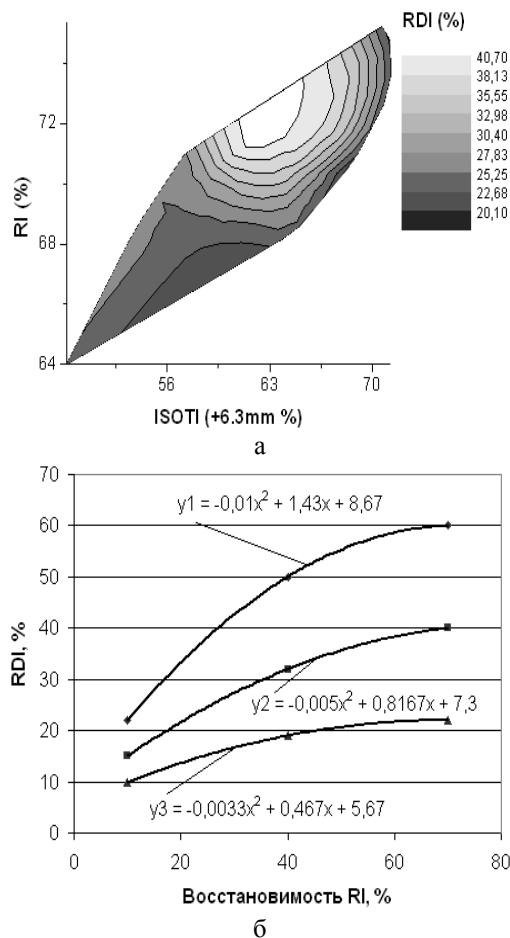


Рис. 2. Зависимость RDI от RI и TI (а), полученная по данным в [6] и предполагаемая зависимость RDI от RI (б) для условий ОАО «НЛМК» при различных уровнях TI (y_1 при TI=45; y_2 при TI=65; y_3 при TI=80)

Подобная модель качества может быть интегри-

Сведения об авторах

Рябчиков Михаил Юрьевич – канд. техн. наук, доц. института энергетики и автоматизированных систем ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». E-mail: mr_mgn@mail.ru

Гребенникова Вера Владимировна – ст. преподаватель института энергетики и автоматизированных систем ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». E-mail: greb1981@mail.ru

Рябчикова Елена Сергеевна – ст. преподаватель института энергетики и автоматизированных систем ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». E-mail: mika.elena@mail.ru



рована с моделями спекания железорудных материалов [7], что позволяет решать широкий круг задач, включая обучение персонала предприятия и организацию непрерывного контроля качества получаемого агломерата [8].

Литература

1. Рябчиков М.Ю., Гребенникова В.В. Моделирование комплексного влияния производственных факторов на механическую прочность металлургического агломерата // *Металлург.* 2013. № 4. С. 40-47.
2. Lu L., Holmes R.J., Manuel J.R. Effects of Alumina on Sintering Performance of Hematite Iron Ores // *ISIJ Int.* 2007. Vol. 47. No. 3. P. 349-358.
3. Donskoi E., Manuel J. R., Clout J. M.F., Zhang Y. Mathematical modeling and optimization of iron ore sinter properties: Proc. of 4th Int. Conf. on Mathematical Modeling and Computer Simulation of Material Technologies – MMT-2006. (College of Judea and Samaria, Ariel, Israel, September 11-15, 2006). P. 2-39-2-49.
4. Рябчиков М.Ю., Гребенникова В.В. Комплексный критерий оценки качества металлургического агломерата // *Автоматизированные технологии и производства.* 2013. № 5. С. 163-169.
5. Лингарт Е.Ф. Совершенствование теории и технологии агломерации с целью интенсификации работы аглолент и улучшения качества продукции: дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02. М., 1984. 176 с.
6. Hsieh Li-Heng. Effect of Raw Material Composition on the Sintering Properties // *ISIJ Int.* 2005. Vol. 45. No. 4. P. 551-559.
7. Рябчиков М.Ю., Гребенникова В.В., Бурдина О.В. Математическое моделирование газодинамического режима агломерационного процесса // *Автоматизированные технологии и производства.* 2013. № 5. С. 38-42.
8. Разработка системы оперативного контроля качества металлургического агломерата / М.Ю. Рябчиков и др. // *Актуальные проблемы современной науки, техники и образования.* 2011. № 2. С. 33-35.

УДК 622.341; 669.162

Абдрахманов Р.Н., Клочковский С.П., Савченко И.А., Смирнов А.Н.

ХРОМАТОГРАФИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ГАЗОВОЙ ФАЗЫ, ОБРАЗУЮЩЕЙСЯ ПРИ «МЯГКОМ» ОБЖИГЕ ВЫСОКОМАГНЕЗИАЛЬНОЙ СИДЕРИТОВОЙ РУДЫ

Аннотация. В статье приведены результаты исследования состава газовой фазы, образующейся при обжиге высокомагнезиальных сидеритовых руд в температурном интервале 550–650°C и в отсутствии свободного кислорода.

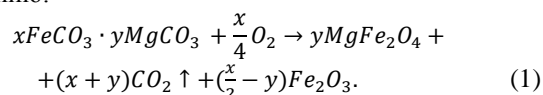
Ключевые слова: сидеритовые руды, магнезиоферрит, железорудный концентрат, магнезия, хроматографический анализ, диоксид углерода, оксид углерода.

Объект и цель исследования

Объектом наших исследований являются сидеритовые руды с высоким содержанием оксида магния, в частности Бакальского месторождения (Челябинская область), запасы которых составляют свыше 1 млрд т.

Основным рудообразующим минералом данных руд является сидероплезит, представляющий собой изоморфную смесь карбонатов железа, магния и незначительного количества марганца. Нерудные материалы – это доломит, кварцит, алюмосиликаты, сланцы.

По существующей технологии переработки бакальскую руду подвергают окислительному обжигу в шахтных печах при температуре 1000–1100°C. При этом карбонаты разлагаются с выделением диоксида углерода и образуется химически устойчивая шпинель – магнезиоферрит. Полученный железорудный концентрат (КОС) содержит примерно 50% железа и 15–20% оксида магния. Суммарная реакция, описывающая обжиг в данных условиях, соответствует уравнению:



Как в исходной руде, так и в продукте ее обжига железо и магний входят в общую кристаллическую решетку. Поэтому применение традиционных способов обогащения для их разделения неэффективно.

Мы предлагаем проводить так называемый «мягкий» обжиг высокомагнезиальных сидеритов, т.е. обжиг при температуре 550–650°C и в отсутствии свободного кислорода. Установлено, что после обжига в таких условиях возможно как повышение содержания железа в КОСе, за счет после-

дующего селективного выщелачивания оксида магния слабой угольной кислотой, так и получение второго продукта – магнезии высокой чистоты (содержание MgO не менее 98%) [1].

Для исследования процессов, протекающих при обжиге в «мягких» условиях, были проведены анализы состава газовой фазы, образующейся при разложении сидероплезита, результаты которых рассмотрены в этой статье.

Методика проведения эксперимента

Параметры проведения «мягкого» обжига были определены нами в результате анализа экспериментов по термографии (рис. 1), которые показали, что разложение сидероплезита (первый пик) начинается около 400°C и заканчивается при температуре менее 650°C (второй пик соответствует разложению доломита) [1].

Работа проводилась на пробах, усреднённый химический состав которых представлен в табл. 1. Навеска исходной руды фракцией 2–10 мм и массой 100 г. обжигалась в трубчатой печи с регулируемым обогревом. Газообразные продукты проходили через водяной затвор. Окончание обжига соответствовало прекращению газовыделения (выделению пузырьков газа).

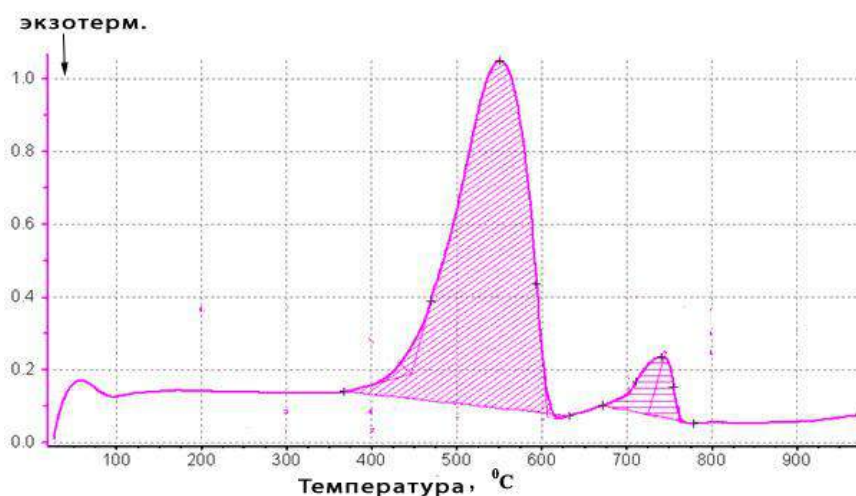


Рис. 1. Термограмма сырой руды Бакальского месторождения

Таблица 1
Усредненный химический состав бакальских сидеритов (2012 г.)

Fe	FeO	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO	SiO ₂	MnO	Al ₂ O ₃	П.п.*
29,3	37,1	0,7	12,0	5,3	2,5	1,1	1,0	35,8

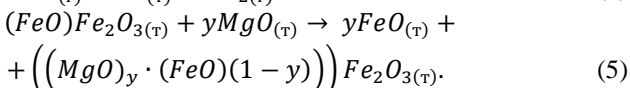
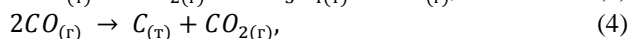
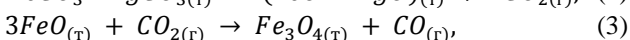
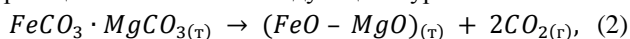
* П.п. – потери при прокаливании, температура прокалики 950°С.

Исследования состава газовой фазы проводили на хроматографическом комплексе «Хроматэк Кристалл 5000» (Россия).

Принимая во внимание многокомпонентность газового состава, образующегося в процессе обжига, для анализа газов задействовали два детектора по теплопроводности (катарометрах), а также два газ-носителя (гелий и аргон). При этом определение в газовой смеси таких газов, как CO₂, H₂S, COS осуществлялось на насадочной колонке М ss 316 (тип 3) 3*2 Hayesep Q 80/100, газ-носитель - гелий, а CO, H₂, N₂, O₂ – на предколонке М ss 316 (тип 3) 0,5*2 Carboxen 1000 60/80 и колонке М ss 316 (тип 3) 3*2 NaX 80/100, газ-носитель – аргон.

Результаты и их обсуждение

«Мягкий» обжиг сидеритовой руды, с одной стороны, препятствует образованию химически устойчивого магнезиоферрита [2], а с другой стороны, способствуют образованию фаз, из которых MgO может быть удалён угольной кислотой. Протекающие при этом реакции описываются следующими уравнениями:



В табл. 2 представлены данные состава газовой фазы (хроматограмма, рис. 2), образующейся при обжиге сидеритовой руды при температурах 550–650°С и временах обжига от 10 до 120 мин.

Таблица 2
Состав газовой фазы в условиях «мягкого» обжига (данные хроматографии)

Температура печи, °С	Время отбора, мин	Состав газовой фазы, об. %					
		CO ₂	CO	H ₂	N ₂	O ₂	COS
550	30	81,16	16,88	1,73	0,10	0,10	<0,01
	60	79,22	19,41	1,15	0,10	0,10	
	90	79,75	19,23	0,81	0,10	0,10	
	120	80,84	18,37	0,58	0,10	0,10	
	150	80,08	19,03	0,66	0,10	0,10	
600	15	79,98	17,71	2,08	0,10	0,10	<0,01
	30	80,12	18,97	0,69	0,10	0,10	
	45	80,8	18,52	0,48	0,10	0,10	
	60	80,51	18,71	0,57	0,10	0,10	
650	10	81,52	17,54	0,73	0,10	0,10	<0,01
	20	80,76	18,57	0,46	0,10	0,10	
	30	81,18	18,12	0,48	0,10	0,10	
	40	80,51	18,36	0,92	0,10	0,10	

Согласно данным, представленным в табл. 2, основными газами, образующимися в процессе обжига, являются CO₂ и CO в соотношении 4:1 соответственно. При этом данное соотношение сохраняется на всем протяжении процесса обжига. Наличие свободного углерода подтверждается химическими и электронно-микроскопическими методами [3].

Незначительное количество водорода может быть объяснено протеканием реакций взаимодействия остаточной влаги в руде с образующимся в процессе обжига оксидом железа. Идентификация очень низких концентраций COS, вероятнее всего, обусловлена взаимодействием угарного газа с серой, присутствующей в обжигаемом материале.

В табл. 3 приведены результаты расчёта констант равновесия для реакции 3 и 4 по литературным данным ([4], P = 1 атм), в сопоставлении с величиной P_p, рассчитанной по экспериментальным хроматографическим данным (см. табл. 2, P_p = $\frac{\%CO}{\%CO_2}$ для

реакции (3) и P_p = $\left(\frac{\%CO_2 * 100}{(\%CO)^2} \right)$ для реакции (4)).

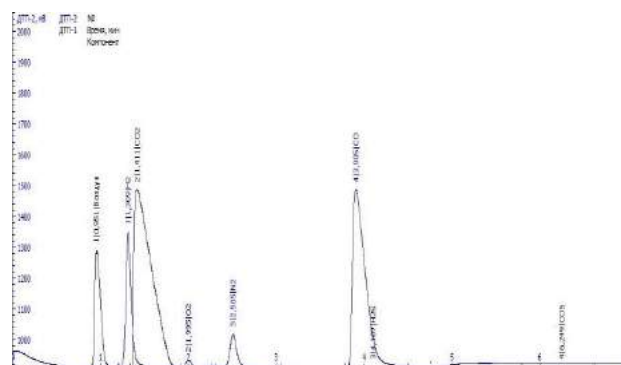


Рис. 2. Хроматограмма газовой фазы, образующейся в условиях «мягкого» обжига высокомагнезиальной сидеритовой руды

Таблица 3
Константы равновесия

Реакция	3FeO + CO ₂ → Fe ₃ O ₄ + CO			2CO → C + CO ₂		
	T, °С	550	600	650	550	600
Kp[4]	-	0,85	0,71	49,79	11,80	3,29
Pp	0,23	0,23	0,22	23,22	23,39	24,59

Постоянство отношения CO/CO₂ при различных температурах обжига, по нашему мнению, можно объяснить следующими факторами:

Температура внутри куска руды во время обжига можно считать постоянной, так как подводимое тепло расходуется на протекание эндотермической реакции (2). Увеличение количества подводимого тепла лишь ускоряет данную реакцию, о чем свидетельствует изменение продолжительности обжига (при 600°С – 75 мин, а при 650°С – 45 мин, при изменении массы при обжиге, в обоих случаях, около 31%);

Так как в результате протекания реакции (3) СО образуется, а по реакции (4) – расходуется, то изменение скорости одной реакции приводит к пропорциональному изменению скорости обратной реакции.

Вероятно, равновесие принципиально не может установиться до тех пор, пока не закончится разложение сидероплезита, так как при диссоциации карбонатов железа и магния постоянно в избытке образуется СО₂, который быстро реагирует с FeO, в соотношении 1:3. Поэтому количество образующегося СО в основном зависит от содержания сидероплезита в сырой руде.

Выводы

1. В условиях «мягкого» обжига газовая фаза практически полностью состоит из двух компонентов – СО и СО₂.

2. В интервале температур от 550 до 650 °С в условиях «мягкого» обжига наблюдается практически постоянный состав газовой фазы (СО₂ и СО в соотношении 4:1 соответственно).

Сведения об авторах

Абрахманов Роберт Назымович – канд. техн. наук, инженер-исследователь факультета стандартизации, химии и биотехнологий ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». E-mail: RobertAbdrakhmanov@yandex.ru

Клочковский Станислав Павлович – канд. хим. наук, доц. факультета стандартизации, химии и биотехнологий ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова».

Савченко Илья Андреевич – аспирант факультета стандартизации, химии и биотехнологий ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». E-mail: savchenkoilya@mail.ru

Смирнов Андрей Николаевич – д-р физ.-мат. наук, зав. кафедрой физической химии и химической технологии факультета стандартизации, химии и биотехнологий ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И.Носова». E-mail: sman@magtu.ru



3. При разработке комплексной технологии переработки высокомагнезиальных сидеритовых руд необходимо определить варианты дальнейшего использования газов, образующихся при «мягком» обжиге.

Литература

1. Принципы комплексной переработки сидеритовых руд Бакальского месторождения / Клочковский С.П., Смирнов А.Н., Савченко И.А., Рева Н.В. // Современная металлургия начала нового тысячелетия: сб. науч. труд. Ч. 1. Липецк: Изд-во ЛГТУ, 2012. С. 44–49.
2. Кашеев И.Д., Стрелов К.К., Мамыкин П.С. Химическая технология огнеупоров: учеб. пособие. М.: Интермет Инжиниринг, 2007. 752 с.
3. Применение методов пирометаллургии для переработки сидеритовых руд с высоким содержанием оксида магния / Колокольцев В.М., Бессмертных А.С., Бигеев В.А., Клочковский С.П., Смирнов А.Н. // Горный журнал. Черные металлы. Спец. выпуск. 2012. С. 22–24.
4. Михайлов Г.Г., Леонович Б.И., Кузнецов Ю.С. Термодинамика металлургических процессов и систем. М.: Изд. Дом МИСиС, 2009. С. 520.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОКСОВОГО ОРЕШКА НА ДОМЕННЫХ ПЕЧАХ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ РАСПОЛОЖЕНИЯ ОПРЕДЕЛЯЮЩЕЙ ЗОНЫ ПО СИЛОВОМУ ВЗАИМОДЕЙСТВИЮ ПОТОКОВ ШИХТЫ И ГАЗА

Аннотация. Проведением промышленных испытаний на доменных печах ОАО «ММК» полезным объемом 1370 и 2014 м³, оснащенных компактным БЗУ лоткового типа, выявлен рациональный режим использования коксового орешка в зависимости от расположения определяющей зоны по силовому взаимодействию потоков шихты и газа.

Ключевые слова: доменная печь, коксовый орешек, дренажная способность горна, компактное бесконусное загрузочное устройство лоткового типа.

Использование в составе шихты доменных печей коксового орешка и фракции является одним из направлений снижения удельного расхода скипового кокса. Применение такого топлива может осложнять работу горна доменных печей ввиду пониженной крупности отсева кокса 10–40 мм [1–3]. Особенно дренажная способность горна ухудшается на доменных печах, оснащенных компактным БЗУ лоткового типа. Причиной этого является неравномерность поступления кокса мелких фракций из бункера БЗУ в колошниковое пространство печи, при загрузке их с небольшим расходом совместно с железорудным сырьем. [4–6]. Снижение фильтрующей способности коксовой насадки особенно проявляется на печи, работающей в условиях нижней определяющей зоны по силовому взаимодействию потоков шихты и газа.

В связи с этим на доменных печах ОАО «ММК» полезным объемом 1370 м³, оснащенных компактным БЗУ лоткового типа, исследовали влияние расхода коксового орешка на ход плавки при различном расположении определяющей по газодинамике зоны.

На доменной печи А, работающей с нижней определяющей зоной, исследовали два периода: без использования орешка (период I, табл. 1) и с расходом его в количестве 12,8 кг/т чугуна (период II).

На доменной печи А, работающей с верхней определяющей зоной, в базовом периоде коксовый орешек не грузили (III). В двух последующих периодах его загружали в количестве 12,2 кг/т чугуна (IV) и 22,6 кг/т чугуна (V) соответственно. Согласно табл. 1 вовлечение коксового орешка в шихту доменной печи Б, работающей в условиях нижней определяющей зоны, в количестве 12,8 кг/т чугуна без использования компенсирующих мероприятий обеспечило коэффициент замены кокса коксовым орешком, равный 0,61 кг/кг. Низкая величина эквивалента замены являлась результатом снижения фильтрующей способности коксовой насадки во втором периоде (табл. 2, 3).

Таблица 1
Основные технологические показатели работы доменных печей

Наименование показателей	Доменные печи				
	А		Б		
	Номер периода				
	I	II	III	IV	V
Длительность периода, сут	9	9	9	9	9
Расход коксового орешка (сухого), кг/т чугуна	0	12,8	0	12,2	22,6
Удельный расход кокса (сухого, скипового), кг/т чугуна: фактический	443,1	438,3	434,3	428,1	421,5
приведенный	443,1	435,5	434,3	425,2	418,8
Коэффициент замены кокса коксовым орешком, приведенный к базовому периоду, кг/кг	-	0,61	-	0,75	0,69
Производительность, т/сут:					
- по фактическому количеству загруженных подач	3260	3158	3654	3706	3657
- приведенная	3260	3290	3654	3760	3664
Расход, м ³ /т чугуна: дутья	1229	1247	1154	1132	1099
природного газа	100	109,1	109,5	110,7	112,8
Удельный расход всего топлива, кг/т чугуна:					
- фактический (кокс, природный газ, коксовый орешек)	516,0	530,2	514,1	521,0	526,3
- в том числе сумма кокса и коксового орешка	443,1	451,1	434,3	440,3	441,1
- приведенный	443,1	447,9	434,3	437,4	441,4
Содержание O ₂ в дутье, %	27,1	26,6	28,1	27,8	28,5
Расход сырьевых материалов, кг/т чугуна	1662	1689	1693	1693	1703
Интенсивность хода, т/(м ³ сут):					
- по руде	3,96	3,89	3,07	3,12	3,09
- по суммарному углероду	0,87	0,84	0,70	0,70	0,70
Рудная нагрузка, т/т	3,56	3,74	3,61	3,78	3,86
Содержание Fe в шихте, %	58,2	57,3	57,2	57,3	56,8
Содержание в чугуне, %: Si	0,71	0,73	0,67	0,70	0,71
Mn	0,28	0,32	0,31	0,33	0,35
S	0,021	0,018	0,018	0,017	0,018
C	4,64	4,71	4,76	4,76	4,79
Содержание в шлаке, %: SiO ₂	36,8	36,8	36,9	36,6	37,0
Al ₂ O ₃	12,8	12,8	12,6	12,8	12,5
CaO	36,0	36,0	36,5	36,3	35,6
MgO	9,6	9,6	9,3	9,6	10,0
S	0,738	0,699	0,693	0,678	0,631

Таблица 2

Показатели, характеризующие дренажную способность горна в период накопления жидких продуктов плавки

Наименование показателей	Доменные печи				
	А		Б		
	Номер периода				
	I	II	III	IV	V
Величина коэффициента сопротивления шихты в нижней части печи: - от конца предыдущего выпуска к середине межвыпускного периода $\lambda_{шнн}$ - от середины межвыпускного периода к началу следующего выпуска $\lambda_{шнк}$	11,61	11,83	10,78	11,27	11,31
	11,82	12,02	10,90	11,38	11,46
Отношение $\lambda_{шнн} / \lambda_{шнк}$	0,990	0,984	0,988	0,991	0,987
Длительность срабатывания шихтовых материалов, с: - от конца предыдущего выпуска к середине межвыпускного периода Δt_n - от середины межвыпускного периода к началу следующего выпуска Δt_k	122	123	101	100	99
	131	133	107	104	106
Отношение $\Delta t_n / \Delta t_k$	0,931	0,925	0,948	0,958	0,937
$\Delta t_k - \Delta t_n$	9	10	6	4	7

Таблица 3

Показатели, характеризующие дренажную способность кокса в горне печи в период выпуска жидких продуктов плавки

Наименование показателей	Доменные печи				
	А		Б		
	Номер периода				
	I	II	III	IV	V
Количество остающегося в печи шлака после выпуска, ковши (ΔV)	0,44	0,55	0,71	0,68	0,84
Время от начала выпуска до появления шлака, мин: на летке № 1 (t_1) на летке № 2 (t_2)	8,8 10,1	7,6 9,2	6,5 10,8	7,2 12,7	6,1 9,7
Среднеарифметическое значение между t_1 и t_2 (t)	9,5	8,4	8,7	10,0	7,9
Интенсивность выпуска чугуна, т/мин: из летка № 1 (V_1) из летка № 2 (V_2)	4,1 4,3	4,0 4,1	4,8 5,5	5,3 4,8	4,7 5,3
Среднеарифметическое значение между V_1 и V_2	4,2	4,1	5,0	5,1	5,0

Согласно табл. 2 в периоде II повысился коэффициент сопротивления шихты в нижней части печи, снизилось отношение его величины в первой половине межвыпускного периода ко второй, что свидетельствует об ухудшении газопроницаемости столба шихты в этой зоне. Вовлечение коксового орешка в

шихту доменной печи Б сопровождалось повышением времени срабатывания порций шихты в печи (табл. 2), увеличением количества остающегося в печи шлака после выпуска (табл. 3), уменьшением времени от начала выпуска до появления шлака и снижением интенсивности выпуска чугуна, что указывает на снижение фильтрующей способности кокса в горне печи.

Применение коксового орешка на доменной печи А, работающей с верхней определяющей зоной, в количестве 12,2 кг/т чугуна без использования компенсирующих мероприятий сопровождалось увеличением производительности (см. табл. 1). Дренажная способность горна не изменилась. Коэффициент замены составил 0,68 кг/кг. Увеличение расхода орешка до 22,6 кг/т чугуна без использования компенсирующих мероприятий привело к ухудшению фильтрующей способности коксовой насадки и снижению производительности печи. Это являлось результатом перемещения определяющей зоны вниз печи. Коэффициент замены снизился до 0,61 кг/кг.

Проведением опытных плавов на доменных печах полезным объемом 2014 м³, работающих с верхней и нижней определяющими зонами, выявили мероприятия, компенсирующие отрицательное действие орешка на ход доменной плавки, в том числе дренажную способность горна. В качестве них целесообразно использовать промывочные материалы (марганцевая или михайловская железная руды в количестве 1,7 и 2,9 кг на 1 кг орешка соответственно), кокс повышенного качества. Применение кокса с более высокой на 0,14 % абс. горячей прочностью либо пониженной на 0,05 % абс. истираемостью устранил отрицательное действие расхода орешка в количестве 4 кг/т чугуна.

Заключение

Использование коксового орешка на доменной печи, работающей с нижней определяющей зоной, приводило к снижению дренажной способности горна, вследствие чего обеспечивало низкий коэффициент замены им кокса, равный 0,61 кг/кг. Вовлечение орешка в количестве до 12 кг/т чугуна в шихту доменной печи, работающей с верхней определяющей по газодинамике зоной, не требовало компенсации негативного его действия на дренаж горна. Коэффициент замены кокса орешком составил 0,68 кг/кг. Дальнейшее увеличение расхода орешка сопровождалось перемещением определяющей зоны в нижнюю часть печи и снижением эквивалента замены до 0,61 кг/кг, в связи с чем требовалось применение компенсирующих мероприятий, таких как улучшение качества кокса, использование промывочных материалов.

Литература

1. Влияние коксового орешка на фильтрацию жидких продуктов плавки в горне доменной печи / С.К. Сибгатуллин, А.С. Харченко, А.В. Чевычелов и др. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2010. № 4. С. 26–28.

2. Об условиях, необходимых для эффективного использования коксового орешка в шихте доменной печи / А.С. Харченко, Е.О. Теплых, А.А. Полинов, и др. // Теория и технология металлургического производства: межрегион. сб. науч. трудов / под ред. В.М. Колокольцева. Вып. 10. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010. С. 26-30.
3. Харченко А.С., Сибгатуллин С.К., Колосов А.В. Использование нейросетевого моделирования для изучения газодинамического режима в нижней части доменной печи в условиях ее работы с коксовым орешком // Изв. вузов. Черная металлургия. 2011. № 11. С. 23-26.
4. Рациональный режим загрузки коксового орешка в шихтовый бункер БЗУ / А.В. Чевычелов А. В. Павлов, Е.О. Теплых, А.С. Харченко, С.К. Сибгатуллин // Сталь. 2013. № 7. С. 8–10.
5. 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. 2012. Спец. выпуск. С. 43-45.
6. 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.

Сведения об авторах

Сибгатуллин Салават Камилевич – д-р техн. наук, проф. института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-30. E-mail: 10skt@mail.ru

Харченко Александр Сергеевич – канд. техн. наук, доц. института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-30. E-mail: as.mgtu@mail.ru

Семенюк Михаил Александрович – старший мастер участка доменного цеха ОАО «ММК». E-mail: semenyuk.ma@mmk.ru

Бегинюк Виталий Александрович – ведущий специалист технологической группы доменного цеха ОАО «ММК». Тел.: 24-10-38. E-mail: beginyuk.va@mmk.ru

Логачев Григорий Николаевич – ведущий инженер-технолог лаборатории чугуна ОАО «ММК». Тел.: 8(3519) 24-66-94. E-mail: logachev.gn@mmk.ru



УДК 669.162.221.2

Савченко Г.Ю., Баюкова В.А., Вострокнутова О.Н., Леднов А.Ю., Савинова Н.А.

АКУСТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ФУТЕРОВКИ ДОМЕННОЙ ПЕЧИ

Аннотация. В данной статье рассмотрены методы неразрушающего контроля состояния футеровки доменной печи. Более подробно показаны методы акустического контроля. Описаны основные положения эхо-метода и метода собственных колебаний. Представлены принципы определения состояния футеровки доменной печи на основе акустической модели многослойной конструкции.

Ключевые слова: доменная печь, футеровка, неразрушающий контроль, акустический метод диагностики, эхо-метод, метод собственных колебаний, спектральный метод, многослойная конструкция, импедансный метод, акустическая модель.

Состояние футеровки доменной печи в процессе кампании изменяется. В районе шахты происходит образование и сход настыви, механический износ футеровки. В районе горна и лещади происходит термическое разрушение, образование и размыв гарнисажа. Различными технологическими приемами можно контролировать эти процессы и поддерживать профиль доменной печи в оптимальном технологическом состоянии.

Определение текущего состояния футеровки доменной печи является сложной задачей. Конструктивно футеровка представляет собой многослойную конструкцию, в процессе эксплуатации доменной печи происходит разрушение футеровки и перерождение материалов, что можно рассматривать как появление новых слоев. Для диагностики состояния слоев футеровки предложено множество методов [1–3]:

- теплотехнический – заключающийся в построении математической модели температурного поля внутри доменной печи. Для реализации методов этого типа проводят контроль тепловых нагрузок на холодильники, закладку термпар в кладку доменной печи, контроль температуры кожуха доменной печи;

- радиационный – для реализации метода производится закладка радиоактивных изотопов в кладку доменной печи и по радиоактивному излучению чугуна судят о том, какие блоки разрушились;

- аналитический – для обеспечения работоспособности метода контролируют материальный и тепловой баланс доменного процесса;

- взятие керн – производят бурение кладки доменной печи, в процессе бурения измеряют температуру. По результатам анализа керн и температурам судят об износе футеровки доменной печи;

- акустический метод неразрушающего контроля [4–7]. Акустические методы контроля можно разделить на два вида: эхо-метод [5,6] и метод собственных колебаний [6,7].

При контроле эхо-методом измеряют время пробега акустического импульса в объекте контроля. Весьма редко измеряют амплитуду прошедшего сигнала или его фазу. Вариант эхо-метода с прямым преобразователем - измерение толщины слоя по многократным донным сигналам. При этом в контактном варианте обычно ведут отсчет суммарного времени пробега t_{Σ} между первым и n -м донными сигналами ($n > 1$), чтобы исключить время пробега в акустических задержках (протекторе, слое контактной жидкости). Расчетная формула имеет вид:

$$h = 0,5ct_{\Sigma}/(n - 1). \quad (1)$$

Метод собственных колебаний основан на анализе изменения спектра широкополосного импульса при прохождении через измеряемый слой или изделие. В результате прохождения через объект контроля общая огибающая спектра сохраняется, но выделяются частоты, на которых по толщине объекта контроля h уложилось целое число полуволн акустических колебаний:

$$h = \frac{m\lambda}{2}. \quad (2)$$

Развитием спектрального метода явилось сопоставление эталонного спектра со спектром, отражен-

ным или прошедшим через исследуемый объект.

Для получения эталонного спектра была разработана модель многослойной конструкции, с использованием импедансного метода [8].

Для определения коэффициента отражения достаточно найти входной импеданс всей системы слоев $Z_{ex}^{(n)}$:

$$Z_{ex}^{(n-1)} = \frac{Z_{ex}^{(n-1)} - iZ_n \operatorname{tg} k_{nz} d_n}{Z_n - iZ_{ex}^{(n-1)} \operatorname{tg} k_{nz} d_n} Z_n, \quad (4)$$

где Z – импедансы соответствующих слоев;

k – угол падения волны;

d – толщина слоя.

А коэффициент отражения формулой

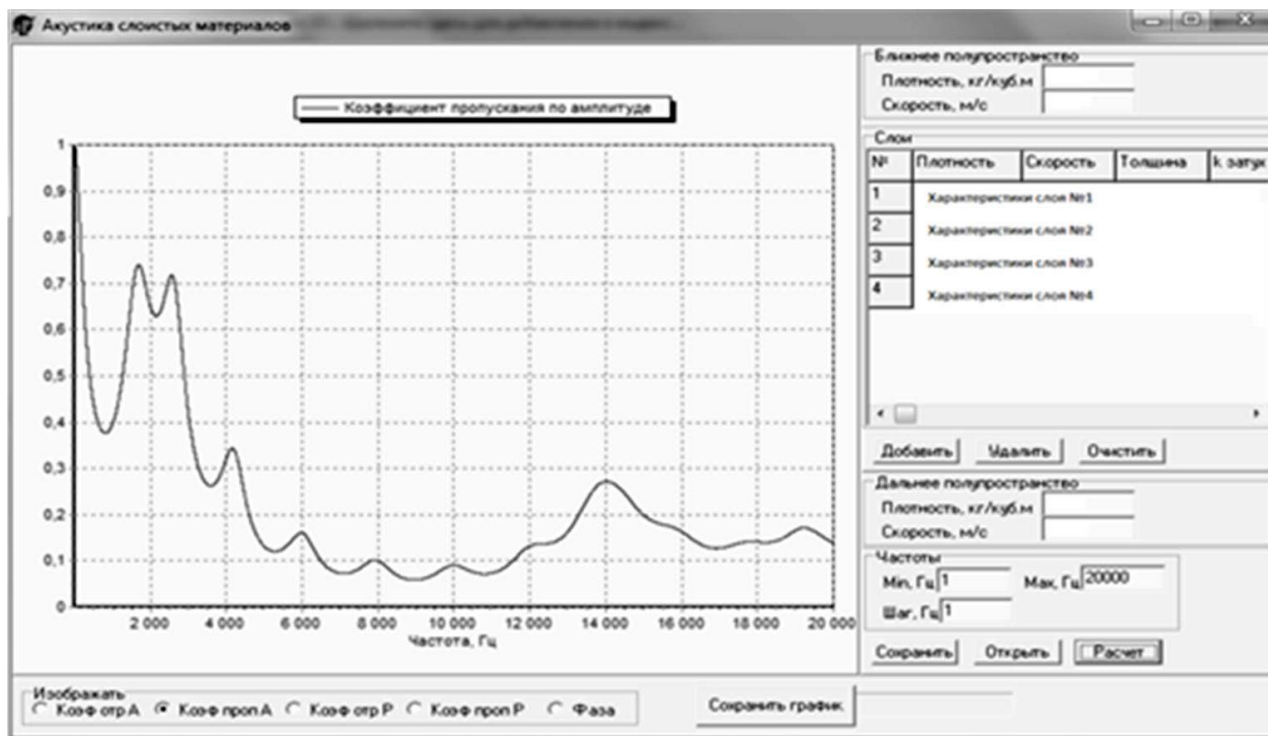
$$R = \frac{Z_{ex}^{(n)} - Z_{n+1}}{Z_{ex}^{(n)} + Z_{n+1}}. \quad (5)$$

Коэффициент пропускания системы слоев найдем как

$$P = 1 - R. \quad (6)$$

Пример расчета коэффициента пропускания многослойной конструкции приведен на рисунке.

В результате проделанной работы была разработана акустическая модель футеровки доменной печи, которая может быть использована для диагностики состояния футеровки доменной печи.



Модель объекта контроля – изменение коэффициента пропускания многослойной конструкции в зависимости от частоты акустического сигнала

Литература

1. Mehrotra S.P., Nand V.C. Heat balance model to predict salamander penetration and temperature profiles in the sub-hearth of an iron blast furnace [S/J International], 1993, №8(33), pp.839-846.
2. Лавров В.В. Разработка и испытание систем диагностики состояния огнеупорной кладки и контроля теплового режима: автореф. дис. ... канд. техн. наук. Екатеринбург, 1996. 22 с.
3. Румянцев С.В. Радиационная дефектоскопия. М.: Атомиздат, 1974. 165 с.
4. Пат. 2211247 РФ, МПК C21B7/24. Способ по определению разгара горна и лещади доменной печи с помощью зеркально-теневого метода ультразвуковой локации / Тахаутдинов Р.С., Терентьев В.Л., Нефедов С.Н. и др.; заявитель и патентообладатель ООО "Дата-Центр". №2001124524/2; 03.09.2001.
5. System and method for inspecting an industrial furnace or the like. : CA 02460901 Canadian patent application / Sadri Afshin, Dewalle Richard; Applicant ANDEC MANUFACTURING LTD., CA; priority 2003/03/13 (10/388,927) US.
6. Пат. 2305134 РФ, МПК C21B7/24. Способ определения топографии слоев футеровки металлургических агрегатов / Савченко Ю.И., Шпонько А.А.; заявитель и патентообладатель ООО "ДИАГНОСТИКА МЕТАЛЛУРГИЯ АВТОМАТИЗАЦИЯ". 2006120175/02; 09.06.2006.
7. Пат. 2326320 РФ, МПК F27D21/00. Способ определения топографии слоев футеровки металлургического агрегата / Шпонько А.А., Прохоров И.Е.; заявитель и патентообладатель Шпонько А.А. № 2007119463/02; заявл. 28.05.2007.
8. Бреховских Л.М., Годин О.А. Акустика слоистых сред. М.: Наука, 1989. 416 с.

Сведения об авторах

Савченко Глеб Юрьевич – магистрант группы ММЧм-13 института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: gleb_savchenko@mail.ru

Баюкова Виктория Александровна – магистрант группы ММЧм-13 института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: baukova-vika@inbox.ru

Вострокнутова Ольга Николаевна – ст. преподаватель института энергетики и автоматизированных систем ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: olvos@mail.ru

Леднов Андрей Юрьевич – ст. преподаватель института энергетики и автоматизированных систем ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519)298470. E-mail: lednov@mail.ru

Савинова Наталья Александровна – ст. преподаватель института энергетики и автоматизированных систем ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519)298470. E-mail: savinova_n_a@mail.ru



МЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛИ

УДК 621.74.047

Шевченко Е.А., Столяров А.М., Шаповалов А.Н.

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РАЗЛИВКИ СТАЛИ НА КАЧЕСТВО НЕПРЕРЫВНОЛИТОГО СЛЯБА И ЛИСТОВОГО ПРОКАТА

Аннотация. В условиях ОАО «Уральская Сталь» слябовые непрерывнолитые заготовки толщиной 270 мм имеют искажение профиля в виде выпуклости узких граней. Причинами этого дефекта являются нарушения температурно-скоростного режима разливки стали. При производственной необходимости поддержания средней скорости разливки металла изучено влияние перегрева металла в промежуточном ковше и протяженности поддерживающей системы узких граней заготовки под кристаллизатором на выпуклость узких граней сляба. С увеличением выпуклости возрастает степень развития внутренних дефектов сляба и отбраковка горячекатаного листа. Необходимо продолжить исследования по предотвращению искажения профиля непрерывнолитого сляба толщиной 270 мм.

Ключевые слова: непрерывнолитой сляб, узкие грани, выпуклость, макроструктура, горячекатаный лист, качество.

В ОАО «Уральская Сталь» разливка стали производится на одноручьевой слябовой МНЛЗ фирмы «SMS Demag». Машина криволинейного типа с вертикальным участком имеет базовый радиус 10,5 м, кристаллизатор высотой 900 мм, зону вторичного охлаждения из 17 секций, металлургическую длину 30,3 м. В сортаменте разливаемой низкоуглеродистой стали преобладает сталь марок 09Г2С, 10ХСНДА и класса прочности К52. Слябы одинаковой ширины 1200 мм, толщиной 190 и 270 мм отливаются со средней скоростью 1,25 и 0,9 м/мин соответственно. Наиболее проблемным является получение качественных непрерывнолитых заготовок толщиной 270 мм и изготавливаемых из них горячекатаных листов толщиной 8-50 мм.

При изучении 300 угловых темплетов, вырезанных из слябов сечением 270×1200 мм, было установлено, что 95 % (отн.) всех темплетов имеют выпуклость узких граней величиной от 2 до 15 мм [1]. Характерный вид данного дефекта представлен на рис. 1.

Известно [2-4], что появление выпуклости узких граней непрерывнолитых заготовок может вызываться несоблюдением температурно-скоростного режима разливки металла. С целью проверки этого положения был проанализирован массив данных из 325 плавов. На рис. 2 приведены данные о скорости вытягивания заготовок толщиной 270 мм из низкоуглеродистой стали с различной величиной перегрева металла в промежуточном ковше над температурой ликвидус.

Из рис. 2 по расположению поля точек видно, что между фактической скоростью вытягивания слябовой заготовки из кристаллизатора и величиной перегрева металла в промежуточном ковше отсутствует требуемая согласно технологической инструкции четкая убывающая зависимость. Горячий металл часто разливается с недопустимо высокой скоростью. Это можно объяснить стремлением персонала иметь до-

статочно высокую производительность одноручьевой МНЛЗ, чтобы не сдерживать производительность всего цеха. При этом определяющим фактором для регулирования скорости разливки являются показания температурных датчиков системы раннего распознавания прорывов в кристаллизаторе машины.

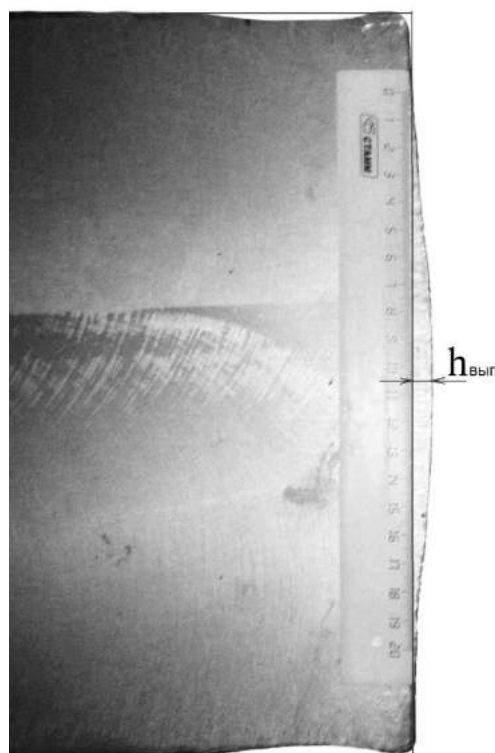


Рис. 1. Вид углового темплета из сляба сечением 270×1200 мм (сталь марки 17Г1С-У) с выпуклостью узкой грани величиной $h_{\text{вып}}$

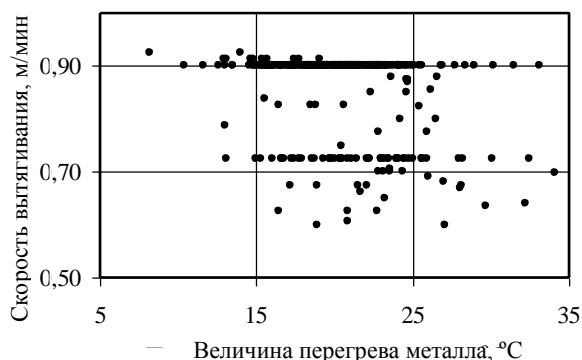


Рис. 2. Данные о скорости вытягивания слэбов сечением 270×1200 мм из кристаллизатора при разливке низкоуглеродистого металла с различной величиной перегрева над температурой ликвидус в промежуточном ковше МНЛЗ

При необходимости поддержания постоянной скорости вытягивания заготовки из кристаллизатора важной составляющей температурно-скоростного режима является температура разливаемого металла.

При анализе качества металла угловых темплетов, вырезанных из слэбов толщиной 270 мм 303 плавок, была установлена зависимость величины выпуклости узких граней слэбов от перегрева стали в промежуточном ковше МНЛЗ (рис. 3) [5].

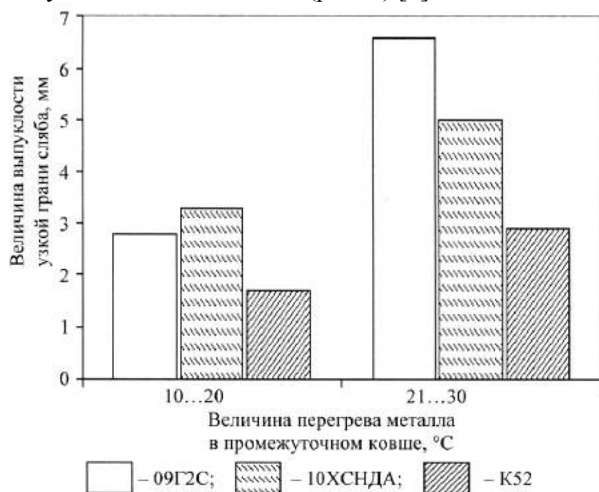


Рис. 3. Зависимость величины выпуклости узких граней непрерывнолитых слэбов толщиной 270 мм от перегрева металла над температурой ликвидус в промежуточном ковше МНЛЗ

При увеличении перегрева металла в среднем на 10°С выпуклость узких граней слэбов возрастает наиболее сильно при разливке стали марки 09Г2С – примерно в 2,4 раза и несколько меньше – в 1,5 и 1,7 раза при разливке стали марки 10ХСНДА и класса прочности К521.

Выпуклость узких граней непрерывнолитой заготовки является внешним признаком увеличения степени развития целого ряда внутренних дефектов: осевой рыхлости, осевой химической неоднородности, осевых трещин, трещин, перпендикулярных разным граням заготовки. Анализ качества макроструктуры 176 темплетов из слэбов толщиной 270 мм (табл. 1) подтвердил прогноз.

Таблица 1
Результаты оценки макроструктуры слэбов толщиной 270 мм

Дефект*	Марка стали или класс прочности	Величина перегрева металла, °С	
		10–20	более 20
Степень развития дефекта**, баллы			
ОР	09Г2С	0,5...1,5 1,20	1,0...2,0 1,70
	10ХСНДА	1,0...1,5 1,22	1,0...1,5 1,33
	К52	0,5...1,5 1,20	1,0...2,5 1,50
ОХН	09Г2С	0,5...1,0 1,0	1,0...1,5 1,30
	10ХСНДА	0,5...1,5 1,07	1,0...2,0 1,22
	К52	0,5...1,0 0,78	0,5...2,0 1,15
ОТ	09Г2С	0,5...1,0 0,6	0,5...1,0 0,8
	10ХСНДА	0...1,0 0,43	0...1,0 0,53
	К52	0...1,0 0,39	0...1,0 0,52
ТП _у	09Г2С	0,5...1,0 0,8	0,5...1,5 1,15
	10ХСНДА	0,5...1,5 0,76	0,5...1,5 0,94
	К52	0,5...1,0 0,76	0,5...1,5 0,87
ТП _ш	09Г2С	0,5...1,0 0,75	0,5...1,5 0,95
	10ХСНДА	0,5...1,5 0,87	0,5...1,5 1,11
	К52	0...1,5 0,78	0...1,5 0,95

* ОР – осевая рыхлость; ОХН – осевая химическая неоднородность; ОТ – осевые трещины; ТП_у – трещины, перпендикулярные узким граням слэба; ТП_ш – трещины, перпендикулярные широким граням слэба.

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

Средние значения всех дефектов макроструктуры слэбов толщиной 270 мм, отлитых из стали разного химического состава с перегревом 10–20°С в промежуточном ковше, меньше, чем при разливке металла с величиной перегрева более 20°С.

Величина отбраковки толстых горячекатаных листов, прокатанных из слэбов толщиной 270 мм из стали разных марок, имевшей перегрев в промежуточном ковше МНЛЗ более 25°С над температурой ликвидус, возрастает на 0,8–1,2% (абс.). Основными причинами отбраковки листов являются внутренние

несплошности, обнаруживаемые при ультразвуковом контроле листов, а также поверхностные трещины.

Важным параметром, влияющим на состояние узких граней отливомой заготовки, является протяженность поддерживающей системы, зависящая от количества роликов, расположенных на раме кристаллизатора. По проекту для поддержки узкой грани заготовки на выходе из кристаллизатора применялся только один ролик. В дальнейшем количество роликов было увеличено до четырех [6, 7].

В табл. 2 представлены данные о качестве металла 300 угловых проб из слябов сечением 270×1200 мм, отлитых с короткой и удлиненной поддерживающей системы узких граней заготовки под кристаллизатором.

Таблица 2
Результаты изучения качества металла угловых проб

Параметр	Поддерживающая система узких граней сляба	
	короткая (один ролик)	удлиненная (четыре ролика)
Количество изученных темплетов, шт.	150	150
Выпуклость узкой грани: среднее значение, мм	10,62	5,80
	дисперсия, мм ²	2,32
критерий F	1,085	
критическое значение критерия $F_{0,05}$	1,31	
критерий t	27,92	
критическое значение критерия $t_{0,05}$	1,97	

Увеличение протяженности поддерживающей системы узкой грани сляба под кристаллизатором привело к снижению средней величины выпуклости узкой грани с 10,62 до 5,80 мм. Существенное превышение расчетных значений критерия t над его критическим значением свидетельствуют о статистически значимом различии между сравниваемыми выборками с вероятностью не менее 95 %. При этом отбраковка горячекатаного листа снизилась в среднем на 20% (отн.).

Таким образом, в условиях ОАО «Уральская Сталь» слябовые непрерывнолитые заготовки толщиной 270 мм имеют искажение профиля в виде выпук-

лости узких граней. Причинами этого дефекта являются нарушения температурно-скоростного режима разлива стали. При производственной необходимости поддержания средней скорости разлива металла изучено влияние перегрева металла в промежуточном ковше и протяженности поддерживающей системы узких граней заготовки под кристаллизатором на выпуклость узких граней сляба. С увеличением выпуклости возрастает степень развития внутренних дефектов сляба и отбраковка горячекатаного листа. Необходимо продолжить исследования по предотвращению искажения профиля непрерывнолитого сляба толщиной 270 мм.

Литература

1. Шевченко Е.А., Столяров А.М., Шаповалов А.Н. Изучение качества слябовой заготовки, отлитой на криволинейной МНЛЗ с вертикальным участком // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №1 (41). С. 27–30.
2. Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В., Смирнов А.Н. Производство стали. Т. 4. Непрерывная разливка металла. М.: Теплотехник, 2009. 528 с.
3. Смирнов А.Н., Куберский С.В., Штепан Е.В. Непрерывная разливка стали. Донецк: ДонНТУ, 2011. 482 с.
4. Машины непрерывного литья заготовок. Теория и расчёт / Л.В. Буланов, Л.Г. Корзуни, Е.П. Парфёнов и др. Казань: Идеал-Пресс, 2003. 319 с.
5. 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.
6. Шевченко Е.А., Столяров А.М., Шаповалов А.Н. Улучшение качества узких граней слябовой непрерывнолитой заготовки // Наука и производство Урала: межрегион. сб. науч. тр. Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2013. Вып. 9. С. 57–61.
7. Шевченко Е.А., Столяров А.М., Шаповалов А.Н. Рациональная длина поддерживающей системы узких граней непрерывнолитого сляба для условий ОАО «Уральская Сталь» // Машиностроение: сетевой электронный научный журнал. 2013. №1. С.38-41.

Сведения об авторах

Шевченко Евгений Александрович – аспирант института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-30. E-mail: nfmisis-nis@yandex.ru

Столяров Александр Михайлович – д-р техн. наук, проф. института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-30. E-mail: mchm@magtu.ru

Шаповалов Алексей Николаевич – канд. техн. наук, доц. Новотроицкого филиала НИТУ «МИСиС». E-mail: alshapo@yandex.ru



УДК 621.74.047

Столяров А.М., Наследов А.В.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ОТЛИВКИ ТОНКИХ СЛЯБОВ В ЛИТЕЙНО-ПРОКАТНОМ КОМПЛЕКСЕ ЗАО «ММК-Metalurji»

Аннотация. Для условий разливки низкоуглеродистой стали на тонкослябовой МНЛЗ литейно-прокатного комплекса ЗАО «ММК-Metalurji» рассмотрены параметры температурно-скоростного режима разливки, режима качания вертикального кристаллизатора, рассчитаны относительная степень обжатия слябов в зоне вторичного охлаждения, максимальная протяженность лунки жидкого металла в слябах разной толщины и ее отношение к металлургической длине МНЛЗ, установлена зависимость между расстоянием от начала зоны вторичного охлаждения до рекомендуемой точки начала обжатия на технологическом канале машины и скоростью вытягивания сляба из кристаллизатора.

Ключевые слова: МНЛЗ, тонкий сляб, разливка, технология, параметры.

В последнее время широкое распространение получили металлургические мини-заводы. На таких предприятиях производственная цепочка обычно состоит из электродуговой печи, установки «печковш», вакууматора и литейно-прокатного модуля. Характерными представителями таких предприятий являются поставленные фирмой «Danieli» литейно-прокатные комплексы ОАО «ОМК-Сталь» в городе Выкса Нижегородской области и ЗАО «ММК-Metalurji» в турецком городе Искендерун [1, 2]. Ключевым звеном литейно-прокатных модулей является тонкослябовая МНЛЗ нового поколения. Она отличается кристаллизатором специальной конструкции, обжатием заготовки с жидкой сердцевинной (*LCR-liquid core reduction*), использованием более сложных систем качания кристаллизатора и вторичного охлаждения заготовки. Тонкослябовая МНЛЗ ЗАО «ММК-Metalurji» имеет техническую характеристику, представленную в таблице.

чезым звеном литейно-прокатных модулей является тонкослябовая МНЛЗ нового поколения. Она отличается кристаллизатором специальной конструкции, обжатием заготовки с жидкой сердцевинной (*LCR-liquid core reduction*), использованием более сложных систем качания кристаллизатора и вторичного охлаждения заготовки. Тонкослябовая МНЛЗ ЗАО «ММК-Metalurji» имеет техническую характеристику, представленную в таблице.

Техническая характеристика тонкослябовой МНЛЗ

Параметр	Значение
Тип МНЛЗ	Криволинейная с вертикальным участком
Количество ручьев, шт.	2
Годовая производительность, млн т слябов	2,39
Вместимость сталеразливочного ковша, т	250
Вместимость промежуточного ковша, т	52(58)
Базовый радиус машины, м	5
Металлургическая длина, м	12
Размеры отливаемых слябов, мм:	
– толщина	50,5–80,5
– ширина	800–1570
– длина максимальная	42000
Рабочая скорость вытягивания слябов из кристаллизатора, м/мин	3,0–6,0
Тип кристаллизатора	H ² (патент «Danieli»)
Длина кристаллизатора, мм	1200
Толщина никелевого покрытия, мм	1,0
Контроль уровня металла в кристаллизаторе	Радиоизотопный / электромагнитный
Количество поддерживающих роликов на раме кристаллизатора, шт.	8 (в два ряда)
Привод качания	Гидравлический
Амплитуда качания кристаллизатора, мм	до 40
Частота качания кристаллизатора, кач./мин	до 450
Количество роликовых секций, шт.	7
Количество независимых контуров:	
– охлаждение водой	3
– охлаждение водовоздушной смесью	8
Система обжатия	Динамическая
Тип затравки	Гибкая цепная
Механизм порезки слябов	Маятниковые ножницы

Значительный интерес вызывают основные технологические параметры разливки низкоуглеродистой стали на тонкослябовой МНЛЗ.

Согласно технологической инструкции [3] скорость вытягивания тонких слябов различной ширины толщиной 70,5–80,5 мм из низкоуглеродистой стали должна изменяться в зависимости от величины пере-

грева металла в промежуточном ковше над температурой ликвидус в соответствии с зависимостью, приведенной на рис. 1.

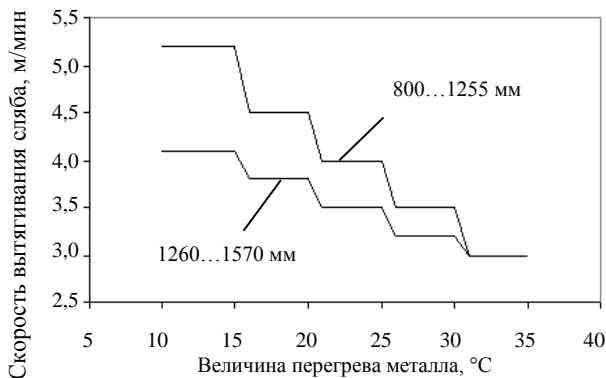


Рис. 1. Зависимость скорости вытягивания тонких слябов толщиной 70,5–80,5 мм из низкоуглеродистой стали различной ширины заготовки (цифры на поле) от величины перегрева металла в промежуточном ковше над температурой ликвидус

Из этого рисунка видно, что при увеличении перегрева металла на 25°C (с 10 до 35°C) скорость вытягивания слябов меньшей ширины (800–1255 мм) рекомендуется снизить на 2,2 м/мин, что вдвое больше, чем для слябов большей ширины (1260–1570 мм).

Фактические данные о влиянии перегрева разливаемого металла на скорость вытягивания сляба из кристаллизатора приведены на рис. 2. Линейная зависимость скорости вытягивания слябов (v , м/мин) толщиной 51–55 мм и шириной 1050–1545 мм из низкоуглеродистой стали от величины перегрева металла (Δt , °C) в промежуточном ковше имеет следующий вид:

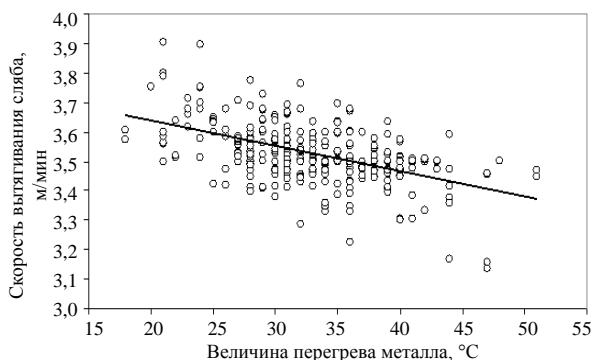
$$v = 3,81 - 0,009\Delta t, \quad r = 0,518.$$


Рис. 2. Зависимость скорости вытягивания слябов толщиной 51–55 мм и шириной 1050–1545 мм из низкоуглеродистой стали от величины перегрева металла в промежуточном ковше МНЛЗ

С увеличением скорости вытягивания сляба из кристаллизатора возрастает частота его качания (рис. 3). При изменении скорости от 3 до 5 м/мин частота качания кристаллизатора возрастает по прямо-

линейной зависимости с 210 до 350 кач./мин, а в интервале скорости 5–6 м/мин темп прироста резко падает по криволинейной зависимости.

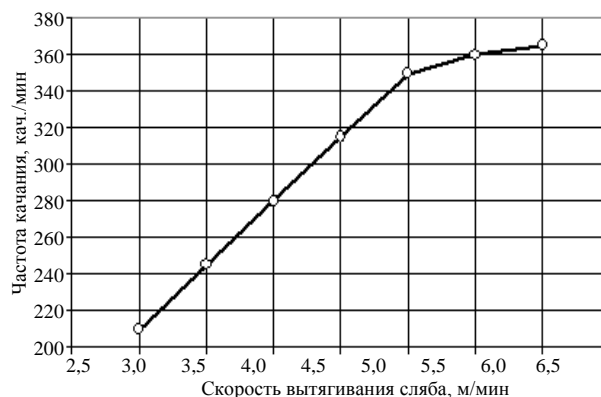


Рис. 3. Зависимость частоты качания кристаллизатора от скорости вытягивания тонкого сляба

В поддерживающей системе зоны вторичного охлаждения МНЛЗ производится постепенное обжатие заготовки с начальной толщины, которую она имеет на выходе из кристаллизатора, до конечной толщины. Относительная степень обжатия слябов, отливаемых в условиях ЗАО «ММК-Metalurji», показана на рис. 4.

На выходе из вертикального кристаллизатора с воронкообразным расширением в центральной верхней части сляб имеет толщину от 92,5 до 72,5 мм и затем постепенно обжимается до конечной толщины, равной от 80,5 до 50,5 мм.

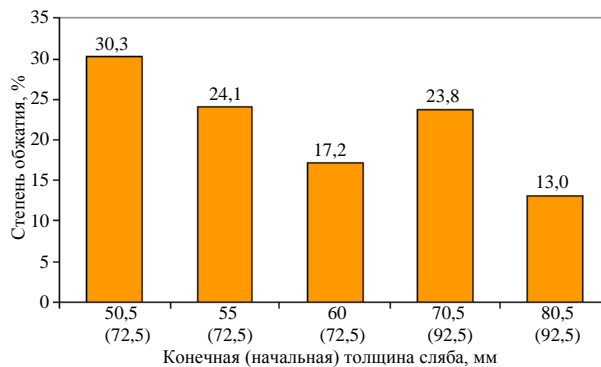


Рис. 4. Относительная степень обжатия слябов

По рекомендациям фирмы «Danieli» обжатие следует начинать при наличии 60% твердой фазы внутри отливаемой заготовки. С учетом этого было рассчитано расстояние от начала зоны вторичного охлаждения до той точки технологического канала МНЛЗ, в которой необходимо начинать процесс обжатия заготовки. При расчете коэффициент затвердевания стали был принят равным 25 мм/мин^{0,5}. Результаты расчетов для слябов, имеющих толщину на выходе из кристаллизатора 72,5 и 92,5 мм, представлены на рис. 5.

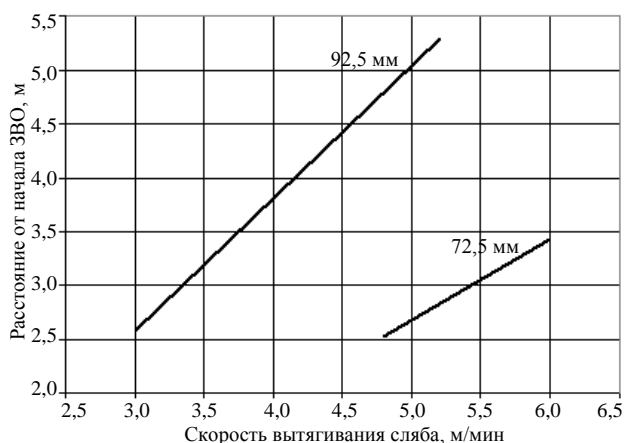


Рис. 5. Зависимость расстояния от начала зоны вторичного охлаждения до рекомендуемой точки начала обжатия на технологическом канале МНЛЗ от скорости вытягивания сляба разной толщины на выходе из кристаллизатора (цифры на поле рисунка)

На рис. 6 приведены расчетные данные о максимальной длине лунки жидкого металла в слябах разной толщины и ее отношении к металлургической длине МНЛЗ. Из этих данных видно, что с увеличением толщины отливаемого сляба возрастает и отношение максимальной длины лунки жидкого металла к металлургической длине машины. Для сляба толщиной 80 мм это отношение имеет очень высокое значение, равное 0,93, превышающее общепринятый максимум 0,90 для гарантирования порезки полностью затвердевшего сляба.

Таким образом, для условий разливки низкоуглеродистой стали на тонкослябовой МНЛЗ литейно-прокатного комплекса ЗАО «ММК-Metalurji» рассмотрены параметры температурно-скоростного режима разливки, режима качания вертикального кристаллизатора, рассчитаны относительная степень обжатия слябов в зоне вторичного охлаждения, максимальная протяженность лунки жидкого металла в слябах разной толщины и ее отношение к металлургической длине МНЛЗ, установлена зависимость между расстоянием от начала зоны вторичного охлаждения до рекомендуемой точки начала обжатия на технологическом канале машины и скоростью вытягивания сляба из кристаллизатора.

Сведения об авторе

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

Наследов Антон Васильевич – студент гр. МСЭ-09 института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

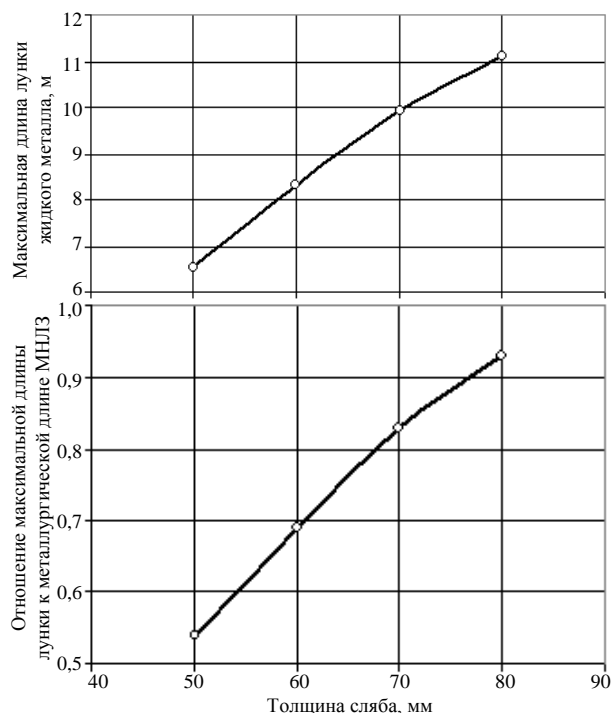


Рис. 6. Максимальная длина лунки жидкого металла в слябах разной толщины и ее отношение к металлургической длине МНЛЗ

Литература

1. Литейно-прокатный комплекс металлургической компании «ММК-Metalurji» / С.Н. Ушаков, В.А. Бигеев, А.М. Столяров, А.Х. Валиахметов. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. 114 с.
2. Столяров А.М., Бигеев В.А. Отливка тонких слябов на машине непрерывного литья заготовки: Учебное пособие. Магнитогорск: изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. 84с.
3. Непрерывная разливка стали на тонкослябовой двухручьевой вертикально-криволинейной МНЛЗ / Технологическая инструкция. ЗАО «ММК Metalurji»: 2011. 38 с.

УДК 669.18.001

Филатова Т.А., Иванин А.В., Брусникова А.В., Колесников Ю.А.

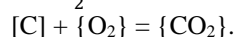
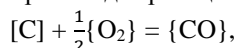
ОСОБЕННОСТИ ОКИСЛЕНИЯ УГЛЕРОДА В КИСЛОРОДНОМ КОНВЕРТЕРЕ ПРИ РАЗНЫХ СПОСОБАХ ПОДАЧИ ДУТЬЯ

Аннотация. Представлены результаты расчётов некоторых параметров конвертерной плавки в зависимости от содержания CO_2 в газе из реакционной зоны, степени дожигания CO в газовой фазе и доли поступления тепла на нагрев металла от этого дожигания.

Ключевые слова: окисление углерода, кислородный конвертер, реакции окисления, расчёт параметров плавки, ККЦ ОАО «ММК».

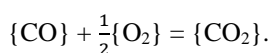
Реакцию окисления углерода часто называют основной реакцией сталеплавильных процессов. При окислении (выгорании) углерода происходит так называемое кипение металла в результате выделения пузырей CO . В процессе кипения происходят перемешивание металла, выравнивание его химического состава и температуры, увеличивается площадь соприкосновения металла со шлаком, что, в свою очередь, ускоряет протекание всех процессов на границе шлак–металл, из металла удаляются газы и неметаллические включения [1].

Окисление углерода происходит в течение всего периода продувки. При взаимодействии струи кислорода с углеродом происходят реакции:



80–95% углерода окисляется до CO преимущественно по первой реакции, а оставшиеся 5–20 % углерода – до CO_2 .

Кроме указанных выше основных реакций, в конвертере с верхней продувкой получает развитие реакция частичного дожигания CO до CO_2 над ванной:



Скорость окисления углерода определяется интенсивностью подачи кислорода. Для образования пузырей CO и соответственно протекания реакции обезуглероживания нужен определенный уровень перегрева металла над линией ликвидуса. В особенности заметно воздействие температуры при перегреве более 100 °С. Так как реакция идет преимущественно в зоне воздействия струй кислорода, то условия ее протекания значительно зависят и от конструкции фурмы.

Таким образом, по мере увеличения температуры металла и понижения концентрации примесей, имеющих высокое сродство к кислороду, как кремний и марганец, скорость окисления углерода растет и через 5–7 мин после начала продувки достигает наибольшего значения. Степень полезного использования кислорода в этот момент приближается к 100%. Для того

чтобы в этот период плавки создать условия выделения CO и обеспечить наибольшее внедрение подаваемого кислорода для окисления углерода (а не железа), фурму несколько опускают, струи кислорода более активно внедряются в металл, площадь поверхности раздела окислительный газ – металл резко растет. Условия протекания реакции окисления углерода оказываются благоприятными: на окисление углерода в эти моменты расходуется больше кислорода, чем подается через фурму (отчасти расходуются оксиды железа шлака). Так длится 5–10 мин (в зависимости от интенсивности подачи кислорода) до момента, когда концентрация углерода снизится до ~0,10%, и скорость окисления углерода при всем этом резко понижается [2].

В настоящее время отсутствуют способы прямого измерения состава конвертерного газа, образующегося в реакционной зоне, степени дожигания CO до CO_2 в газовой фазе, доли тепла от дожигания CO в тепловом балансе плавки. Эти параметры можно определить расчётом по математической модели периода продувки конвертерной плавки при различных режимах подачи дутья. С этой целью разработана математическая модель периода продувки, составленная на основе уравнений материального и теплового балансов плавки, включающих массу, состав и температуру металла, шлака и газа [3, 4].

В качестве базового варианта были использованы усреднённые параметры производственных данных выплавки стали марки 08Ю в условиях кислородно-конвертерного цеха ОАО «ММК» для регламентированной технологической инструкции параметров дутьевого режима.

Расчёты производились в электронных таблицах Microsoft Excel путём совместного решения балансовых уравнений методом итераций [5].

Результаты расчётов некоторых параметров конвертерной плавки в зависимости от содержания CO_2 в газе из реакционной зоны, степени дожигания CO в реакционной зоне и доли поступления тепла на нагрев металла от этого дожигания представлены на рис. 1–4.

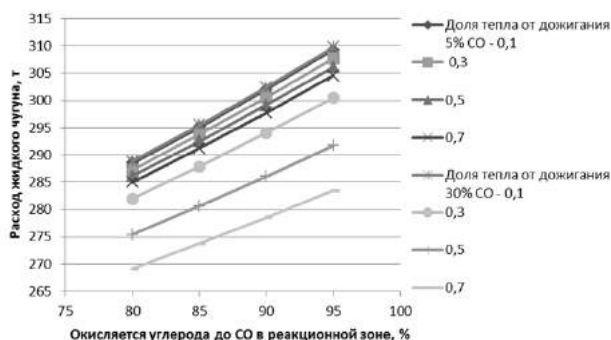


Рис. 1. Изменение расхода жидкого чугуна от развития реакции окисления углерода

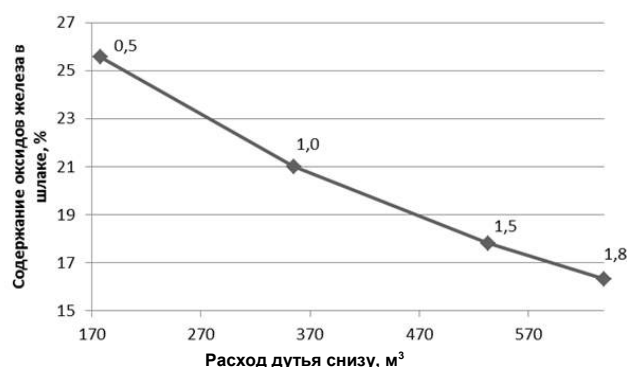


Рис. 4. Изменение содержания оксидов железа в шлаке при различных расходах дутья снизу

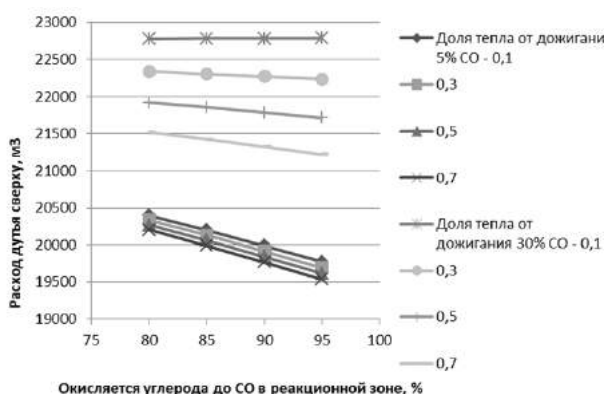


Рис. 2. Изменение расхода дутья от развития реакции окисления углерода

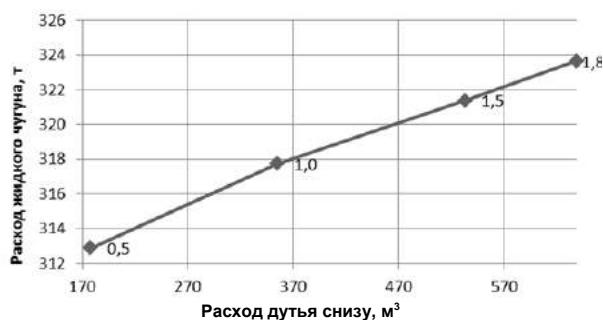


Рис. 3. Влияние расхода инертного газа, подаваемого в конвертерную ванну снизу, на расход жидкого чугуна

Литература

1. Бигеев А.М., Бигеев В.А. *Металлургия стали. Теория и технология плавки стали: учебник для вузов.* 3-е изд., перераб. и доп. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2000. 544 с.
2. Кудрин В.А. *Теория и технология производства стали: учебник для вузов.* М.: Мир; ООО «Издательство АСТ», 2003. 528 с., ил.
3. Филатова Т.А., Колесникова Ю.А. Влияние условий окисления углерода на показатели выплавки стали в конвертере // *Литейные процессы: межрегион. сб. науч. тр. / под ред. В.М. Колокольцева.* Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2012. Вып. 11. С. 63–71.
4. Колесников Ю.А., Буданов Б.А., Сергеев Д.С. Структура и размеры реакционной зоны при подаче кислородного дутья в металлический расплав сверху // *Литейные процессы: межрегион. сб. науч. тр. / под ред. В.М. Колокольцева.* Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2011. Вып. 10. С. 68–73.
5. Колесников Ю.А. Расчет расхода лома на плавку стали в конвертере с использованием электронных таблиц // *Теория и технология металлургического производства. межрегиональный сб. науч. трудов / под ред. В.М. Колокольцева.* Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова», 2006. Вып. 6. С. 34 – 39.

Сведения об авторах

Филатова Татьяна Александровна – магистрант института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: filatova.tanechka@mail.ru

Иванин Антон Дмитриевич – аспирант института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Брусникова Алена Викторовна – аспирант института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Колесников Юрий Алексеевич – канд. техн. наук, доц. института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».



УДК 681.5.017

Рябчикова Е.С., Рябчиков М.Ю.

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ МОДЕЛИ ПРОЦЕССОВ ТЕПЛООБМЕНА АГРЕГАТА ПЕЧЬ-КОВШ

Аннотация. Разработана комплексная модель теплообменных процессов в объеме стали с учетом ее перемешивания, в стенке и водоохлаждаемом своде ковша с учетом экранирования дуги шлаком, которая позволяет учитывать влияние режимов работы АПК на потери тепла, а также использовать формируемые рекомендации для оптимизации управления тепловым и электрическим режимами АПК

Ключевые слова: агрегат печь-ковш, модель, процесс теплообмена.

В настоящее время при управлении тепловым режимом агрегата печь-ковш (АПК) на большинстве предприятий черной металлургии используется директивный режим нагрева по постоянной скорости нагрева в зависимости от степени напряжения печного трансформатора.

Однако использование директивного режима нагрева стали не позволяет учитывать возникающие при теплообмене потери тепла через стенку ковша, исходное тепловое состояние стали и ковша после подогрева, время, прошедшее после подогрева ковша, время выпуска металла в ковш, время транспортировки ковша сталевозом, а также возможность неравномерности распределения тепловых полей в зависимости от режимов перемешивания.

В данной работе предложено математическое обеспечение модели процессов теплообмена АПК, которая является одной из составных частей комплексной имитационной модели АПК, структура и назначение которой рассмотрены в работе [1].

Для расчета потерь тепла через стенку ковша можно воспользоваться исходными данными о структуре стенки, приведенными в работе [2]:

- рабочая футеровка – периклазоуглеродистый кирпич, толщина – 180 мм; для условий 50% износа огнеупоров рабочего слоя – 90 мм; коэффициент теплопроводности – 5,1 Вт/м*град;
- магнетитовый порошок для буферной зоны между рабочей футеровкой и арматурой, толщина слоя – 5 мм; коэффициент теплопроводности – 1,5 Вт/м*град;
- арматурный слой футеровки – огнеупорный бетон, толщина – 70 мм; коэффициент теплопроводности – 2,3 Вт/м*град;
- теплоизоляционный слой – NEFALIT, толщина – 10 мм; коэффициент теплопроводности – 0,17 Вт/м*град;
- материал брони сталеразливочного ковша – сталь 20Г, толщина – 25 мм; коэффициент теплопроводности – 44,81 Вт/м*град;
- температура металла в ковше – 1590°C;
- температура окружающей среды в непосредственной близости от ковша – 30°C.

Послойное распределение температур при эксплуатации ковша с толщиной рабочего слоя футеров-

ки 180 мм приведено на рис. 1 [2].

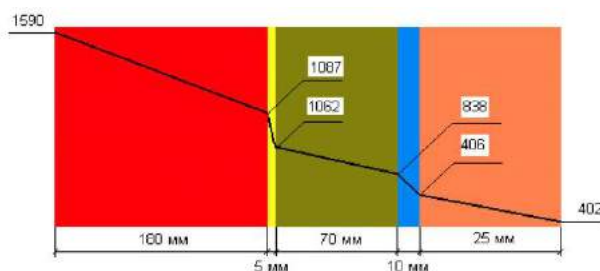


Рис. 1. Послойное распределение температур при эксплуатации ковша с толщиной рабочего слоя футеровки 180 мм

Эквивалентное значение теплопроводности при представлении стенки ковша, состоящей из единого материала, составляет 7,2 Вт/м*град, что использовалось при моделировании теплообменных процессов.

Нагрев стенки ковша моделировали при граничных условиях 3-го рода. Для расчета температур внутри стенки толщиной R разбиваем её на n тонких слоев так, как показано на рис. 2, где $\Delta X = R/n$. Пронумеруем слои 1, 2, ..., n .

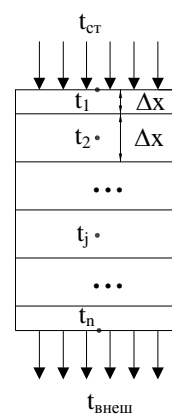


Рис. 2. Расчетная схема математической модели теплообмена в стенке ковша: $t_{ст}$ – температура стали; $t_{внеш}$ – температура внешней среды

Температуры в центре каждого внутреннего эле-

мента разбиения обозначим t_2, t_3, \dots, t_{n-j} , а температуры поверхностей в граничных элементах обозначим t_j и t_n .

Внутренние тепловые потоки определяются только теплопроводностью между слоями. В течение единичного промежутка времени на единицу площади границы j -й элемент получает тепло от элементов $j-1$ и $j+1$ в количестве

$$q_{внутр} = \lambda(t_j) \frac{t_{j-1} - t_j}{\Delta x} + \lambda(t_j) \frac{t_{j+1} - t_j}{\Delta x},$$

где $\lambda(t) = f(t, j)$ – коэффициент теплопроводности слоя футеровки толщиной j при температуре t , Вт/(м·К).

Полученное тепло расходуется на изменение температуры j -го слоя ($j = 2, 3, \dots, n-1$) на Δt_j за интервал времени $\Delta \tau$:

$$\Delta t_j = \frac{\Delta \tau}{\rho(t_j)c(t_j)\Delta x} \left[\lambda(t_j) \frac{t_{j-1} - t_j}{\Delta x} + \lambda(t_j) \frac{t_{j+1} - t_j}{\Delta x} \right],$$

где $\rho(t_j)$ – массовая плотность стенки ковша; $c(t_j)$ – теплоемкость стенки ковша.

Температуру слоев 1 и n будем рассчитывать при граничных условиях третьего рода, т.е. когда известна температура жидкой стали $t_{ст}$ и известны условия теплообмена на границах.

Тепловой поток между жидкой сталью и внутренней стенкой ковша определяется теплопроводностью и конвекцией, а внешний тепловой поток определяется излучением:

$$q_{внеш} = \sigma_{пр} \frac{(t_{cp} + 273)^4 - (t_{нов} + 273)^4}{10^8},$$

$$q_{cm} = \alpha \cdot (t_{cp} - t_{нов}),$$

где $\sigma_{пр}$ – приведенный коэффициент излучения в системе газ-кладка; α – коэффициент теплоотдачи конвекцией и теплопроводностью.

Основная сложность адаптации разработанной модели заключается в определении вида зависимости коэффициента теплообмена α между стенкой ковша и сталью от параметров, характеризующих перемешивание стали.

Подобную адаптацию возможно выполнить только при совместном использовании моделей: теплообменных процессов в объеме стали с учетом ее перемешивания, в стенке и водоохлаждаемом своде ковша с учетом экранирования дуги шлаком.

Контролируемыми параметрами, которые позволяют выполнить адаптацию, могут являться данные о распределении температур, полученные с использованием тепловизора.

Термографические камеры, или тепловизоры, обнаруживают излучение в инфракрасном диапазоне

электромагнитного спектра (примерно 900-14000 нанометров) и на основе этого излучения создают изображения, позволяющие определить перегретые или переохлажденные места [2].

Кроме данных тепловизора, к контролируемым параметрам, позволяющим учесть особенности теплообмена под крышкой свода, относится температура охлаждающей воды, динамика изменения которой позволяет настраивать коэффициенты, характеризующие распределение тепловой энергии электрических дуг, частично закрытых шлаком, в условиях различной интенсивности перемешивания.

Было проведено комплексное моделирование теплообменных процессов АПК с использованием указанных ранее моделей.

При моделировании теплообменных процессов в объеме стали в ковше использовалась сетка, состоящая из кубов одинакового размера. Однако при расчетах параметры граничных кубов пересчитываются с учетом их неполного объема и площади контакта со средами, что не учтено в системе визуализации, где распределение температуры в горизонтальном сечении показано с помощью набора одинаковых по размеру конечных объемов.

На рис. 3 показаны рассчитанные зависимости распределения температур по толщине стенки ковша и свода (толщина разбита на 10 сегментов).

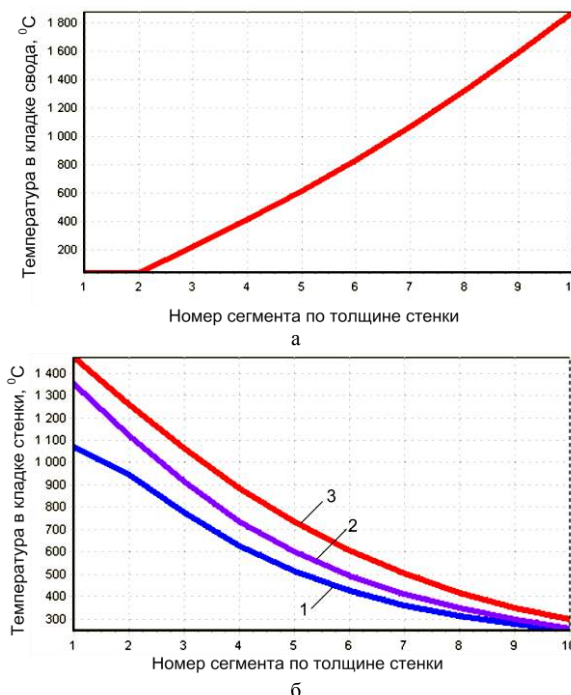


Рис. 3. Распределение температур в кладке водоохлаждаемого свода (а) и в кладке стенки АПК (б): 1 – в начале доводки стали; 2 – в текущий момент времени; 3 – по окончании процесса доводки стали

На рис. 4 показан пример изменения поля температур металла и шлака в случае нагрева расплава без

перемешивания. В этом случае происходит охлаждение металла в нижней части и существенно возрастает тепловая нагрузка на свод, температура внутренней поверхности которого в примере превышает 1800°C, что отрицательно сказывается на состоянии огнеупорной защиты.

Таким образом, разработанное программное обеспечение позволяет учитывать влияние режимов работы АПК на потери тепла, а также использовать формируемые моделью рекомендации для оптимизации управления тепловым и электрическим режимами агрегата печь-ковш [3,4].

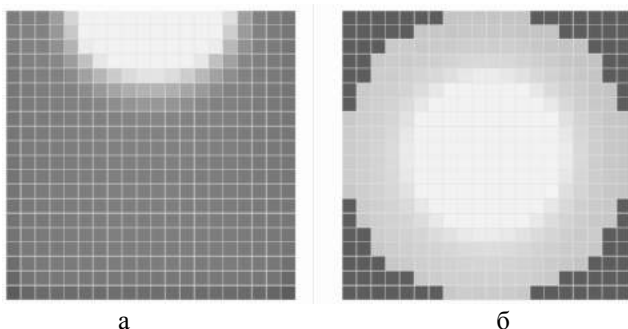


Рис. 4. Изменение температуры при нагреве без перемешивания: а – поле температур металла; б – поле температур шлака

Сведения об авторах

Рябчикова Елена Сергеевна – ст. преподаватель института энергетики и автоматизированных систем ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mika.Elena@mail.ru

Рябчиков Михаил Юрьевич – канд. техн. наук, доц. института энергетики и автоматизированных систем ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mr_mgn@mail.ru.



УДК 669.18.046.552.3-982

Селиванов В.Н., Буданов Б.А., Аланкин Д.В.

КИНЕТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ УДАЛЕНИЯ ВОДОРОДА ПРИ ЦИРКУЛЯЦИОННОМ ВАКУУМИРОВАНИИ СТАЛИ

Аннотация. Проведен анализ скорости удаления водорода при циркуляционном вакуумировании стали. Предложена кинетическая модель процесса, включающая три стадии: диффузию атомарного водорода к поверхности дегазации, образование молекул газа, адсорбированных на этой поверхности, и десорбцию молекул водорода с поверхности металла в газовую фазу (вакуум или пузырьки аргона). Предложено математическое описание скорости удаления водорода из металла, основанное на трехстадийной модели. Показано, что при вакуумной обработке скорость выделения водорода из металла меняется с изменением текущего содержания его в металле.

Ключевые слова: вакуумирование стали, удаление водорода, кинетическая модель, диффузия атомарного водорода, образование молекул, их десорбция.

В настоящее время одним из наиболее востребованных видов металлопродукции является листовой прокат для производства газо- и нефтепроводных труб в северном исполнении. К такому металлу предъявляются повышенные требования по ограниче-

Литература

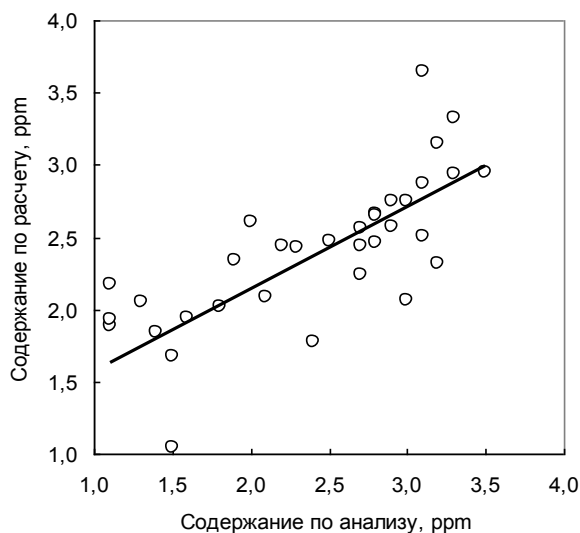
1. Рябчикова Е.С., Рябчиков М.Ю., Парсункин Б.Н. Математическое обеспечение имитационной модели процесса управления технологическим режимом агрегата печь-ковш // Автоматизированные технологии и производство. 2013. №5. С. 54-65.
2. Семеняк М.Ю., Порохнявый В.Г. Применение тепловизионного оборудования для повышения эффективности работы основной футеровки сталеплавильного агрегата. Режим доступа: <http://techcom-gmbh.de/innovaeditor/assets/admin/3Teplovision%20raschet.pdf>. – Загл. с экрана.
3. Оптимизация управления температурным и энергетическими режимами в технологические периоды электродуговой плавки / Парсункин Б.Н., Андреев С.М., Усачев М.В., Наливкин А.К., Михальченко Е.С. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2007. № 4. С. 30-34.
4. Оптимизация управления процессом потребления электрической энергии для достижения максимальной производительности АПК / Ахметов У.Б., Ахметов Т.У., Парсункин Б.Н., Рябчикова Е.С. // Автоматизированные технологии и производство. 2012. №4. С. 167-179.

нию содержания ряда химических элементов, к числу которых относится водород. Поэтому в процессе выплавки металл такого сортамента всегда проходит вакуумную обработку.

Важным средством совершенствования техноло-

гии вакуумной обработки является математическое моделирование. Авторами данной статьи ранее была разработана динамическая модель удаления водорода при циркуляционном вакуумировании стали [1]. В модели было принято, что удаление водорода происходит в кинетическом режиме, при котором скорость перехода водорода из металла в газовую фазу вакуумной камеры пропорциональна текущей концентрации водорода. Настройка модели была проведена по результатам вакуумной обработки 36 ковшей низколегированной стали.

Эта модель дала некоторую новую информацию. Например, были выявлены закономерности формирования потока металла, поступающего в вакуумную камеру, и потока, вытекающего из неё в сталеразливочный ковш. Однако, как показано на рисунке, конечный результат моделирования – содержание водорода после вакуумной обработки – недостаточно точно совпадал с данными химического анализа металла.



Сопоставление результатов расчета содержания водорода по модели с данными химического анализа

Линия тренда на рисунке заметно отклоняется от диагонали, соответствующей равенству результатов расчета опытным данным, причем в области относительно высокого содержания водорода после вакуумной обработки (>3 ppm) расчет даёт заниженный, а в области низких содержаний (<2 ppm) – завышенный результат. Это указывает на наличие в модели некоторой систематической ошибки, связанной с неадекватным отражением механизма удаления водорода.

Детальное обобщение результатов многих исследований механизма и кинетики удаления газов при вакуумной обработке стали содержится в монографии Г. Кнюппеля [2]. Автор приводит четыре возможных варианта удаления газов: прямая диффузия в газовую фазу, удаление при гомогенном образовании зародышей газовой фазы в жидком металле, удаление при

гетерогенном образовании зародышей, удаление при продувке металла инертным газом. В каждом из этих вариантов процесс дегазации рассматривается протекающим в две стадии: диффузия газа из объёма металла к поверхности раздела и переход его в газовую фазу через эту поверхность.

По нашему мнению, в процессе дегазации следует выделять не две, а три стадии:

- диффузию атомов растворенного в металле газа к поверхности дегазации;
- образование молекул газа, адсорбированных на поверхности дегазации;
- десорбцию молекул газа с поверхности дегазации в газовую фазу.

Скорость процесса на каждой из этих стадий определяется следующими формулами:

$$v_{диф} = \frac{D}{\delta} ([H] - [H]_n); \quad (1)$$

$$v_{мол} = k_{мол} [H]_n^2; \quad (2)$$

$$v_{дес} = k_{дес} [H_2]_n, \quad (3)$$

где $v_{диф}$, $v_{мол}$ и $v_{дес}$ – скорость диффузии, образования молекул газа и их десорбции соответственно;

$[H]$ и $[H]_n$ – концентрация атомарного водорода в объёме металла и на поверхности дегазации;

$[H_2]_n$ – концентрация молекулярного водорода на поверхности дегазации;

D и δ – коэффициент диффузии водорода и толщина диффузионного слоя;

$k_{мол}$ и $k_{дес}$ – константы скорости образования молекул водорода на поверхности дегазации и десорбции их в газовую фазу.

При установившемся режиме скорости всех стадий равны и определяют общую скорость процесса в целом

$$v = v_{диф} = v_{мол} = v_{дес}. \quad (4)$$

Если процесс образования молекул водорода на поверхности дегазации представить в виде реакции



то можно написать константу её равновесия

$$K = \frac{[H_2]_n}{[H]_n^2}. \quad (6)$$

Из формулы (1) можно найти концентрацию атомарного водорода на поверхности дегазации:

$$[H]_n = [H] - v_{диф} \frac{\delta}{D}. \quad (7)$$

Используя зависимости (1) – (3) и (6), соотношение (4) и исключая из них путем несложных математических преобразований неизвестные величины $[H]_n$ и $[H_2]_n$, можно получить формулу для вы-

числения скорости удаления водорода:

$$v = \frac{[H]^2}{\frac{1}{k_{dec}K} + \frac{2\delta}{D}[H]} \quad (8)$$

Обозначив соотношения физико-химических параметров процесса в знаменателе правой части формулы (8) через α и β , получаем

$$v = \frac{[H]^2}{\alpha + \beta[H]} \quad (9)$$

Анализ формулы (9) показывает, что в процессе вакуумирования скорость удаления водорода меняется. При относительно высокой концентрации водорода второе слагаемое в знаменателе формулы (9) будет больше первого. Зависимость скорости удаления водорода от текущей концентрации его в металле будет приближаться к линейной. При низкой концентрации водорода второе слагаемое знаменателя будет небольшим и не окажет существенного влияния на скорость дегазации. Зависимость скорости удаления водорода от текущей концентрации в металле будет приближаться к квадратичной.

Все приведенные выше математические разработки сделаны в расчете на единицу поверхности дегазации. Поэтому задаваемая ими скорость удаления водорода относится к единице поверхности дегаза-

ции. Наблюдаемая скорость удаления водорода будет зависеть также и от площади поверхности дегазации.

Поверхность дегазации при циркуляционном вакуумировании стали складывается из двух частей – поверхности жидкого металла, находящегося в вакуумной камере, и поверхности пузырей аргона, проходящих через металл. Вследствие интенсивного движения металл в вакуумной камере имеет сильно развитую поверхность. Определить её площадь с достаточной точностью не представляется возможным. Нельзя также определить и поверхность пузырей аргона. Однако можно предположить, что общая площадь поверхности дегазации будет пропорциональна площади дна вакуумной камеры и расходу аргона. Вид этой зависимости должен определяться в процессе настройки модели по опытным данным.

Литература

1. Аланкин Д.В., Селиванов В.Н., Буданов Б.А. Исследование удаления водорода при циркуляционном вакуумировании стали методом синтеза промышленных данных и математической модели // Труды XII конгресса сталеплавильщиков. М.: Metallurgizdat, 2013. С. 175-177.
2. Кннопель Г. Раскисление и вакуумная обработка стали. Ч. II. Основы и технология ковшовой металлургии: пер. с нем. М.: Металлургия, 1984. 414 с.

Сведения об авторе

Селиванов Валентин Николаевич – канд. техн. наук, проф. института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-49.

Буданов Борис Александрович – канд. техн. наук, доц. института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-49.

Аланкин Дмитрий Васильевич – аспирант института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-49.



ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИЯ И ПРОИЗВОДСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ

УДК 669.162.221.2

Бигеев В.А., Щеголева Е.А., Букреев А.Е., Манашев И.Р.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРОИЗВОДСТВА ЛИГАТУР НА ОСНОВЕ МАРГАНЦА И ЕГО СПЛАВОВ ДЛЯ ЛЕГИРОВАНИЯ СТАЛИ АЗОТОМ

Аннотация. Показана перспективность и целесообразность применения азота в качестве легирующего элемента при производстве сталей различного сортамента с регламентированным содержанием азота. Для этой цели предложены азотированные лигатуры на основе марганца и его сплавов. Приведены существующие технологии получения азотированных лигатур на основе марганца и его сплавов. Предложен альтернативный способ получения азотированных лигатур, который основан на технологии самораспространяющегося высокотемпературного синтеза (СВС). СВС-процесс достаточно широко применяется для получения разнообразной номенклатуры композиционных материалов различного применения. Метод СВС характеризуется минимальными затратами электроэнергии, экологической безопасностью, а продукция отличается высокими эксплуатационными свойствами. На основании первых полученных экспериментальных данных по азотированию методом СВС металлического электролитического марганца приведены некоторые характеристики полученного материала – содержание азота и плотность.

Ключевые слова: азот, нитриды, лигатуры на основе марганца, самораспространяющийся высокотемпературный синтез (СВС).

Любая сталь в своем составе в некоторых количествах содержит элементы, которые в обычных условиях являются газами. Одним из таких элементов является азот. Азот содержится в металле в виде газовых пузырей, соединений (нитридов), жидких или твердых растворов, т.е. в виде атомов или ионов, распределенных между атомами и ионами жидкого металла или внедренных в кристаллическую решетку металла. Азот, даже при содержании его в сотых и тысячных долях процента, оказывает существенное влияние на свойства металла [1]. В большинстве случаев это влияние является отрицательным, однако зачастую азот используется и в качестве полезного (легирующего) элемента.

Отрицательное влияние азота на свойства стали связано с тем, что остаточное содержание азота, как правило, меньше его растворимости не только в γ -Fe, но даже в δ -Fe, поэтому при затвердевании металла азот может оставаться в растворе, но при превращении γ -Fe в α -Fe и дальнейшем охлаждении α -Fe растворимость азота становится значительно меньше фактического содержания его в металле. Таким образом, азот остается в металле, образуя пересыщенный раствор. Такой пересыщенный раствор может сохраниться не только во время обработки горячего металла, но и в течение длительного времени. При работе уже готовых изделий в любое время возможно выпадение азота из пересыщенного раствора в виде нитридов железа. Такое явление называется старением и влечет за собой снижение пластичности и прочности стали, а также повышение порога хладноломкости металла [2].

Азот способен образовывать в структуре стали нитриды, выделяющиеся из жидкого металла в виде

мелких включений, способных служить центрами кристаллизации железа. Формирующиеся выделения нитридов и/или карбонитридов с микролегирующими элементами, входящих в состав стали (главным образом такими нитридообразующими элементами являются Ti, V, Nb), способствуют измельчению зерна металла. Как известно, надежное измельчение зерна стали является весьма эффективным способом повышения ее качества. Таким образом, нитриды и карбонитриды, образующиеся в стали при охлаждении и термической обработке в виде мельчайших наноразмерных частиц, способствуют сильному измельчению зерна, а также дисперсионному упрочнению металла, что в свою очередь способствует повышению прочности, износостойкости и ударной вязкости металла [2].

Азот регламентируется в составе различных марок сталей. В коррозионостойкие стали аустенитного класса азот вводится как заменитель никеля, и его содержание достигает 0,5–0,6%, а в некоторых марках и 1,5%. Кроме того, благодаря выделению избыточных нитридных и карбонитридных фаз происходит дополнительное упрочнение нержавеющей стали. Разработаны конструкционные низколегированные марганцовистые стали с карбонитридным упрочнением (например, 16Г2АФ), обладающие высокими прочностью и пластичностью. Применение таких сталей в строительных конструкциях взамен обычных углеродистых сталей позволяет экономить до 30% металла [3]. Добавка к современным HSLA-сталям (высокопрочным низколегированным сталям) азота способствует увеличению прочности до 290–550 МПа за счет выделения в объеме металла мелкодисперсных нитридов и карбонитридов. Такие стали хорошо свариваются и сохраняют высокие прочность и пластич-

ность при низких температурах, что очень важно при работе конструкций в условиях Крайнего Севера и Сибири. В указанных регионах России для обеспечения безопасности движения на железнодорожном транспорте используют рельсы низкотемпературной надежности, отличающиеся от обычных ударной вязкостью не менее 0,25 МДж/м² при -60°С. Такие стали наряду с повышенным содержанием марганца имеют повышенное содержание азота 0,008–0,020% и ванадия 0,05–0,15%.

Существует большое количество разнообразных способов ввода азота в жидкий металл, однако наибольшее применение получили два: продувка ванны жидкого металла газообразным азотом и использование азотированных лигатур. Зачастую на практике используют оба способа ввода азота в жидкий расплав. Несомненно, на первый взгляд, газовое азотирование выглядит эффективным с технической и экономической точки зрения. Однако такой способ требует специального оборудования для подачи газообразного азота, а также не позволяет получить высокое содержание азота в металле (> 0,1%) и зачастую характеризуется нестабильностью усвоения. Поэтому для ввода больших концентраций азота в металл применяются азотированные лигатуры.

Большое применение получили лигатуры на основе марганца и его сплавов, так как такие лигатуры удобны в использовании для всех марок сталей, в которых регламентируется азот. Лигатуры на основе марганца и его сплавов представляют собой двухкомпонентную систему Mn-N, в которой при температуре производства 900–950°С образуются нитриды: Mn₄N (5,99% N), Mn₃N₂ (9,2–11,92% N), из которых самым устойчивым является соединение Mn₄N [4]. Требования к такому материалу регламентируются ГОСТ 6008-90.

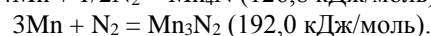
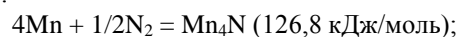
Азотированные лигатуры на основе марганца и его сплавов долгое время получали печным методом, путем выдержки в течение 16 ч порошка электротермического или электролитического металлического марганца (фракция < 3 мм) при 1050–1070°С в атмосфере азота в вакуумной печи сопротивления [5]. На Запорожском ферросплавном заводе было освоено производство сплава на основе силикотермического марганца. Марганец измельчали (фракция ~ 2 мм) в шаровой мельнице в атмосфере азота; азот подогревали. Процесс осуществлялся в вакуумной электропечи при давлении не ниже 133 Па и температуре 900–950°С, общая продолжительность азотирования составляла 70 ч. Содержание азота в спеке достигало 4–7%, расход на 1 т продукта электроэнергии составлял 3600 МДж (1000 кВт·ч) и азота примерно 18 м³ [6].

Печные технологии азотирования марганца и его сплавов характеризуются большой продолжительностью, значительным расходом электроэнергии, а готовый продукт имеет повышенное содержание оксидных включений. По этим причинам производство азотированных марганцевых лигатур в странах СНГ на сегодняшний день закрыто, а материал закупается у

зарубежных производителей, в основном стран Юго-Восточной Азии. Актуальной остается проблема получения качественного отечественного азотированного марганца и его сплавов по принципиально новой технологии, которая не требует значительных экономических затрат, а готовый продукт отличался высоким содержанием азота и чистотой по примесям.

Альтернативой известных печных технологий производства азотированных лигатур на основе марганца и его сплавов может стать метод самораспространяющегося высокотемпературного синтеза (СВС). Метод СВС достаточно широко применяется для получения разнообразной номенклатуры композиционных материалов различного применения как в металлургии, так и в других областях промышленности. Главными положительными отличительными особенностями СВС от печных технологий являются минимальные затраты электроэнергии, отсутствие отходов производства, полная экологическая безопасность процесса, а также получение продукта с высоким содержанием азота (~ 8-10 %) и чистого по примесям.

Основной движущей силой самораспространяющегося синтеза является экзотермичность реакций взаимодействия компонентов шихты. Однако при синтезе металлического марганца в самораспространяющемся режиме авторы столкнулись с проблемой низкой энтальпии реакций взаимодействия марганца с азотом:



Существует несколько путей решения проблемы получения методом самораспространяющегося высокотемпературного синтеза азотированных лигатур с низким экзотермическим эффектом нитридообразования. Одним из таких способов является использование добавки в шихту материала, резко повышающего тепловой эффект азотирования, например металлического алюминия (1–5%). Однако образующийся в готовом продукте нитрид алюминия крайне негативно влияет на качество выплавляемой стали, а в некоторых марках содержание алюминия жестко регламентировано, например в рельсовой стали.



Спек азотированного электролитического марганца методом СВС

В условиях научно-технической производственной фирмы «Эталон» были проведены первые исследования по получению азотированных лигатур на основе марганца. Использование дополнительного источника тепла позволило провести в режиме самораспространяющегося синтеза реакцию насыщения электролитического марганца азотом, в результате чего была подтверждена возможность проведения реакции в системе «марганец-азот», а также был получен первый продукт в виде спеченного азотированного металлического марганца (см. рисунок), содержащего до 10% азота, имеющего плотность $6,0 \text{ г/см}^3$, который не засоряется различными примесями и оксидными включениями.

Таким образом, показана принципиальная возможность получения азотированных лигатур на основе марганца и его сплавов за счет создания дополнительного источника тепла. Такие лигатуры соответствуют требованиям ГОСТа и подходят для легирования сталей с регламентированным содержанием азота. Азотированные лигатуры на основе марганца и его сплавов могут изготавливаться в кусковом виде, в виде порошка и в составе порошковой проволоки.

Сведения об авторах

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

Щеголева Екатерина Анатольевна – инженер-исследователь ООО «НТПФ «Эталон», г. Магнитогорск. E-mail: kate15.90@mail.ru.

Букреев Александр Евгеньевич – канд. техн. наук, начальник цеха композиционных материалов ООО «НТПФ «Эталон», г. Магнитогорск. E-mail: mail@ntpf-etalon.ru.

Манашев Ильдар Рауэфович – канд. техн. наук, инженер-исследователь ООО «НТПФ «Эталон», г. Магнитогорск. Тел.: 8(3519)580157. E-mail: mirnev@yandex.ru.



УДК 669.392

Тихонов А.В., Агапитов Е.Б.

ОБОСНОВАНИЕ ПОВЫШЕНИЯ ДОЛИ ЖИДКОГО ЧУГУНА В ШИХТЕ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

Аннотация. Приведены положительные стороны влияния повышенной доли жидкого чугуна при выплавке стали в дуговой печи, произведен приблизительный расчет массового расхода лома при непрерывной его загрузке в перегретый чугун.

Ключевые слова: повышенная доля, жидкий чугун, металлический лом.

Повышение доли жидкого чугуна в дуговой печи – вопрос неоднозначный. Рассмотрим положительные стороны.

Первым и самым очевидным обоснованием является то, что физическая и химическая теплота чугуна позволяет сократить расход электроэнергии на плавку. Использование 1% жидкого чугуна взамен 1% металлического лома дает уменьшение расхода электроэнергии на $3,5 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}$ жидкой стали. При доле жид-

Литература

1. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия: учебник для вузов. 6-изд., перераб. и доп. М.: Изд-во ИКЦ «Академкнига», 2005. 768 с.
2. Бигеев А.М., Бигеев В.А. Металлургия стали. Теория и технология плавки стали: учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2000. 544 с.
3. Гольдштейн М.И. Пути повышения прочности и хладостойкости конструкционных сталей // Металловедение и термообработка металлов. 1987. Вып. 11. С. 6–11.
4. Гасик М.И., Лякишев Н.П., Емлин Б.И. Теория и технология производства ферросплавов. М.: Металлургия, 1988. 784 с.
5. Ферросплавы: справочник / Мизин В.Г., Чирков Н.А., Игнатьев В.С., Ахманаев С.И., Поволоцкий В.Д. М.: Металлургия, 1992. 415 с.
6. Рысс М.А. Производство ферросплавов. М.: Металлургия, 1985. 344 с.

кого чугуна 40% расход электроэнергии сокращается на $140 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}^*$.

Во-вторых, применение жидкого чугуна повышает качество выпускаемого продукта в результате замещения довольно загрязненного лома чистым чугуном. В первую очередь это касается содержащихся

* Гудим Ю.А., Зинуров И.Ю., Киселев А.Д. Производство стали в дуговых печах. Конструкции, технологии, материалы. Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2010. 547 с.

в ломе примесей цветных металлов, особенно меди, извлечение которой – сложный процесс.

Третье обоснование заключается в возможности ведения всей плавки в жидком состоянии. Положительные стороны этого: во-первых, работа дуги на поверхности жидкого металла характеризуется более стабильными вольт-амперными характеристиками и сниженным фликкер-эффектом (мерцанием) дуги. Это положительно влияет на срок службы печного трансформатора. Во-вторых, тепловая энергия погруженной во вспененный шлак дуги эффективнее усваивается металлом. Также это способствует снижению тепловых потерь с водоохлаждаемых элементов. Также преимуществом использования повышенной доли чугуна является интенсификация процессов науглероживания и, как следствие, диффузионного плавления лома. Это позволяет быстрее переводить металлический лом в жидкую фазу.

Однако главным недостатком повышенной доли чугуна является то, что необходимо производить окисление вносимых чугуном углерода, марганца и кремния, что, в свою очередь, требует большего количества кислорода и времени.

На основании приведенных данных становится целесообразным повышать долю чугуна. Однако необходимо разработать рациональный режим работы дуговой печи, позволяющий в полной мере использовать положительные стороны этого мероприятия.

На данном этапе предполагается осуществлять

Сведения об авторах

Тихонов Александр Васильевич – аспирант института энергетики и автоматизированных систем ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-21. E-mail: immortalis.animus@ya.ru

Агапитов Евгений Борисович – д-р техн. наук, проф., зав. кафедрой теплотехнических и энергетических систем института энергетики и автоматизированных систем ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-21. E-mail: jek_agapitov@mail.ru



плавку с непрерывной загрузкой лома в перегретый жидкий чугун.

Для нагрева 1 т чугуна до температуры 1600°C необходимо тепла в количестве

$$Q_{\text{ч}} = C \cdot m \cdot \Delta t = 860 \cdot 1000 \cdot (1600 - 1380) = 189 \text{ МДж} = 52,5 \text{ кВт} \cdot \text{ч}.$$

Этого количества теплоты может быть достаточно для нагрева лома до температуры 1380°C, для исключения закования чугуна, в количестве:

$$m_{\text{л}} = \frac{Q_{\text{ч}}}{C_{\text{л}}(1300-0)} = 381,7 \text{ кг}.$$

При мощности печного трансформатора 0,87 МВ·А/т время нагрева чугуна до 1600°C, при коэффициенте использования мощности 0,8, составит

$$\tau = \frac{Q_{\text{ч}}}{0,8 \cdot P} = \frac{189}{0,8 \cdot 0,87} = 270 \text{ с}.$$

Массовый расход лома, непрерывно загружаемого в печь:

$$G_{\text{л}} = \frac{m_{\text{л}}}{\tau} = \frac{381,7}{270} = 1,41 \text{ кг/с}.$$

Полученное количество лома, загружаемого в печь, в единицу времени необходимо соотнести с нестационарным процессом перехода металлического лома в расплав, включающего как тепловое плавление, так и диффузионное плавление. Рассмотрение в комплексе этих процессов, изменяющихся во времени, представляет собой сложную математическую задачу, не рассматриваемую в рамках данной статьи.

ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

УДК 621.74.047:669.3

Брусницын С.В., Ивкин М.О.

ПРОБЛЕМЫ ПРОИЗВОДСТВА ИЗДЕЛИЙ ИЗ СВИНЦОВЫХ ЛАТУНЕЙ

Аннотация. Рассмотрены причины образования дефектов в деталях, изготовленных из двухфазных свинцовых латуней. Проанализированы причины появления неметаллических включений в слитках свинцовых латуней, получаемых полунепрерывным литьем. Предложены пути повышения качества слитков.

Ключевые слова: свинцовая латунь, неметаллическое включение, оксид, сажевый засор, полунепрерывное литье, слиток.

Свинцовые латуни являются распространенными конструкционными материалами. Латунь, легированная свинцом, хорошо обрабатывается резанием при больших скоростях, из-за чего и получили свое второе название «автоматные латуни». Свинцовые латуни обладают хорошими антифрикционными свойствами вследствие того, что свинец, содержащийся в латуни в качестве легирующего компонента, практически не растворяется в сплаве [1]. За счет этого он равномерно распределяется в структуре сплава в виде отдельных включений по границам зерен. В связи с этим свинцовые латуни используются для изготовления деталей узлов трения. Латунь с содержанием свинца 2–3 мас. % применяют в часовой и автотракторной промышленности. Латунь с более низким содержанием свинца применяют для изготовления крепежных изделий, зубчатых колес, втулок. Проволоку и прутки из двухфазных свинцовых латуней, производимые на заводах по обработке цветных металлов, используют для изготовления сравнительно мелких деталей сложной конфигурации с жесткими допусками по размерам и форме. Например, в автомобильной промышленности изготавливаются жиклеры, ниппели, патрубки, вентили и другие детали. Основные требования потребителей к проволоке и пруткам – хорошая обрабатываемость резанием, выполнение требований по качеству поверхности и отсутствие внутренних дефектов, что обеспечивает повышение стойкости режущего инструмента при обработке свинцовых латуней [2].

Образование мелкой сыпучей стружки является признаком хорошей обрабатываемости резанием. Это обусловлено тем, что образование витой стружки может быть причиной поломки режущего инструмента и способствует более сильному его нагреву.

Проведенные в ОАО «Ревдинский завод по обработке цветных металлов» работы показали, что изменение содержания примесей в регламентированных технических условиях пределов приводит к большому разбросу значений механических свойств готовых изделий при одинаковых режимах пластической обработки [2].

Однако дефицит и высокая стоимость качественных шихтовых материалов обуславливает необходимость вовлечения в шихту при выплавке свинцовых латуней большого количества вторичных цветных

металлов в виде низкосортного лома и отходов собственного производства. Такая шихта может являться источником нежелательных примесей, таких как кремний, железо, марганец [3, 4].

Анализ рекламаций, поступающих в ОАО «РЗОЦМ», показал, что наиболее часто брак в готовых изделиях возникает по вине дефектов литейного происхождения. Например, был выявлен брак на деталях, изготавливаемых из прутка сплава марки ЛС 59-1. Дефект представлял собой сквозную радиальную трещину (рис. 1), направленную вдоль оси горячештампованной детали. Трещина была выявлена на детали при нарезании резьбы. При металлографическом исследовании поверхности трещины была обнаружена значительная объемная доля неметаллических включений.

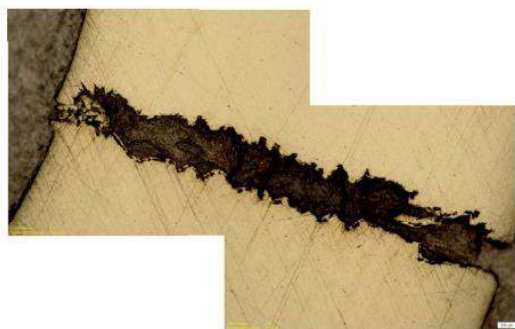


Рис. 1. Радиальная трещина на готовом изделии

Неметаллические включения представляют собой оксиды примесей или основных компонентов сплава. Оксиды попадают в металл вместе с шихтовыми материалами, поскольку поверхность низкокачественных ломов всегда окислена. Учитывая факт, что в слитках уже содержатся оксиды, то каждый последующий этап вовлечения возвратов собственного производства ещё больше увеличивает содержание неметаллических включений. При этом оксиды также образуются при окислительном рафинировании расплава, которое практически неизбежно при использовании в шихту низкокачественного лома. Так, для производства слитков из свинцовых латуней часто используют лом кремнистых латуней как наиболее дешевое и доступное сырье на рынке, а также соб-

ственные низкокачественные отходы (стружка, сплески, корольки).

Ещё одной часто встречающейся причиной брака готовых изделий свинцовых латуней является наличие шиферного излома. В литературных источниках [5] указывается, что одной из причин возникновения этого дефекта могут быть включения шлага, которые находятся в слитке в дисперсном состоянии. В ОАО «РЗОЦМ» был выявлен брак на прутке диаметром 30 мм из сплава ЛС 58-2 по причине наличия в нем сажевых включений (рис. 2).



Рис. 2. Раковина размером 2,7×4 мм на прутке из сплава ЛС 58-2

Одновременно с этим при резке слитков сплава ЛС 59-1 и сплава ЛС 58-2 на заготовки отмечен тот факт, что в слитках встречаются включения сажи. Это происходит из-за того, что при полунепрерывном литье медных сплавов сажа используется в качестве покрова расплава в кристаллизаторе. В результате конвективных потоков в лунке жидкого металла, обусловленных падающей струей расплава, происходит захват покровного материала вблизи мениска расплава, вследствие

чего образуются внутренние и поверхностные сажевые засоры [6]. В связи с этим актуальной задачей является замена сажи на альтернативные покровные материалы, например флюсовые композиции.

В настоящее время проводятся работы по подбору оптимального состава флюсов для замены сажи при литье свинцовых латуней с целью устранения дефектов, связанных с попаданием сажи в объем слитка. Кроме того, подбирается оптимальный состав флюса для рафинирования сплавов от примесей, которые могут образовывать неметаллические включения.

Литература

1. Осинцев О.Е., Федоров В.Н. Медь и медные сплавы. Отечественные и зарубежные марки. Справочник. М.: Машиностроение, 2004. 336 с.
2. Свойства прутково-проволочной продукции из двухфазных свинцовых латуней для скоростной обработки резанием на автоматах / Овчинников А.С., Жукова Л.М., Пугачева Н.Б. и др. // Цветные металлы. 2008. № 2. С. 91-98.
3. Тихонов Б.С. Тяжелые цветные металлы и сплавы. Справочник. Т. 1. М.: ЦНИИЭИцветмет, 1999. 452 с.
4. Ефимов Б.Н., Лаврентьев М.И., Чупеева И.Н. Новая марка латуни для производства пишущих узлов // Цветные металлы. 1995. № 8. С. 58-61.
5. Логинов Ю.Н., Буркин С.П. Технология прессования специальных сплавов в решениях задач: учеб. пособие. Екатеринбург: УГТУ, 2000. 69 с.
6. Ивкин М.О., Брусницын С.В., Котов Д.А. Оценка возможности использования флюсовых композиций при полунепрерывном литье свинцовых латуней // Труды одиннадцатого съезда литейщиков России. Нижний Тагил: Изд-во УВЗ, 2013. С. 347-352.

Сведения об авторах

Брусницын Сергей Викторович – д-р техн. наук, ст. науч. сотрудник, проф. ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н.Ельцина», г. Екатеринбург. E-mail: kafedralp@mail.ru

Ивкин Максим Олегович – аспирант ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н.Ельцина», г. Екатеринбург. E-mail: kafedralp@mail.ru

УДК 621.74

Вдовин К.Н., Абенова М.Б.

ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ФОРМОВОЧНЫХ СМЕСЕЙ С КРАХМАЛИТОМ

Аннотация. В статье рассмотрена возможность использования экструзионного крахмалореагента (ЭКР) при изготовлении песчано-глинистой формовочной смеси для улучшения ее механических свойств. Показано, что ЭКР существенно улучшает прочность смеси в сыром состоянии, уменьшает зависимость свойств смеси от влажности и другие положительные качества.

Ключевые слова: формовочная смесь, влажность, набухаемость, пластичность, газопроницаемость, ужиминны.

Все материалы, применяемые для изготовления литейных форм и стержней, объединяются общим названием «формовочные материалы». А чтобы получить отливку, свободную от дефектов, необходимо иметь формовочные или стержневые смеси, удовлетворяющие комплекс определенных свойств [1].

Песчано-глинистые сырые смеси, применяющиеся для изготовления разовых форм, в настоящее время все еще находят широкое применение. Основные стандартные требования, предъявляемые к ним, следующие [2–5]:

- оптимальная влажность;
- хорошая пластичность;
- необходимая прочность;
- достаточная податливость;
- хорошая газопроницаемость;
- огнеупорность.

Эти требования не всегда обеспечивают необходимое качество получаемых отливок. Наиболее часто встречающийся брак при литье в сырые песчано-глинистые формы: ужимины, различные засоры, газовые и усадочные раковины и др. Чтобы повысить стойкость сырых форм и улучшить качество получаемых отливок, в формовочные смеси добавляют специальные материалы, например микродобавки холодно набухающего крахмала в сочетании с регулярным освежением смесей. Товарными разновидностями его являются: крахмалит и экструзионный крахмалореагент (ЭКР). Эти два материала полностью идентичны. Поэтому далее будем оперировать лишь термином ЭКР.

Добавки ЭКР обеспечивают стабилизацию влажности формовочной смеси по всему объему формы, увеличивается «мокрая» прочность формы, повышается податливость и формуемость. Количество вводимого в смесь ЭКР не превышает 0,2–0,5% и зависит от марки заливаемого металла.

Но постоянное применение ЭКР приводит к тому, что он не выгорает полностью из смеси после заливки форм металлом, большая часть его остается в смеси (до 80–85%). При составлении последующего замеса смеси необходимо всегда учитывать это.

С целью определения возможности применения ЭКР в качестве технологической добавки к формовочным смесям для изготовления литья в сырых формах на ремонтно-механическом заводе АО «ССГПО» провели испытания различных формовочных смесей, вводя в них по 0,2% ЭКР, при примерно постоянной влажности. Исходные данные для проведения исследований приведены в табл. 1. Под номерами с первого по четвертый обозначены составы формовочных смесей с различным содержанием ЭКР.

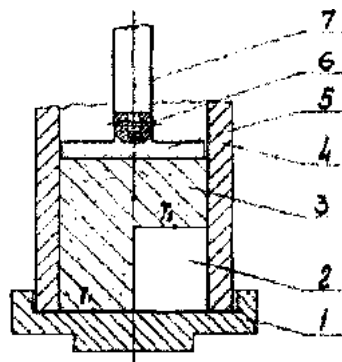
Для смесей с ЭКР обычно измеряют еще такое свойство, как текучесть по Орлову. Это процентное выражение отношения твердости в точке уплотняемой смеси в нижней части цилиндрического образца

(в месте контакта смеси с поддоном) на расстоянии 50 мм от уплотняющего бойка лабораторного копра (пята) к твердости в другой точке образца на расстоянии 25 мм от поддона и на таком же расстоянии от бойка копра (см. рисунок) [1].

Таблица 1

План эксперимента по введению ЭКР

Наименование исходных материалов формовочных смесей	Содержание материалов в формовочных смесях, мас. ч.			
	1	2	3	4
Исходная формовочная смесь	100	-	-	-
Отработанная формовочная смесь	-	90	100	90
Кварцевый песок (вольногорский)	-	10	-	10
Порошковый активированный бентонит	-	2	2	2
ЭКР-1	-	0,2	-	-
ЭКР-2	-	-	0,2	0,2
Вода до влажности	3,5	3,5	3,5	3,5



Гильза с поддоном для измерения текучести формовочной смеси по Орлову:

- 1 – поддон; 2 – вкладыш; 3 – образец формовочной смеси с ЭКР; 4 – гильза; 5 – пята копра; 6 – штифт; 7 – шток копра

Изготовили несколько проб песчано-глинистых формовочных смесей с ЭКР и подвергли их испытаниям на зерновой состав, набухаемость и технологические характеристики, содержащей ЭКР. Ниже приведены результаты этих лабораторных исследований (табл. 2).

Таблица 2

Физико-механические свойства смеси сразу после изготовления

Наименование физико-механических свойств формовочных смесей	Значения физико-механических свойств для формовочных смесей			
	1	2	3	4
Влажность, %	3,5	3,7	3,6	3,6
Прочность при сжатии в сыром состоянии, кгс/см ²	0,68	1,1	0,9	1,1
Текучесть по Орлову, %	47	86	79	80
Газопроницаемость, ед.	102	119	102	102

В результате испытаний выявлено положительное влияние ЭКР на качество формовочной смеси.

Для определения зернового состава использовали стандартные латунные сита марок 1 (размер ячейки 1,0 x 1,0 мм), 063 (размер ячейки 0,63 x 0,63 мм), 02 (размер ячейки 0,2 x 0,2 мм) и поддон, на котором осаждалась та часть навески, которая проходила через все сита. Результаты испытаний проб по их крупности приведены в табл. 3.

Таблица 3
Результаты испытаний проб на зерновой состав

Номер пробы	Остатки на ситах, %				
	Сито 1	Сито 063	Сито 02	Поддон	Итого
1	0	3,8	90,2	6,0	100
2	0	25	68,0	7,0	100
3	0	0,5	94,5	5	100
4	0	0,1	90,4	9,5	100

Выявлена зависимость между набухаемостью (табл. 4), с одной стороны, и текучестью и влажной прочностью, с другой стороны. Зависимости между крупностью помола и набухаемостью не обнаружили.

Таблица 4
Набухаемость проб ЭКР

Номер пробы	Пробы в чистом виде	Остаток проб на ситах номер	
		02	063
1	8,2	7,6	6,6
2	9,2	8,6	8,4
3	9,2	9,4	9,0
4	10,4	8,6	8,4

При экспертной оценке качества формовочной смеси с ЭКР, кроме улучшения текучести, выявлено следующее:

- повысилась прочность смеси в сыром состоянии;
- не обнаружили комкуемости смеси;
- смесь стала пушистой, рыхлой и рассыпчатой и обеспечила хорошую формуемость и уплотняемость смеси;
- уменьшилась зависимость свойств смеси от влажности благодаря иммобилизованному состоянию влаги, испарение которой под действием тепла существенно замедляется, что будет способствовать снижению такого вида брака, как ужимины.

Сведения об авторах

Вдовин Константин Николаевич – д-р техн. наук, проф., зав. кафедрой литейного производства и материаловедения института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-19.

Абенова Маркаба Борановна – аспирант института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-30.



Данные табл. 4 показывают, что в пробах 1 и 2 основная масса зерен ЭКР задерживается на сите номер 02 (90,2 и 68%), а при отсеивании мелких фракций набухаемость снижается (7,6 на сите номер 02 и 6,6 на сите номер 063). Наиболее высокая набухаемость в чистом виде в пробе номер 4, где имелось наибольшее содержание мелкой фракции (поддон). Не выявили закономерности по пробе номер 3, остаток был всего 0,5 г на 100 г навески, что не позволило провести исследования набухаемости в полном объеме.

Таким образом, добавление ЭКР в формовочные смеси дает следующие технические результаты:

- происходит стабилизация влажности формовочной смеси во всем ее объеме, уменьшается зависимость физико-механических свойств смеси от колебаний влажности, увеличивается так называемая «мокрая» прочность формы в зоне конденсации паров воды на глубине 2–4 мм от поверхности металла, резко снижается вероятность образования ужимин, засоров, песочных и газовых «раковин». В связи с этим, снижается брак по засорам, ужиминам, песочным и газовым раковинам;
- повышаются текучесть, формуемость и уплотняемость формовочной смеси, увеличивается ее прочность на растяжение и срез, что очень важно при изготовлении форм с высокими «болванами»;
- снижается шероховатость поверхностей отливок.

Литература

1. Голотенков О.Н. Формовочные материалы: учеб. пособие. Пенза: Изд-во Пенз. гос. ун-та, 2004. 164 с.
2. Технология литейного производства: учебник / под ред. Чуркина Б.С. Екатеринбург: Изд-во Урал. гос. проф.-пед. ун-та, 2000. 662 с.
3. Кукуй Д.М., Скворцов В.А., Андрианов Н.В. Теория и технология литейного производства: в 2 ч. Ч. 1. Минск: Новое знание; М.: ИНФРА-М, 2011. 384 с.
4. Степанов Ю.А., Семенов В.И. Формовочные материалы: учеб. пособие. М.: Машиностроение, 1969. 157 с.
5. Бречко А.А., Великанов Г.Ф. Формовочные и стержневые смеси с заданными свойствами. Л.: Машиностроение. Ленингр. отд-ние, 1982. 216 с.

УДК 669.13.018.256

Вдовин К.Н., Синицкий Е.В., Волков С.Ю., Абенова М.Б.

ВЫБОР БАЗОВОГО СОСТАВА ЧУГУНА ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ЛИТЫХ МЕЛЮЩИХ ТЕЛ

Аннотация. Были проведены исследования по легированию чугуна для мелющих шаров, определено влияние легирования на специальные свойства, в частности на износостойкость. Математическая обработка данных с использованием нейросетевого моделирования показала, что помимо содержания легирующих элементов большую роль играет также дисперсность структуры, которая определяется параметрами кристаллизации и термической обработкой.

Ключевые слова: мелющие тела, гидроабразивный износ, ударно-абразивный износ, легирование, нейронная сеть, доля карбидов, твердость, износ.

Для деталей, работающих в условиях абразивного и ударно-абразивного изнашивания при комбинированном воздействии абразивных сред и ударных нагрузок, целесообразно использовать чугуны со специальными эвтектиками, расположение фаз в которых обеспечивает проявление эффекта композиционного упрочнения.

В связи с этим актуальной является задача повышения стойкости мелющих тел при сохранении низкого уровня их стоимости. Для ее решения необходим комплексный подход: применение рационального состава сплава и технологии изготовления мелющих тел.

Для многих машин и механизмов долговечность и надежность тесно связаны с износостойкостью их деталей. Особенно велико значение этих свойств для быстро изнашивающихся деталей горно-

обогащительного оборудования, так как оно работает в условиях интенсивного гидроабразивного и ударно-абразивного износа при дроблении и измельчении сырья. Основными потребителями мелющих тел являются горно-металлургическая, цементная и энергетическая отрасли [1].

Диаграмма потребления мелющих тел в России (рис. 1) может быть представлена так: для твердых и относительно бедных железных руд – 43%; для медных и никелевых руд – 22% и 10% приходится на цемент [4].

Мелющие тела практически полностью изнашиваются при эксплуатации (износ до 0,5–2 кг/т), и расходы на их приобретение составляют, по разным оценкам, от 15 до 35% от общих технологических затрат. То есть повышение долговечности мелющих тел является актуальной задачей [4].

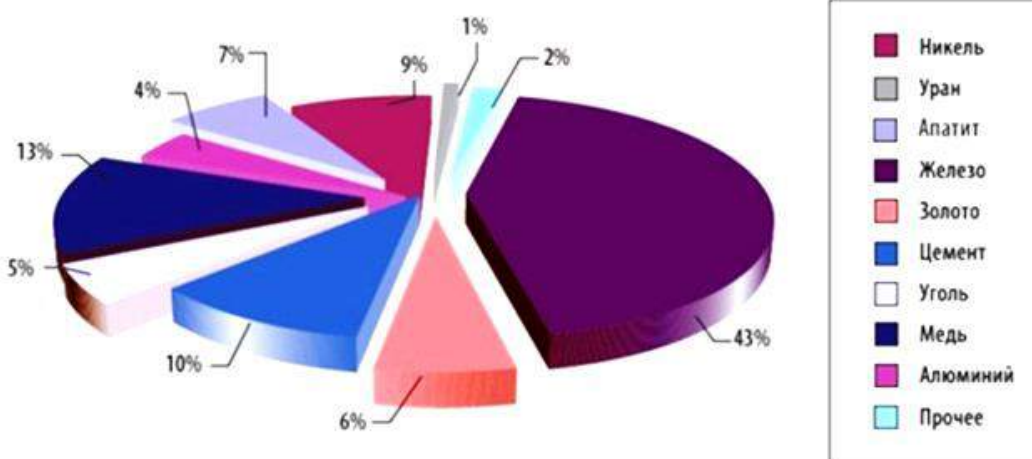


Рис. 1. Диаграмма потребления мелющих тел по отраслям России

Из практики эксплуатации чугунных мелющих шаров известно, что они показывают стойкость выше, чем стальные в 3–5 раз [1]. Это связано с тем, что в

структуре чугуна присутствует значительное количество карбидов, обладающих высокой твердостью. Чтобы повысить свойства чугуна для изготовления

мелющих шаров, можно применить легирование, а чтобы не повысилась стоимость чугуна, провели оптимизацию его состава.

Исследовали легированный чугун для мелющих шаров со следующим химическим составом, %: 2,17–3,93 C; 0,23–1,68 Si; 0,11–4,0 Mn; 0,32–1,0 Cr; 0–1,82 Ni; 0–2,64 Mo; V 0–8,5; 0–0,89 Ti; 0–1,2 Cu; 0–0,25 B; 0–0,025 Sb; 0–0,07 Ca.

Влияние легирования на специальные свойства сплавов (в частности, на износостойкость) имеет одинаковый механизм для широкого диапазона варьирования содержания легирующих элементов. Элементы, упрочняющие сплавы за счет растворного легирования и образования промежуточных фаз, наиболее существенно повышают износостойкость. Общими и основными легирующими элементами для железоуглеродистых сплавов являются хром, ванадий, титан, молибден. Однако математическая обработка данных с использованием статистических методов и нейросетевого моделирования показывает, что влияние легирующих элементов носит неоднозначный характер. Помимо содержания легирующих элементов в сплаве большую роль играет также дисперсность структуры, которая определяется параметрами кристаллизации и термической обработкой.

Влияние какого-либо одного легирующего элемента на свойства сплавов и износостойкость имеет значительно меньшую значимость, чем комплекса легирующих элементов. Это обусловлено тем, что одинаковые механические, специальные и служебные свойства могут принадлежать разным макро- и микроструктурам сплавов со схожими механическими свойствами. Таким образом, оценить влияние легирующих элементов без учета микро- и макроструктуры, а также условий их формирования с достоверной точностью затруднительно.

В характере влияния основных механических свойств сплавов на их износостойкость также прослеживается одинаковый механизм и наблюдается тесная взаимосвязь всего комплекса свойств.

В многокомпонентных сплавах углерод может присутствовать в виде растворов, в виде отдельной фазы (графит) или в виде химических соединений (карбиды и комплексные соединения). Ввиду этого, для комплексно-легированных железоуглеродистых сплавов использование параметра - содержания углерода без учета содержания иных элементов нецелесообразно (рис. 2).

Из представленного графика видно, что поле рассеяния экспериментальных данных и их дисперсия велики, а достоверность аппроксимации при расчете регрессионной зависимости довольно низка.

Аналогичная картина наблюдается при попытках описать влияние на износостойкость карбидообразующих элементов, таких как Cr, Mo, V, Ti.

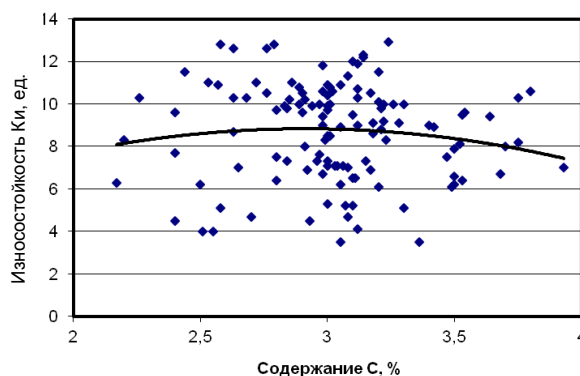


Рис. 2. Влияние содержания углерода на износостойкость

Таким образом, при использовании единичного показателя (содержание C, Cr, Mo, V, Ti) прогнозирование износостойкости комплексно-легированных сплавов затруднительно.

Более целесообразно использование для прогнозирования и оптимизации свойств чугунов характеристик, явно и опосредованно описывающих макро- и микроструктуру сплавов и их механические свойства. Такими характеристиками могут выступать количество карбидов, их размер, твердость, параметры матрицы, механические свойства (рис. 3–7).

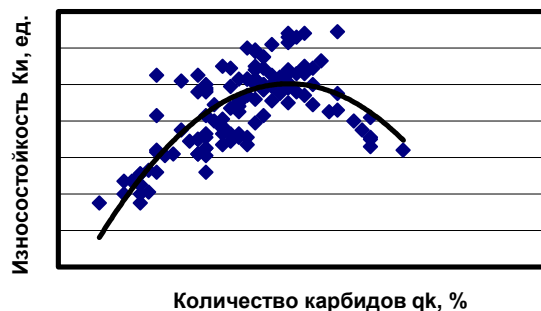


Рис. 3. Влияние количества карбидов на износостойкость

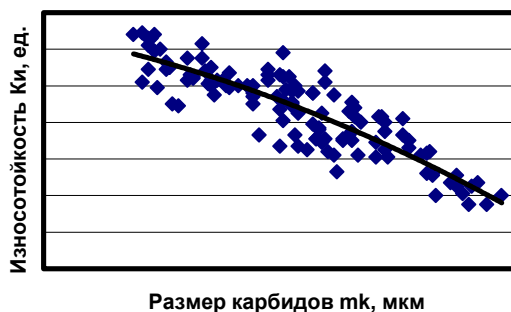


Рис. 4. Влияние размера карбидов на износостойкость

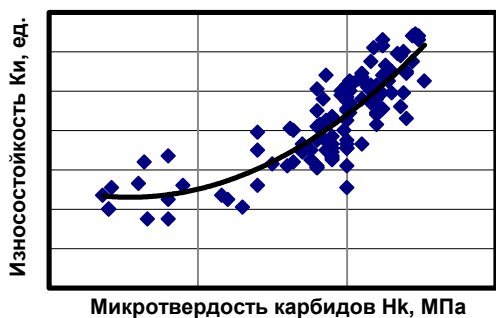


Рис. 5. Влияние микротвердости карбидов на износостойкость

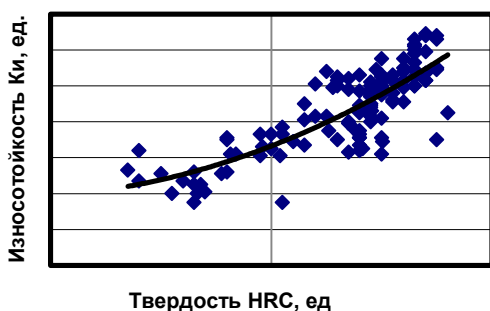


Рис. 6. Влияние твердости HRC на износостойкость

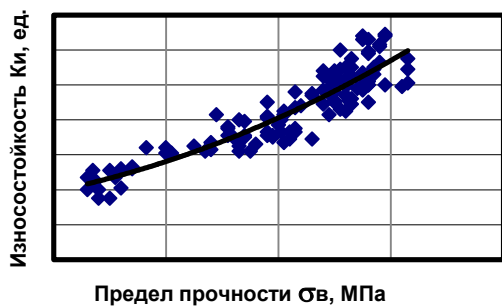


Рис. 7. Влияние предела прочности σ_v на износостойкость

Регрессионные зависимости, полученные при обработке экспериментальных данных, имеют следующий вид:

$$\begin{aligned}
 K_u &= -0,0159q_k^2 + 1,2094q_k - 12,949 & R^2 &= 0,5872; \\
 K_u &= -0,0191m_k^2 - 0,3115m_k + 12,854 & R^2 &= 0,7786; \\
 K_u &= 8E - 0,8H_k^2 - 0,012H_k + 9,3415 & R^2 &= 0,7068; \\
 K_u &= 0,005HRC^2 - 0,26HRC + 7,2088 & R^2 &= 0,6619; \\
 K_u &= 1E - 0,5\sigma_v^2 + 0,0026\sigma_v + 2,9947 & R^2 &= 0,8384.
 \end{aligned}$$

Проанализировав уравнения регрессии, видно, что повышение доли карбидов в микроструктуре приводит к изменению характера износа поверхности, в котором начинают преобладать процессы, характер-

ные для усталостного износа и выкрашивания карбидной фазы. Увеличение размеров карбидов также приводит к падению износостойкости из-за их хрупкого разрушения при абразивном воздействии и перехода механизма изнашивания в область хрупкого и усталостного разрушения. При прочих равных условиях повышение микротвердости карбидов положительно влияет на износостойкость сплавов (рис. 5).

Комплексное применение характеристик, свойств и описания карбидных фаз для прогнозирования и оптимизации свойств чугунов является одним из наиболее достоверных методов.

Наряду с характеристиками микроструктуры для прогнозирования и оптимизации механических свойств сплавов целесообразно применение таких характеристик, как: твердость и предел прочности [2] (рис. 6, 7).

Нейросетевая обработка экспериментальных данных показала, что для прогнозирования и оптимизации чугунов на заданные свойства необходимо применение комплексного показателя, включающего в себя содержание легирующих элементов, характеристик микроструктур и механические свойства сплавов.

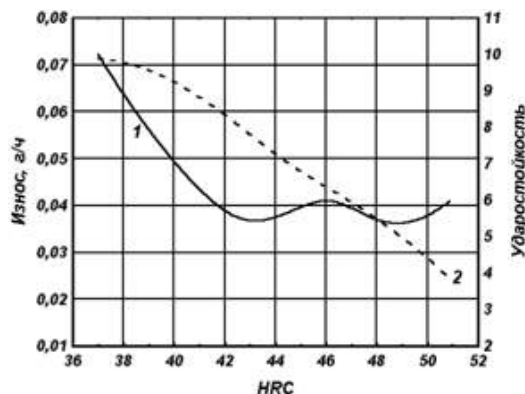


Рис. 8. Зависимости между основными свойствами мелющих тел:
1 – ударостойкость; 2 – износостойкость

За основу принята твердость чугуна, поскольку она легко контролируется у производителя и потребителя мелющих тел. Ударостойкость оценивается на специальном копре с энергией 530 Дж по количеству ударов до разрушения, которое выдержит отливка. Износ достаточно монотонно падает с увеличением твердости. Ударостойкость изменяется более сложным образом [2]. С увеличением твердости растет количество хрупкой карбидной фазы, однако при повышении содержания хрома в карбиде прочность его возрастает. Дальнейшее увеличение содержания хрома изменяет тип карбидов, что также сопровождается ростом ударостойкости (рис. 8).

Литературно-патентный анализ показал, что для деталей, работающих в условиях абразивного и удар-

но-абразивного изнашивания при комбинированном воздействии абразивных сред и ударных нагрузок, целесообразно использование чугунов со специальными эвтектиками, расположение фаз в которых обеспечивает проявление эффекта композиционного упрочнения. В большинстве случаев такие чугуны имеют углеродный эквивалент, равный 2,2–3,5 мас.% и более, и могут дополнительно подвергаться упрочняющей термообработке. Однако в процессе формирования структуры в них возникают большие внутренние напряжения, приводящие к образованию микротрещин и, как следствие, возможному развитию усталостного износа.

Поэтому необходимо разработать такой состав чугуна для получения необходимой структуры, который позволил бы исключить износ по усталостному типу, образование дефектов в отливках и существенно повысить коэффициент ударной износостойкости сплава, твердости при достаточно высоких уровнях вязкости.

Из табл. 1 видно, что составы чугунов для изготовления мелющих тел отличаются мало. Это связано с подбором условий эксплуатации (ударно-абразивный износ) и схожестью предъявляемых к материалу требований. Кроме указанных, в случаях повышенных требований к износостойкости применяют специальные чугуны с высоким содержанием хрома [3].

В результате проведения комплексной оптимизации при помощи нейросетевой обработки был получен оптимизированный состав, представленный в табл. 2. В настоящий момент проводится полный комплекс исследований состава с целью дальнейшего внедрения в промышленность нового состава сплава для мелющих тел, участвующих в процессах дробления и измельчения. Это существенно снизит затраты на электроэнергию (до 20%) и повысит качество размола сырья.

Вывод

Получены математические модели, которые позволяют прогнозировать свойства сплавов от химиче-

ского состава и, наоборот, для заданных свойств выбирать состав сплава.

Таблица 1
Химический состав и твердость чугуна для изготовления мелющих тел, мас. %

Материал	C	Si	Mn	Cr	Ni	HB
Низколегированный белый чугун	2,8	0,3	0,4	-	-	415-477
Низколегированный хромистый чугун	3,2	0,6	0,5	2,0	-	477-555
Низколегированный белый чугун	3,5	0,5	0,5	0,5	-	477-534
Нихард	3,2	0,5	0,3	1,4	3,5	555-627

Таблица 2
Оптимизированный химический состав и твердость чугуна для изготовления мелющих тел, мас. %

C	Si	Mn	Cr	Cu	V	Ni
3	0.4	0.4	1.5	1	2.5	3

Получены рекомендации по выбору базового легирующего комплекса для отливок деталей специального назначения в зависимости от условий работы и по выбору дополнительных легирующих и модифицирующих комплексов для обеспечения наиболее высоких эксплуатационных и литейных свойств.

Литература

1. Повышение износостойкости горно-обогатительного оборудования / Пенкин Н.С., Капралов Е.П., Маляров П.В. и др. М.: Недра, 1992. 265 с.
2. Колокольцев В.М. Теоретические и технологические основы разработки литейных износостойких сплавов системы железо-углерод-элемент: дис. ... д-ра техн. наук. Магнитогорск, 1995. 427 с.
3. Износостойкие чугуны для отливок деталей дробеменных камер / В.М. Колокольцев, О.А. Назаров, В.В. Коротченко и др. // Литейное производство. 1992. №7. С. 11–12.
4. Стеблов А.Б., Березов С.Н., Козлов А.А. Литые чугунные шары для помола материалов // Литые и металлургия. 2012. № 3. С. 45–50.

Сведения об авторах

Вдовин Константин Николаевич – д-р техн. наук, проф., зав. кафедрой литейного производства и материаловедения института металлургии, машиностроения и материаловедения ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-19.

Волков Сергей Юрьевич – аспирант, мл. науч. сотрудник института металлургии, машиностроения и материаловедения ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: Vs_mgtu@mail.ru

Синицкий Евгений Валерьевич – канд. техн. наук, доц. института металлургии, машиностроения и материаловедения ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Абенова Маркаба Борановна – аспирант института металлургии, машиностроения и материаловедения ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».



УДК 621.74.047:669.3

Брусницын С.В., Сулицин А.В., Мысик Р.К., Ожгихин И.В., Груздева И.А.

УСТАНОВЛЕНИЕ ПРИЧИН ОБРАЗОВАНИЯ ГАЗОВОЙ ПОРИСТОСТИ В МЕДНОЙ КАТАНКЕ

Аннотация. Представлены результаты исследования влияния вдувания воздуха и азота в расплав меди на формирование газовой пористости в непрерывнолитых заготовках. Показано, что основной причиной образования трещин в медной катанке после испытания на скручивание с последующим раскручиванием является газовая пористость, которая присутствует как в литой, так и в катаной заготовке.

Ключевые слова: медь, непрерывное литье, литая заготовка, катанка, газовая пористость, трещины.

Применение непрерывных и совмещенных процессов литья и прокатки позволяет обеспечить высокую производительность при изготовлении полуфабрикатов из меди и медных сплавов. Наиболее производительным процессом изготовления медной катанки методом совмещенного литья и прокатки является технология «Contirod». Однако при контроле качества медной катанки в ходе стандартного испытания на скручивание с последующим раскручиванием [1] часто выявляются дефекты в виде разрывов поверхности катанки глубиной более 0,2 мм. Качество медной катанки в значительной степени определяется качеством непрерывнолитой заготовки. Очень часто при непрерывном литье меди в заготовках возникают такие дефекты, как газовая пористость, горячие трещины и неслитины [2]. При непрерывном литье заготовок из кислородсодержащей меди для производства медной катанки по технологии «Contirod» осуществляется вдувание воздуха в расплав для корректировки содержания кислорода в меди и вдувание азота для контроля уровня расплава в литейный желоб [3]. Качество используемого воздуха и азота влияет на газонасыщение расплава меди. В связи с этим в работе проведены

исследования по определению влияния вдувания воздуха и азота в расплав меди на качество непрерывнолитой заготовки сечением 120x70 мм.

Непрерывное литье заготовки из кислородсодержащей меди производилось в ленточный водоохлаждаемый кристаллизатор. Температура литья составляла 1120–1130°C, скорость литья – 10,4–10,5 м/мин. В ходе экспериментов были опробованы следующие режимы литья: стандартный режим с вдуванием воздуха и азота технической чистоты в расплав (режим №1); без вдувания воздуха с вдуванием азота технической чистоты (режим №2); с вдуванием воздуха без вдувания азота (режим №3); без вдувания воздуха с вдуванием азота высокой чистоты (режим №4). После выхода из литейной машины заготовка из меди подвергалась прокатке на 14-клетевом прокатном стане в катанку диаметром 8 мм.

Из полученных литых заготовок вырезались поперечные темплеты толщиной 10–15 мм, которые разрезались на образцы для металлографического анализа с целью количественной оценки пористости литых заготовок. На рис. 1 представлена микроструктура травленных образцов литых заготовок, полученных при различных режимах литья.

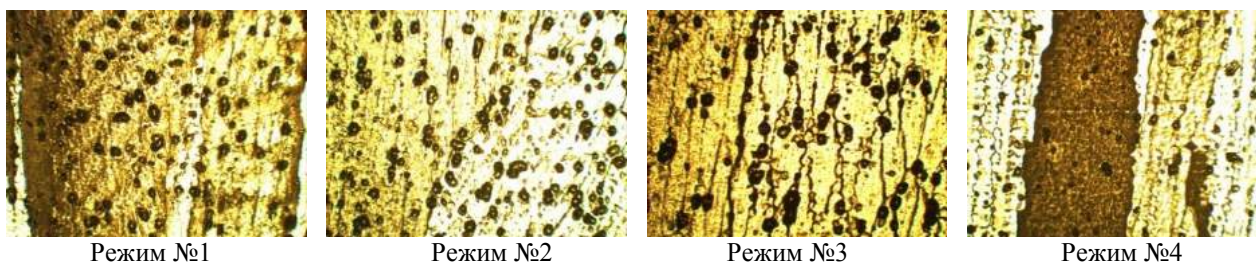


Рис. 1. Микроструктура образцов литых заготовок, полученных при различных режимах непрерывного литья

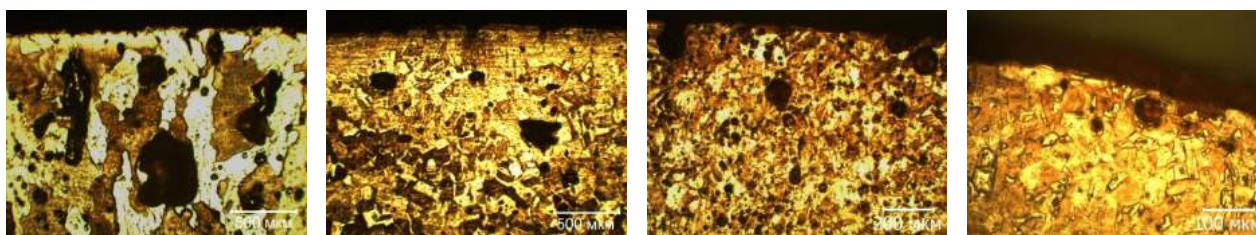
Следует отметить, что для заготовок, полученных при всех режимах литья, характерно наличие газовой пористости. В ходе металлографического анализа определялась доля площади шлифа, занятая порами, производился расчет объемной доли пор и среднего их размера. Полученные результаты представлены в таблице.

Результаты металлографического анализа образцов литых заготовок из кислородсодержащей меди

Номер режима	Доля площади шлифа, занятая порами, %	Объемная доля пористости, %	Средний размер пор, мкм
1	15,3	4,56	72,05
2	13,17	3,98	62,42
3	10,14	2,53	56,14
4	7,9	1,71	55,26

Анализ полученных данных показал, что при стандартных условиях литья наблюдается значительная пористость литой заготовки, при этом значения исследуемых показателей максимальны. Исключение вдувания воздуха в расплав позволяет несколько снизить пористость литой заготовки, при этом средний размер пор уменьшается на 13% по сравнению со стандартным режимом литья. Исключение подачи азота позволяет снизить пористость литой заготовки на 33%, при этом средний размер пор уменьшается на 22%. При литье с использованием особо чистого азота в совокупности с отключением подачи воздуха в расплав происходит снижение пористости литой заготовки на 48%, а среднего размера пор на 23%.

Необходимо отметить, что наиболее крупные газовые поры в литых заготовках наблюдаются в периферийных областях. Вероятно, такие газовые поры оказывают наибольшее влияние на возникновение трещин в поверхностном слое медной катанки, которые выявляются в ходе испытания на скручивание с последующим раскручиванием. Для подтверждения гипотезы влияния крупной подкорковой газовой пористости литой заготовки на возникновение трещин в медной катанке после испытания на скручивание с последующим раскручиванием были исследованы образцы литой и катаной заготовки по всем проходам прокатки (рис. 2).



Литая заготовка

После клети №1

После клети №7

После клети №14

Рис. 2. Микроструктура поверхностного слоя литой и катаной заготовки

Металлографический анализ показал, что подкорковая газовая пористость в процессе прокатки не устраняется и после всех проходов в образцах в поверхностной их зоне присутствуют газовые поры, часть из которых выходит на поверхность. Отмечается лишь уменьшение размеров газовых пор по проходам прокатки.

Таким образом, проведенное исследование образцов литой и катаной заготовки, а также медной катанки, полученных при различных технологических параметрах, показало, что основной причиной образования трещин в медной катанке после испытания на скручивание с последующим раскручиванием является газовая пористость, которая присутствует как в литой, так и в катаной заготовке на всех проходах прокатки.

Сведения об авторах

Мысик Раиса Константиновна – д-р техн. наук, проф. ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург.

Брусницын Сергей Викторович – д-р техн. наук, ст. науч. сотрудник, проф. ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург. E-mail: kafedralp@mail.ru

Сулицин Андрей Владимирович – канд. техн. наук, доц. ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург.

Груздева Ирина Александровна – канд. техн. наук, доц. ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург.

Ожгихин Илья Владимирович – аспирант ФГАОУ ВПО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург.



Литература

- ГОСТ Р 53803-2010. Катанка медная для электротехнических целей. Технические условия. М.: Стандартинформ, 2010. 12 с.
- Пути повышения качества непрерывнолитой заготовки из меди / Р.К. Мысик, С.В. Брусницын, А.В. Сулицин, И.В. Ожгихин, И.А. Груздева // Труды одиннадцатого съезда литейщиков России. Нижний Тагил: Изд-во УВЗ, 2013. С. 338-344.
- Анализ содержания водорода и кислорода в меди при непрерывном литье на установке HAZELETT / Р.К. Мысик, С.В. Брусницын, А.В. Сулицин, И.А. Груздева, С.Л. Смирнов, А.И. Голоднов // Труды IX съезда литейщиков России. Уфа: УМПО, 2009. С. 98-101.

УДК 621.74

Леушина Л.И., Ульянов В.А., Нищенков А.В.

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ТРЕЩИНОСТОЙКОСТИ ОБОЛОЧКОВЫХ ФОРМ ЛИТЬЯ ПО ВЫПЛАВЛЯЕМЫМ МОДЕЛЯМ

Аннотация. В статье рассматриваются некоторые инновационные технические решения повышения трещиностойкости оболочковых форм литья по выплавляемым моделям. Выявлены основные недостатки известных способов и предложен вариант снижения рисков реализации схемы низкотемпературного прокаливания оболочковых форм.

Ключевые слова: литье по выплавляемым моделям, оболочковая форма, трещиностойкость оболочковых форм, технология низкотемпературного прокаливания.

На сегодняшний день литье по выплавляемым моделям является одним из прогрессивных специальных способов литья, применяемых для изготовления литых заготовок самой высокой сложности. Соответствие отливок, получаемых данным способом литья, предъявляемым к ним требованиям непосредственно связано с оболочковой формой, качество которой формируется на всех технологических этапах ее получения: от изготовления моделей до заливки форм металлическим расплавом.

Появление и развитие трещин как в теле, так и на поверхности оболочковой формы обусловлено множеством объективных и субъективных факторов, действующих на всем протяжении цикла изготовления и использования литейной формы вплоть до ее разрушения при выбивке.

Именно поэтому проблема улучшения трещиностойкости, оболочковых форм является актуальной. Повышение прочности форм в ходе технологического процесса литья по выплавляемым моделям является одной из ключевых задач, подход к решению которой у исследователей разнообразен и многогранен.

Рассмотрим некоторые варианты решения данной проблемы.

Для получения отливок из химически активных и жаропрочных сплавов Е.Н. Кабловым и др. [1] предлагается использовать суспензию, включающую огнеупорный наполнитель, органическое связующее и технологическую добавку – металлический порошок. В качестве огнеупорного наполнителя выступает тугоплавкий порошок, выбранный из группы оксидов алюминия, иттрия, в качестве органического связующего – водные растворы 15–65%-ной концентрации алкилполиоксисбензолальдегидных смол на основе алкилоксибензолов формулы $R_mC_6H_{6-(m+n)}(OH)_n$, где R – H, CH_3 , C_2H_5 ; $m = 1-2$; $n = 2-3$, а в качестве технологической добавки – порошок алюминия.

Однако предлагаемая суспензия обладает рядом недостатков. Входящее в её состав органическое связующее – растворы алкилполиоксисбензолальдегидных смол – является дефицитным и, кроме того, ставит под угрозу экологическую безопасность технологического процесса. Кроме того, высока трудоёмкость

получения водного раствора органического связующего требуемой концентрации. Использование в качестве огнеупорного наполнителя суспензии металлического порошка иттрия удорожает весь технологический процесс из-за высокой стоимости этого редкоземельного металла.

Н.Н. Корнеев, Г.И. Щербакова и В.Г. Анташев [2] видят подход к решению вышеназванной проблемы несколько иначе. При производстве отливок из титановых и жаропрочных химически активных сплавов предлагается дополнительно вводить в состав суспензии своеобразный активатор, представляющий собой порошок металла IIIa, IVa, Va групп или его оксид, а в качестве связующего использовать алкоксиалюмооксид и стабилизатор в органическом растворителе.

Несмотря на улучшение качества оболочковых форм, нельзя не брать во внимание недостатки предлагаемой суспензии. Во-первых, компоненты, формирующие суспензию, дефицитны, что впоследствии будет удорожать себестоимость получаемых отливок. Во-вторых, входящие в состав суспензии органический растворитель и алкоксиалюмооксид представляют значительную экологическую опасность для персонала литейных цехов, вследствие чего для работы персонала требуется применение специальных защитных средств.

А.П. Никифоров, Н.Н. Терентьев и И.Б. Гилевич [3] предлагают изготавливать суспензию для оболочковых форм на основе этилсиликатного связующего, которая включает этилсиликат, воду, поверхностно-активное вещество, соляную кислоту, ортофосфорную кислоту, алюмометилсиликонат натрия в виде 15%-ного водного нейтрализованного раствора с pH 2–6, огнеупорный наполнитель, а также дополнительно вводить электрофильную пыль из отходов ферросплавных печей при выплавке кремнийсодержащих соединений: технического кремния, ферросилиция, силикохрома.

Однако существует ряд недостатков, сдерживающих в некоторой степени широкую реализацию предложенного способа. К ним относятся: потребность в дополнительных затратах на приобретение веществ, вводимых в состав суспензии, и сложность процесса подготовки водного нейтрализованного рас-

твора алюмометилсиликоната натрия требуемых концентрации и рН.

Авторами данной статьи совместно с рабочей группой Нижегородского государственного технического университета им. Р.Е. Алексеева ранее был предложен способ изготовления многослойных оболочковых литейных форм по выплавляемым моделям, снижающий длительность и повышающий энергоэффективность процесса литья по выплавляемым моделям (технология низкотемпературного прокаливания), заключающийся во введении в состав зернистого материала для обсыпки кислородсодержащего вещества и борной кислоты [4]. В результате за счет выделения кислорода и тепла экзотермических реакций обеспечивалось более полное, по сравнению с базовой технологией, удаление остатков модельной композиции, завершение основных превращений в связующем материале оболочковой формы, а также спекание огнеупорного материала оболочки на основе кварца для обеспечения прочности формы.

Однако при реализации технологии низкотемпературного прокаливания возникали следующие трудности. Сложной являлась строгая гарантия того факта, что кислород, выделяемый кислородсодержащим окислителем, входящим в состав материала формы, при её прокатке будет целиком израсходован для решения задачи полного удаления модельного состава из полости литейной формы, поскольку остаточное содержание модельного состава в оболочке после выплавления можно оценить лишь приблизительно. В связи с этим высокой становилась вероятность получения так называемого «пироэффекта», обусловленного выделением при последующей заливке оболочковых форм металлическим расплавом избыточного кислорода, создающего опасность для персонала литейных цехов.

Для предотвращения возможных проблем при реализации в условиях действующего производства было предложено введение в состав материала оболочковой формы алюминиевого порошка. Достижение поставленной цели осуществлялось следующим образом. Происходило связывание «избыточного» кислорода, получаемого в результате разложения кислородсодержащего вещества, вводимого в материал формы, остающегося в литейной форме после удаления остатков модельной композиции, что позволяло в итоге предотвратить нежелательный пироэффект, создающий опасность для персонала литейных цехов.

Кроме того, в результате взаимодействия избы-

точного кислорода с порошком алюминия формы образовывался электрокорунд – химически стойкий материал с существенно меньшим коэффициентом линейного термического расширения по сравнению с кварцем.

Таким образом, исходя из проведенного анализа рассмотренных технических решений, можно сделать вывод о существовании множества разнообразных вариантов повышения трещиностойкости оболочковых форм литья по выплавляемым моделям. Однако в каждом из них наряду с многочисленными достоинствами присутствуют и недостатки. Поэтому главной задачей сегодня не только в области литья по выплавляемым моделям, но и во всей литейной отрасли является создание таких инновационных технических решений, которые обладали бы максимальным количеством достоинств и минимумом недостатков (прежде всего, экологических) для применения в условиях действующего производства.

Литература

1. Пат. 2108195 РФ, МПК В22 С1/06, В22 С1/22. Суспензия для изготовления оболочковых форм по выплавляемым моделям / Каблов Е.Н., Минаков В.Е., Швец Н.И. и др.; заявитель и патентообладатель Всероссийский научно-исследовательский институт авиационных материалов (RU). 97104435/02; заявл. 19.03.97; опубл. 10.04.98.
2. Пат. 2082535 РФ, МПК В22 С1/06, В22 С1/16. Суспензия для изготовления керамических форм по выплавляемым моделям / Корнеев Н.Н., Щербакова Г.И., Анташев В.Г. и др.; заявитель и патентообладатель ГНЦ РФ «Государственный научно-исследовательский институт химии и технологии элементоорганических материалов» (RU). 95111527/02; заявл. 05.07.95; опубл. 27.06.97.
3. Пат. 2098217 РФ, МПК В22 С1/02, В22 С1/16, В22 С1/10. Суспензия для изготовления оболочковых форм на основе этилсиликатного связующего / Никифоров А.П., Терентьев Н.Н., Гилевич И.Б. и др.; заявитель и патентообладатель Челябинский государственный технический университет (RU). 96104596/02; заявл. 12.03.96; опубл. 10.12.97.
4. Пат. 2433013 РФ, МПК В22 С9/04. Способ изготовления многослойных оболочковых литейных форм по выплавляемым моделям / Леушин И.О., Леушина Л.И., Нищенков А.В. и др.; заявитель и патентообладатель Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексеева (RU). 2010137431/02; заявл. 08.09.2010; опубл. 10.11.11.

Сведения об авторах

Леушина Любовь Игоревна – ассистент ФГБОУ ВПО «Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексеева». Тел.: (831) 4364395. E-mail: lubotschka@yandex.ru

Ульянов Владимир Андреевич – д-р техн. наук, проф. ФГБОУ ВПО «Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексеева». Тел.: (831) 4360302. E-mail: taer@nntu.nnov.ru

Нищенков Александр Владимирович – канд. техн. наук, доц. ФГБОУ ВПО «Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексеева». Тел.: (831) 4364395. E-mail: lmps@nntu.nnov.ru



УДК 621.74:669.131

Леушин И.О., Чистяков Д.Г.

ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ЭКСПЛУАТАЦИИ ДЕТАЛЕЙ ЧУГУННЫХ СТЕКЛОФОРМ

Аннотация. В статье рассматриваются чугунные детали, применяемые для изготовления стеклотары, и процесс их эксплуатации на стекловыдувном автомате. Описываются факторы, влияющие на стабильность эксплуатации данных деталей и преждевременный выход их из строя. Найдены пути повышения ресурса их работы на производственной линии.

Ключевые слова: чугун, стекло, стеклотара, стеклоформа, деталь, температура, теплообмен, структура, стойкость.

Тенденция современного материаловедения – создание деталей ответственного назначения с широким комплексом эксплуатационных свойств (прочность, теплопроводность, стойкость к агрессивным средам и т.п.), с наименьшей трудоемкостью их изготовления и минимально возможными затратами на исходные материалы и процесс формирования готового изделия. В этой связи в наиболее проигрышной позиции находятся детали стеклоформ, применяемые для массового выпуска стеклянных изделий на автоматах с двойным принципом выдувания стекла и эксплуатирующиеся в сложных термомеханических условиях, отягощаемых быстрой теплосменой в системе «расплавленное стекло↔воздух». Усугубляет сложившуюся ситуацию и низкая конкурентоспособность отечественных «полуфабрикатов» деталей стеклоформ и высокая степень их импортозамещения. Это обусловлено невысоким качеством выпускаемой продукции отечественными предприятиями и низкой эксплуатационной стойкостью формовых комплектов на производственной линии.

Главными точками преткновения отечественных разработок, касающихся деталей данного типа, являются изменение химического состава материала и внесение корректировок в конструкцию собранных формовых блоков (совокупностей деталей стеклоформ). Однако общемировая тенденция позволяет заключить, что на данный момент безальтернативным материалом для деталей стеклоформ является чугун, в связи с чем улучшение показателей эксплуатации деталей ведется именно на основе этого материала. Его популярность обусловлена рядом преимуществ перед своими аналогами (сталью, бронзой и пр.):

- относительно простой процесс его приготовления;
- недорогие шихтовые материалы;
- широкий спектр регулируемых свойств;
- высокие показатели технологических возможностей.

Вышеперечисленные преимущества позволяют иностранным аналогам продукции (за счет использования уникальных технологий производства и применения дешевых шихтовых материалов) вытеснять с внутреннего рынка страны детали отечественных производителей: западные образцы имеют более высокий эксплуатационный ресурс (нередко стойкость форм превышает в 2–4 раза отечественные ме-

таллоизделия) и более низкую стоимость, что приводит к становлению российских деталей в ряд «неликвидов».

Анализ условий эксплуатации деталей на производственной линии позволил авторам установить, что основными факторами, влияющими на стойкость деталей стеклоформ, являются:

- высокая температура эксплуатации [1];
- высокая степень изменчивости структуры детали в процессе роста теплосмен [2].

Температура плавления тарного стекла в печи составляет около 1350–1500°C, а температура выпуска в черновые формы¹ – более 1100°C (рис. 1). Приведенный на рис. 1 температурный интервал обусловлен влиянием температуры на ключевые показатели стекла: вязкость и поверхностное натяжение. От изменения этих показателей зависит скорость твердения стекломассы в чугунной форме (соответственно и структура стекла), равномерность его распределения по формообразующей поверхности черновой формы и, в конечном счете, потребительские свойства готового стеклоизделия. Таким образом, скорость твердения стекломассы определяется изменением вязкости с температурой и изменением температуры со временем (то есть скоростью охлаждения).

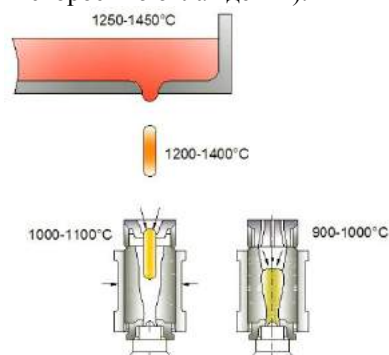


Рис. 1. Температурный диапазон изготовления стеклотары на этапе получения «пульки»

Эксплуатация деталей черновых стеклоформ осуществляется при температуре 750–900°C (температура выдува стекла – 900–1000°C), что является инициатором термической усталости материала дета-

¹ Металлические формы, в которых происходит формирование стеклянных изделий предварительных конфигураций («пульки»).

ли и окисления ее рабочих поверхностей. Это, в свою очередь, благоприятствует отслаиванию графитовых включений в поверхностных слоях, проникновению в освобожденные микрообъемы атомов кислорода, «вспучиванию» отдельных микроплощадей (выкрашивание графита) и возникновению трещин разгара в местах интенсивного теплообмена.

Одним из факторов качественного формообразования стеклянного изделия выступает поверхностное натяжение: влияние поверхностных сил на процесс формования возрастает с уменьшением вязкости стекла и размеров формируемых изделий [3]. Важность данного фактора на эксплуатационную стойкость деталей обусловлена явлениями: смачивания расплавленным стеклом стенок черновых формокомплектов, адсорбции, а также действиями капиллярных сил и трещинообразующей стойкостью стенок к проявлению кристаллов твердых фаз в массе расплава стекла.

Поверхностное натяжение при падении температуры расплавленного стекла на 100°C изменяется в среднем на 2%, что не позволяет изменять температурный диапазон изготовления стеклотары на механизированном выдувном стеклоформирующем автомате ВВ-7 (рис. 2) и исключает возможность стабилизации размеров, формы и формообразующих поверхностей деталей изменением данного фактора (температуры).

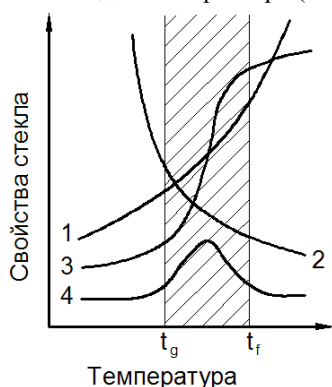


Рис. 2. Зависимость свойств стекла от температуры: 1 – внутренней энергии, энтальпии, энтропии, молярного объема; 2 – вязкости, удельного электрического сопротивления; 3 – температурных коэффициентов линейного и объемного расширений; 4 – теплопроводности; t_g – t_f – аномальный интервал (550 – 700°C для тарного стекла) [3]

Вторым комплексом факторов, оказывающих существенное влияние на стойкость формовых комплектов, являются: высокотемпературная абберрация структурных включений (проявляющаяся, в первую очередь, в искажении феррит-перлитных зерен в поверхности контакта «стекломасса-деталь») и сегрегация высокоуглеродистой фазы в этом пограничном слое с ростом числа теплосмен. Формирование данных процессов способствует созданию «промежуточных структур», влияние которых обусловлено выделением графита эвтектики «железо-графит», коалесценцией выделив-

шегося графита к сферолитам граничного слоя и трансформацией цементитной фазы (удельный объем цементита несравнимо меньше удельного объема продуктов его распада: $3.2 \rightarrow 26.6 \text{ см}^3$ в перерасчете на объем одной грамм-молекулы [4]).

Высокая степень активности структуры к трансформации в рабочем слое детали (за счет высокой гетерогенности строения граничных слоев) под влиянием циклических ударных нагрузок и пластических деформаций приводит к нарушению сплошности формообразующих поверхностей (трещинообразование, выкрашивание крупных цементитных и графитовых включений и пр.) и, как следствие, выведению формового комплекта из режима эксплуатации. Именно стабильность структуры детали в процессе циклических воздействий высоких температур (и накопления напряжений в процессе роста теплосмен) оказывает решающее воздействие на стойкость деталей на линии.

Ввиду вышеописанного, авторы считают, что наиболее оптимальным вариантом, как с точки зрения получения долгосрочного экономического эффекта, так и с точки зрения сокращения продолжительности изготовления готовой детали, является формирование компактной или шаровидной формы графита исключительно в рабочем слое детали по технологиям «отбел → отжиг» [5] (первый вариант) или «модифицирование → самоотжиг» (второй вариант).

Первый вариант может быть применен для изготовления деталей стеклоформ из ваграночного чугуна, когда не требуется учитывать варьирование химического состава расплава от плавки к плавке, а осуществлять сфероидизирующее модифицирование такого чугуна является экономически нецелесообразным (большое наличие серы). Применение высокотемпературного отжига (900 – 950°C) позволяет беспрепятственно получать «недоглобуляризованную» форму графита с минимальным количеством цементита и цементита ледебурита. Однако побочным эффектом такой технологии изготовления литых заготовок является формирование преимущественно перлитной металлической основы (особенно в рабочем слое) и присутствие мелкодробленого цементита вторичного².

Второй вариант изготовления отливок стеклоформ имеет более широкий диапазон использования, однако необходимыми критериями его применения являются: контроль химического состава выплавляемого чугуна (особенно элементов С, Si и S), обеспечение точного дозирования сфероидизирующего и графитизирующего модификаторов и регулирование скорости затвердевания отливки в форме. Все вышеперечисленное позволяет получить, например, дифференцированный чугун (ВЧ→ЧВГ) с заданным размером зерна графита в феррит-перлитной металличе-

² Внедрение данной технологии было осуществлено в ОАО «ЛМЗ» (г. Семенов).

ской основе³. Использование дифференцирование чугуна как основы для регулирования прочностными и теплофизическими свойствами литой детали определяет диапазон возможностей для применения материала данного типа. В данном случае применение в деталях чугунов структуры типа ВЧ→ЧВГ или ВЧ→ЧВГ→СЧ позволяет создать высокоскоростной направленный теплоотвод излишек тепловой энергии с рабочих поверхностей стеклоформы без нарушения заданного структурного соответствия в каждом полученном слое (с шаровидным, вермикулярным или пластинчатым графитом) при эксплуатации формового комплекта.

Таким образом, в зависимости от выбранной схемы изготовления деталей стеклоформ («отбел → отжиг» или «модифицирование → самоотжиг») можно получить деталь с дифференцированной или градиентной структурой и определенными теплофизическими параметрами для каждого типа деталей (вида стекловыводного оборудования). В связи с этим предприятиями-бенефициарами могут быть как стеклотарные заводы, производящие в массовом порядке стеклотару (повышается эксплуатационная стойкость

деталей в перерасчете на единицу продукции), так и литейно-металлургические комбинаты, поставляющие детали с повышенным запасом ресурса эксплуатации и соответственно наращивающие отпускную цену на свои металлоизделия.

Литература

1. Попов В.М., Коган Б.Л. Термостойкость чугунов с различной формой графита // Литейное производство. 1991. №2. С. 34.
2. Леушин И.О., Чистяков Д.Г. Влияние структурообразования и фазового состава чугуновых отливок стеклоформ на эксплуатационные свойства готовых изделий // Изв. вузов. Черная металлургия. 2013. №5. С. 19-23.
3. Гуляев Ю.А. Технология стекла и стеклоизделий. Владимир: Транзит-Икс, 2003. 480 с.
4. Болховитинов И.Ф. Металловедение и термическая обработка. М.: Машгиз, 1958. 430 с.
5. Жуков А.А. Высокопрочные чугуны и литые стали с мелкодисперсным компактным графитом // Литейное производство. 1996. №10. С. 11-13.

Сведения об авторах

Леушин Игорь Олегович – д-р техн. наук, проф., зав. кафедрой «Литейно-металлургические процессы и сплавы» ФГБОУ ВПО «Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексеева». E-mail: igoleu@mail.ru

Чистяков Дмитрий Геннадьевич – аспирант ФГБОУ ВПО «Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексеева». E-mail: chistyakov.nstu@bk.ru



³ Внедрение данной технологии было осуществлено в ООО «MOLD TECH» (г. Муром).

МЕТАЛЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ

УДК 669.162.221.2

Сычков А.Б., Малашкин С.О.

ВЫБОР ТЕХНОЛОГИИ ТЕРМОМЕХАНИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ АРМАТУРНОГО ПРОКАТА

Аннотация. Рассмотрены металлургические аспекты упрочняющей термической обработки арматурного проката, обозначены ключевые моменты при выборе термической обработки, обеспечивающие однородное распределение структуры по длине проката и, тем самым, стабильные механические свойства.

Ключевые слова: термомеханическая обработка арматурного проката, анизотермические условия, структурообразование, стабильные механические свойства.

Для разработки технологии термомеханической обработки арматурного проката в потоке стана необходимо учитывать кинетику структурообразования для прогнозирования структурно-фазовых превращений при заданных режимах охлаждения [1–3].

Переупрочненный арматурный прокат склонен к хрупкому разрушению, что негативно сказывается при эксплуатации железобетонных изделий и строительных конструкций. Неоднородная структура по длине проката значительно ухудшает характеристики арматуры. Достижение сочетания высоких прочностных и пластических характеристик является целью технологии поточной термической обработки арматурного проката.

Для сваряемой арматуры класса прочности типа Ат400–Ат500 на базе стали типа Ст2сп–Ст3сп различных диаметров применяют технологию термической обработки, заключающуюся в использовании прерванной закалки с температур 950–1050°C (на высокоскоростных современных сортовых станах) с последующим самоотпуском проката. При выборе температуры под закалку с прокатного нагрева следует помнить, что процессы структурообразования происходят при анизотермических условиях, когда идет существенное переохлаждение металла от равновесной температуры. Притом с учетом ликвации химических элементов можно попасть в межкритический интервал температур (МКИТ) – температурного интервала γ - α превращения, где наряду с созданием напряженного упрочняющего состояния двухфазная γ/α структура является значительным структурным концентратором напряжений, обуславливающим формирование и развитие микротрещин с последующим макроразрушением металла. Кроме того, в МКИТ возможно формирование неравновесных пленочных выделений структурно свободных феррита и цементита, приводящих к негативным последствиям и ухудшающим пластичность металла [4].

Поэтому для выбора температуры начала структурообразования и кинетики охлаждения арматурного проката следует обращаться к термокинетическим диаграммам.

Технология ТМО арматуры класса прочности Ат800 в условиях стана 370 сортового цеха ОАО «ММК» заключается в закалке проката с помощью водяных форсуночных охлаждающих устройств высокого давления и с дальнейшим самоотпуском. При этом существует проблема образования трещин напряжения. Возникновение дефектов арматурного проката обусловлено жесткими режимами поточной закалки с самоотпуском и химическим составом стали. Вследствие соответствия прочностных свойств арматуры Ат800 по ГОСТ 10884-94 ее часто реализуют как арматурный прокат класса прочности А600С. При этом следует проверять выполнение требования к пластическим характеристикам (относительное и равномерное удлинение).

Технология производства ТМО арматуры в бунтах класса прочности А400С (Ст3сп) в условиях линии Стелмор стана 170 сортового цеха ОАО «ММК» представляет собой интенсивное водяное (форсунчатое) и воздушное охлаждение (вентиляторами) с прокатного нагрева. Также существует проблема в определении температуры самоотпуска, характеризующей структурообразование (в данном случае температуры виткообразования). Для коррекции этих значений следует учитывать кинетику охлаждения по термокинетической диаграмме для стали типа Ст3сп. Интенсивное охлаждение начинается на участке водяного охлаждения, при котором наблюдается мартенситное превращение в поверхностных слоях. Но коррекция режимов ТМО будет заключаться в обеспечении температуры перед участком воздушного охлаждения в пределах 530–610°C в зависимости от марки стали и размера (номинального диаметра) проката с целью получения однородной пластичной ферритно-перлитной структуры сердце-

вины и поверхностной структуры в виде отпущенных сорбита или мартенсита.

Для бунтовой арматуры класса прочности А500С, производимой на линии Стелмор из углеродистых сталей обыкновенного качества типа Ст1сп – Ст3сп, выбирается рациональная температура виткообразования, равная 570–650°С, для катанки различного диаметра (5,5–14 мм) и содержания углерода этих сталей, которая определяет эффективную структуру по сечению бунтовой арматуры.

В целом, при разработке технологии термомеханической обработки арматурного проката следует принимать во внимание как и возможности оборудования для формирования структуры и свойств в условиях цеха, так и кинетику охлаждения используемых сталей. Если даже по существующим режимам возможно получение в сердцевине ферритно-перлитной и в поверхностных слоях мартенситно-отпущенной структуры, то следует обращать внимание на однородное распределение данной структуры по длине проката в следствии анизотермических условий охлаждения. Соблюдение вышеуказанных аспектов будет

способствовать получению стабильных механических свойств арматурного проката.

Литература

1. Оптимальные режимы упрочнения арматуры класса прочности А500С после прокатки с повышенной скоростью / Чинокалов В.Я., Юрьев А.Б., Ефимов О.Ю., Максуюкова О.С., Клепикова А.П. // Сталь. 2003. №1. С.94–96.
2. Освоение массового производства экономной арматурной стали повышенной надежности класса А400С для железобетона / Айзатулов Р.С., Черненко В.Т., Мадатян С.А., Пирогов В.А., Фридменов Б.Н., Демченко Е.М. // Сталь. 1998. №6. С.53–58.
3. Юрьев А.Б., Чинокалов В.Я. Отработка технологии термического упрочнения арматуры диаметром 20 мм на класс Ат800 // Сталь. 2005. №7. С.100–101.
4. Малашкин С.О. Влияние качественных параметров непрерывно-литой заготовки и технологии термической обработки на структуру и свойства бунтового проката // XIV Международная научно-техническая Уральская школа-семинар металлургов – молодых ученых: сб. науч. трудов. Екатеринбург: УрФУ, 2013. С. 157–159.

Сведения об авторах

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

Малашкин Сергей Олегович – студент гр. ТТ-09 института металлургии, машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».



ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

УДК 502.521:502.175

Дубинина М.В., Елесина В.В., Боброва З.М.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАГРЯЗНЕННОСТИ ПОЧВЕННОГО ПОКРОВА ТЕРРИТОРИИ г. МАГНИТОГОРСКА

Аннотация. Выполнена оценка влияния техногенного загрязнения, проведен анализ данных уровня загрязнённости почв г. Магнитогорска, выявлены наиболее загрязненные районы и приведены рекомендации по улучшению состояния почв для экологической безопасности экосистем.

Ключевые слова: почва, экологическая ситуация, загрязняющие вещества, тяжелые металлы, мониторинг земель.

Почва – один из важнейших компонентов экосистемы. Она является практически невозполнимым ресурсом жизнеобеспечения на планете и выполняет протекторную роль по отношению к природным водам, атмосфере и растительности. Но в то же самое время, являясь основным накопителем химических веществ техногенной природы и фактором передачи инфекционных и паразитарных заболеваний, почва может оказывать неблагоприятное влияние на среду обитания и здоровье человека [1].

Благодаря своим особым свойствам, почва во многом определяет экологическое равновесие в целом. Постоянное, продолжительное поступление металлов даже в малых количествах приводит к существенному накоплению их в почве [2].

Значение почвенного покрова для жизни общества определяется тем, что он является основным источником продовольствия, обеспечивающим 97–98% продовольственных ресурсов населения планеты.

Однако ценность почвы определяется не только ее хозяйственной значимостью, но и незаменимостью компонентов всех наземных биоценозов и биосферы земли в целом. Через почвенный покров земли проходят многочисленные экологические связи всех живущих на земле организмов с литосферой, гидросферой и атмосферой [3].

Загрязнение почвы является одной из причин экологических проблем, возникающих в результате деятельности металлургических гигантов. Один из таких «гигантов» расположен на территории г. Магнитогорск – ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» – предприятие с полным металлургическим циклом. Выбросы из труб приводят к загрязнениям атмосферы. Вредные (загрязняющие) вещества из воздуха поступают в почвы, поверхностные и подземные водные объекты, а далее по биологическим цепям воздействуют на растения, животных и человека [4].

Промышленные загрязнения изменяют свойства почвы и почвообразовательные процессы, снижают потенциальное плодородие, технологическую и питательную ценность сельскохозяйственной продукции.

Последний мониторинг земель в Челябинской области проводился в 2011 г., но в нем не были задей-

ствованы исследования почвы г. Магнитогорска. Поэтому в данной статье приведены исследования за период 1999–2005 гг. [5], которые не потеряли своей актуальности и в настоящее время, поскольку почвенный покров является аккумулятором всех загрязнений.

Исследование загрязнённости почв административных районов показало, что превышение уровня ПДК отмечается в отношении свинца, ртути, хрома и никеля в Правобережном районе города, где проживает большая часть населения. Высокие концентрации хрома, свинца и мышьяка – в Левобережном районе – зоне основной промышленной застройки предприятиями черной металлургии, что доказывает их техногенное происхождение. Настораживают полученные высокие концентрации ртути в почвах всех административных районах города, особенно в Правобережном и Орджоникидзевском районах (л/ч) (см. таблицу).

Анализ динамики среднегодовых концентраций химических веществ в почвах административных районов выявил тенденцию к росту концентраций никеля в Ленинском районе, свинца в Ленинском и Правобережном районах и Орджоникидзевском левобережье города. Наблюдаемый максимальный уровень загрязнения почв свинцом в юго-восточной зоне левобережья объясняется близостью расположения склада привозных руд, являющегося его основным источником в данном районе города [5].

Характер долевого вклада хрома в уровень загрязнения почв Орджоникидзевского (л/ч) района имеет сходные черты со структурой загрязнения санитарно-промышленной зоны. Бенз(а)пирен опасен для человека даже при малых концентрациях. Наличие его в почвах жилой застройки объясняется нахождением тепловых котелен и развитой сетью автотранспорта.

Суммарные данные загрязнения почв (Z_c) показали максимально высокое канцерогенное загрязнение почв районов, находящихся вблизи промышленной зоны города – в селитебных зонах Орджоникидзевского левобережья ($Z_c = 6,79$) и Правобережном районе ($Z_c = 9,20$). Минимальная концентрация канцерогенов характерна для почв, более удаленных от металлургического комбината районов города – Ленинском и Ор-

джоникидзевском (п/ч), где регистрируется интенсивное загрязнение атмосферного воздуха органическими канцерогенами, которые в силу особенностей их физико-химических свойств распространяются на большие

расстояния от их промышленного источника, что вероятно определяет и возможное загрязнение почв органическими канцерогенами.

Среднегодовые концентрации (мг/кг) токсических и канцерогенных веществ в почвах города, 1999-2005 гг.

Химические вещества	ПДК	Результаты исследования в разных зонах забора проб										Средняя концентрация по городу	
		Правобережный район		Орджоникидзевский район (п/ч)		Орджоникидзевский район (п/ч) Ю-В		Ленинский район		Санитарно-защитная зона			
Бенз(а)пирен (валовые формы, мг/кг)	0,02	7,18·10 ⁻⁴	±0,00	0,00	±0,00	2,19·10 ⁻⁵	±0,00	1,10·10 ⁻⁴	±0,00	0,00	±0,00	0,000650	±0,000429
Медь, мг/кг (подвижная форма)	3	2,25	±0,45	0,25	±0,04	0,35	±0,07	0,65	±0,36	0,00	±0,00	0,88	±0,91
Мышьяк, мг/кг (подвижная форма)	10	4,64	±1,62	0,00	±0,00	18,22	±4,13	0,00	±0,00	27,53	±8,59	11,43	±2,23
Никель, мг/кг (подвижная форма)	4	5,73	±2,25	2,90	±0,42	5,76	±1,45	3,45	±1,20	19,42	±2,26	4,45	±1,70
Ртуть, мг/кг	5	11,5	±1,05	4,46	±1,56	8,45	±0,62	4,76	±1,08	0,00	±0,00	6,79	±3,69
Свинец, мг/кг (подвижная форма)	8	26,25	±3,10	6,80	±3,81	2,30	±1,11	3,43	±1,21	83,50	±16,66	9,69	±2,68
Хром, мг/кг (подвижная форма)	8	8,85	±2,65	0,00	±0,00	28,90	±2,05	0,00	±0,00	28,25	±7,35	17,78	±3,71
Цинк, мг/кг (подвижная форма)	37	3,60	±0,42	10,45	±4,33	8,15	±1,91	13,58	±2,18	0,00	±0,00	8,44	±5,02
Z _c		9,20	±1,03	2,71	±0,31	6,79	±0,59	2,43	±0,24	21,28	±3,23	6,57	±0,45

Наличие нулевых результатов бенз(а)пирена, меди, ртути и цинка в санитарно-защитной зоне указывает на то, что исследования в данном районе были проведены некорректно. Это можно объяснить тем, что пробы были взяты на глубине не более 10 см, предполагаем, что на более глубоких горизонтах, в результате инфильтрации, содержание этих веществ будет гораздо выше. Поэтому были взяты данные исследования лаборатории Центра Госсанэпиднадзора в 2004 году [6]. Было исследовано 28 проб почвы, отобранных во всех трех районах города на территории жилой застройки, детских и лечебно-профилактических учреждений, на содержание солей тяжелых металлов. Исследования показали превышение предельно-допустимых концентраций никеля в 27 пробах, меди – в 28, цинка – в 21, свинца – в 2, кобальта – в 20, ртути – в 15, кадмия – в 1.

Аномально высокое содержание тяжелых металлов в почве (медь, цинк, свинец, хром, мышьяк, марганец) устанавливается повсеместно, как в промышленных зонах, так и в жилых кварталах. Превышение ПДК в жилой зоне составляют: по меди – 1,5–2 раза; по цинку – 2–4 раза; по свинцу – 1–5 раз; по марганцу – 1,5–2,5 раза; по мышьяку – 3–21 раза. Особенно сильно загрязнены мышьяком почвы северо-восточной и восточной частей города. Влияние Магнитогорского промышленного узла настолько велико, что даже в почвах, расположенных за окраинами города, на расстоянии до десяти километров фиксируется повышенное, а иногда и аномально повышенное содержание тяжелых металлов. На территории города фиксируются

концентрации цинка в почве на уровне 0,8–9,3 ПДК, свинца – 0,3–13,5 ПДК, хрома – 1,7–6 ПДК.

Если оценить ореол загрязнения почвенного покрова тяжелыми металлами и бенз(а)пиреном (эти вещества, являясь стойкими загрязнителями, накапливаются в почвах), то наиболее сильное загрязнение наблюдается в непосредственной близости к ОАО «ММК» и к северу от комбината. В почвах промышленной зоны практически все тяжелые металлы имеют тенденцию к накоплению не только на поверхности, но и в глубинных слоях почвы.

Сосредоточение промышленных предприятий на левом берегу реки Урал приводит к тому, что уровень содержания металлов в почвах прилегающих территорий левобережья выше, чем в почвах прилегающих территорий правобережья.

Более загрязненными по суммарному показателю (тяжелые металлы и бенз(а)пирен) являются почвы в поселках Березки, Димитрово, часть Центрального, кварталы старой и новой застройки к западу и северу от улиц Магнитной и Маяковского, часть Соцгорода в районе ТЭЦ.

Аэрокосмическая съемка снежного покрова показала, что зона негативного воздействия комбината черной металлургии наблюдается на расстоянии до 60 км от источника загрязнения. Кроме того, увеличилось время содержания тяжелых металлов в почве. Так, в Магнитогорске этот показатель составляет: по свинцу – 46 лет, по меди – 0,1 года, цинку – 0,5–1,7 года, никелю – 0,6 года, марганцу – 81 год, кобальту – 9,5 лет [7].

Жилую зону условно можно разделить на районы городской застройки и частные приусадебные хо-

зьяства. В почвах частных приусадебных хозяйств содержание тяжелых металлов в 1,5 раза меньше, чем в образцах почв из района городской застройки, что может быть объяснено более активным перемешиванием почвенных слоев при перепахивании и вскапывании огородов [8].

В результате исследования нами предложены следующие рекомендации:

1. Повышение качества контроля канцерогенов и обязательный систематический контроль за веществами, определяющими высокий канцерогенный риск (хром, мышьяк), и веществами, в отношении которых установлены средней приоритетности канцерогенные риски (свинец, бенз(а)пирен, никель).

2. Для получения более достоверной информации по загрязнённости почв следует проводить отбор проб на глубине не менее 10 см, так как, вследствие миграции химических элементов, более загрязнёнными являются глубинные слои почвы.

3. Для сравнительно небольших участков почвенного загрязнения можно применить метод удаления загрязнённого слоя и его захоронение. Но так как проводилось исследование больших территорий, то для улучшения состояния почвы хороший эффект даёт глубокая вспашка, при которой верхний, загрязнённый слой почвы опускается на глубину 50–70 см, а нижние слои поднимаются на поверхность. Также можно применять известкование и внесение минеральных удобрений (например, фосфатных, снижающих токсическое действие свинца, меди, цинка).

4. Для ослабления действия выбросов хорошо зарекомендовали себя зелёные насаждения – деревья,

кустарники, растения. Например, одуванчик активно концентрирует из почвы свинец, тополя, липы, сосны, ели являются универсальными «санитарами» окружающей среды.

Литература

1. Биоиндикация загрязнений наземных экосистем / Вайнерт Э., Вальтер Р., Ветцель Т. и др. М.: Мир, 1988. 350 с.
2. Исследование почвенного покрова и растительности на загрязненность никелем. URL: <http://www.ideasandmoney.ru/Ntrr/Details/119082> (дата обращения: 10.11.2013).
3. Докучаев В.В. Исследование почвы. Земля и почва. URL: <http://www.ecofactor.ru/articles/issledovaniepochvi/> (дата обращения: 14.11.2013).
4. Инвестиционный паспорт Магнитогорского городского округа Челябинской области. URL: http://oblinvest74.ru/investpassport_new?article=1579 (дата обращения: 6.11.2013).
5. Антипанова Н.А. Геохимическое загрязнение и канцерогенный риск здоровью экспонируемого населения центра черной металлургии // Современные проблемы науки и образования. 2007. №3. С. 97–101.
6. Экология городов Челябинской области. URL: http://www.protown.ru/russia/obl/articles/articles_1549.html (дата обращения: 08.11.2013).
7. Большая Е.П. Экология металлургического производства. Курс лекций. Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2012. 155 с.
8. Магнитогорская почва. URL: <http://www.ecomagnitka.org/> (дата обращения: 13.11.2013).

Сведения об авторах

Боброва Залия Маратовна – канд. техн. наук, доц. факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-88.

Елесина Валерия Валерьевна – студентка факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: Leric-elirik@mail.ru.

Дубинина Майя Витальевна – студентка факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».



УДК 628.316.12

Черчинцев В.Д., Серова А.А.

АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ СПОСОБОВ УДАЛЕНИЯ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ СТОЧНЫХ ВОД ПРЕДПРИЯТИЙ ЮЖНОГО УРАЛА

Аннотация. Приведен анализ существующих способов удаления тяжелых металлов из сточных вод металлургических предприятий. Особое внимание обращается на целесообразность и эффективность применения различных методов. На основе проведенного исследования подчеркивается возрастающий интерес к биологической очистке техногенных вод от тяжелых металлов.

Ключевые слова: сточные воды, тяжелые металлы, способы очистки сточных вод, самоочищение водоемов, накопление металлов.

Среди огромного числа технологических комплексов предприятия черной металлургии вносят наиболее существенный вклад в загрязнение окружающей среды тяжелыми металлами.

Металлургические и горнодобывающие предприятия Южного Урала являются мощными источниками негативного воздействия на окружающую среду и здоровье человека. Сточные воды, образующиеся на различных этапах производства, сбрасываются, как правило, в водные объекты.

В данной работе, на основе большого количества отечественных и зарубежных данных и экспериментальных исследований, был проведен анализ существующих методов очистки сточных вод. В настоящее время для удаления тяжелых металлов из техногенных вод применяются следующие методы: ионная флотация, сорбция, экстракция, катионирование, аэрация, окисление и биологическая очистка. Но все же основными технологиями по удалению тяжелых металлов являются химическое осаждение с последующей фильтрацией, мембранная технология и осаждение на каталитических смолах. Соли тяжелых металлов, находящиеся в недостаточно очищенной воде, сбрасываемой в водоемы предприятиями черной металлургии и других отраслей промышленности, представляют наибольшую опасность для живых организмов, обитающих в данных областях. Чаще всего они загрязнены солями цинка, меди, железа, никеля, марганца. Кроме этого, металлы, попадающие в воду, могут находиться и в других формах и, соответственно, требуют различных методов обработки. [1] В случае если металлы содержатся в воде в ионной форме, обработка воды сводится к изменению водородного показателя (рН) до нужного уровня, чтобы перевести металлы в нерастворимую форму (для многих металлов оптимальным является рН 9,0–10,5) с последующим отделением металла в виде осадка от воды.

Повсеместно используемым способом удаления ионов тяжелых металлов является их удаление в форме гидроксидов (или основных солей) обработкой сточных вод гидроксидами натрия или кальция.

Набиевым А.Т. разработана принципиальная технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод, которая включает защелачивание стока до рН 9,0, удаление взвешенных веществ и доочистку на биоплате, что обеспечивает организацию оборотного водоснабжения на предприятии и сброс в реку Белая, воды с содержанием загрязняющих веществ на уровне ниже ПДК для водоемов рыбохозяйственного назначения. [2]

Существует также предложенная Мишуриной О.А. технология извлечения марганца из кислых подотвальных вод медноколчеданных месторождений в составе их комплексной переработки. Суть данного метода заключается в сочетании процессов электрокоагуляции Mn (II) «активным хлором» и последующего электрофлотационного извлечения из растворов

образующейся дисперсной фазы марганца [3].

При необходимости обработки больших объемов сточных вод с относительно невысоким содержанием металлов целесообразным будет применение ионообменной очистки. В этом случае ионы металлов при определенных условиях будут аккумулироваться на поверхности ионообменных смол. Этот метод отличается очень высокой степенью очистки. По достижении точки насыщения необходимо регенерировать смолу кислотой. После регенерации получается небольшой объем кислоты с высоким содержанием металла. В зависимости от нагрузки разнится и срок службы смолы.

В.А. Колесниковым, Е.В. Громовой, С.О. Вараксиним и др. разработан способ очистки сточных вод от ионов цветных и тяжелых металлов, который заключается в применении электрофлотатора с нерастворимыми анодами. Для повышения степени очистки от ионов цинка, никеля, меди, хрома в сточные воды вводят ионы Cl⁻ или F⁻ или NO⁻ в виде растворимой соли натрия или калия при массовом соотношении извлекаемого металла и введенного аниона 1:(0,35–1,5) [4].

На сегодняшний день разработаны и достаточно хорошо изучены способы извлечения тяжелых цветных металлов из высококонцентрированных сточных вод. Способы комплексной переработки твердых и жидких отходов горнодобывающих предприятий рассмотрены в работах В.А. Чантурии, В.М. Авдохина, А.Е. Воробьева, В.Е. Вигдергауза, С.А. Голяка, Е.В. Зелинской, В.З. Козина, Ю.П. Морозова, В.П. Мязина, Б.Н. Ласкорина, В.К. Трубецкого, В.П. Неберы и других. Также известны технологии защиты водных объектов от загрязнения стоками с отвалов забалансовых медных и медно-цинковых руд, разработанные Ю.С. Рыбаковым, Б.Д. Халезовым и Д.А. Пирмагомедовым [5].

Переходя к биологическому способу очистки, можно сказать, что это достаточно новый и перспективный способ. Бактерии рода *Pseudomonas* практически всеядны. Например, *P. putida* могут утилизировать нафталин, толуол, алканы, камфару и другие соединения. Выделены чистые культуры микроорганизмов, способные разлагать специфические фенольные соединения, компоненты нефти в загрязненных водах и т.д. Генетически сконструированные штаммы микроорганизмов в будущем смогут решить проблему очистки сточных вод и почв, загрязненных антропогенными веществами.

Как уже было сказано, тяжелые металлы отрицательно влияют на флору и фауну и затрудняют биологические процессы самоочищения водоемов. Природные штаммы микроорганизмов не всегда могут быть использованы для накопления этих металлов в силу их высокой токсичности. Однако существует белок высших организмов – металлотионеин, который активно связывает различные тяжелые металлы. Ген,

кодирующий синтез мышинового металлотионеина, клонирован в бактериях. Это открывает возможность получения белка в больших количествах с использованием иммобилизованных бактерий и его применения для связывания и экстракции тяжелых металлов.

Исходя из вышесказанного в настоящее время наиболее перспективными с экономической и экологической точки зрения являются комбинированные методы очистки промышленных стоков от солей тяжелых металлов, преимущественно биологические, и технологические комплексы с замкнутой системой водоснабжения.

Литература

1. Будников Г.К. Тяжелые металлы в экологическом мониторинге водных систем // Соросовский образовательный журнал. 1998. №5. С. 23–29.
2. Набиев А.Т. Защита водных объектов от воздействия металлосодержащих сточных вод (на примере машино-

Сведения об авторах

Черчинцев Вячеслав Дмитриевич – д-р техн. наук, проф., зав. кафедрой промышленной экологии и безопасности жизнедеятельности факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519)29-85-15. E-mail: eco_safe@magtu.ru

Серова Анна Андреевна – аспирантка факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: anet28061989@rambler.ru



УДК 669.058.82

Гусева Ю.О., Сычева Т.С., Моторина О.С., Сериченко Ю.С., Боброва З.М.

ФОРМИРОВАНИЕ ШЛАКОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПЕРЕДЕЛА И ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

Аннотация. Изучены основные характеристики металлургических шлаков, химический состав, способы утилизации, использование и применение.

Ключевые слова: шлаки, сталеплавильные шлаки, доменные шлаки, ваграночные шлаки, шлаки ферросплавов, переработка металлургических шлаков, утилизация.

Источниками загрязнения атмосферы, прилегающих земель и подземных вод являются заскандированные в отвалах отходы производства и потребления.

С целью уменьшения нагрузки на земельные участки и количества складированных отходов необходимо увеличивать переработку отвальных шлаков. Для этого применяют малоотходные технологии, которые приводят к увеличению объема товарной продукции.

Шлаки являются неизбежным побочным продуктом основного производства, выход которых составляет от 10 до 40% произведенного металла. Основными источниками образования отвальных шлаков являются:

- строительного и горнорудного предприятий республики Башкортостан): автореф. дис. ... канд. техн. наук. Уфа, 2010. 23 с.
- 3. Мишурина О.А. Технология электрофлотационного извлечения марганца в комплексной переработке гидротехногенный георесурсов медноколчеданных месторождений: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.13. Магнитогорск, 2010. 153 с.
- 4. Пат. 2122525 РФ, МПК С 02 F 1/465. Способ очистки сточных вод от цветных и тяжелых металлов / Ильин В.И., Колесников В.А.; заявитель и патентообладатель Российский химико-технологический университет им. Д.И. Менделеева. 97103077/25; заявл. 28.02.1997; опубл. 27.11.1998, Бюл. №10. 4 с.: ил.
- 5. Волкова Е.А. Совершенствование способа очистки низкоконцентрированных сточных вод медноколчеданных месторождений с попутным извлечением ценных компонентов: дис. ... канд. техн. наук: 03.00.16. Магнитогорск, 2008. 150 с.

- продукты реакций окисления примесей чугуна и металлического лома (кремния, марганца, фосфора и др.);
- продукты разрушения футеровки сталеплавильного агрегата;
- загрязнения, вносимые металлической шихтой (песок, миксерный шлак и др.);
- ржавчина, покрывающая металлический лом;
- флюсы и твердые окислители (известняк, известь, боксит, плавиковый шпат, железная руда и др.) [1]

Были проанализированы основные характеристики шлаков, позволяющие классифицировать их по способу образования. Составлена схема, представленная на рис. 1 [2].

Накопленные отходы являются ценнейшим материалом и уже успешно используются в производстве нерудных строительных материалов, дорожном строительстве, металлургии, сельском хозяйстве.

Так как значительный объем промышленных отходов в России и странах СНГ приходится на металлургические шлаки, для поиска способов по их переработке

был изучен химический состав шлаков, данные по которым были сведены нами в табл. 1 [3].

Ряд крупных металлургических комбинатов уже имеют определенный опыт переработки шлаков. Стимулом служит как ужесточение законодательной базы в части хранения отходов, так и экономический фактор [4, 5].



Рис. 1. Классификация шлаков по способу образования

Таблица 1

Химический состав сталеплавильных и доменных шлаков

Процесс	Период плавки	Содержание компонентов, %								
		FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	MnO	CaO	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MgO	
Сталеплавильные шлаки	Основной мартеновский скрап-рудный	После плавания	10-16	3-8	18-22	5-12	35-42	6-10	0.5-1.5	5-8
		Перед раскислением	8-18	3-6	15-20	3-6	40-47	5-12	0.5-1.0	7-10
	Основной в двухванновой печи	Перед раскислением	21-25	5-8	12-18	3-5	38-41	3-5	0.5-1.0	4-7
		Кислородно-конвертерный	Середина продувки	6-8	1-3	15-25	9-15	36-40	1.5-2	1.9-2.0
	Конец продувки		9-16	3-5	8-17	9-12	42-51	2.5-4	2.0-3.5	6-9
Основная дуговая электросталеплавильная печь	Окислительный	8-15	2-4	12-20	5-19	45-50	3-5	0.5-1.5	7-12	
	Восстановительный (белый)	<1	CaF ₂ 8-10	15-18	<0.5	50-55	6-7	-	6-10	
Кислый мартеновский (активный)	После плавания	19-27	2-4	45-49	12-20	1-3	2-4	-	-	
	Перед раскислением	13-22	0.5-1.5	51-60	15-22	1-13	1-3	-	-	
Ваграночные шлаки		-	-	36	-	45	10	-	-	
Доменные шлаки		0.2-0.6	30-40	0.3-1	29-30	-	-	0-18	0.2-0.6	

Для уменьшения воздействия на окружающую среду используют следующие способы обращения с

отходами производства и потребления: переработка, утилизация, складирование, захоронение.

На ММК в 2008 году был образован цех по переработке шлака (ЦПМШ). В настоящее время работают три новых установки фирмы «Амком» и действующая с 1994 года установка фирмы «Роксен». Они «поглощают» 9 млн тонн шлаков в год, выдают до миллиона тонн металлосодержащего сырья и позволят в ближайшие десять лет ликвидировать все отвалы из сталеплавильных шлаков Магнитогорского металлургического комбината.

Переработка металлургических шлаков проходит в несколько этапов:

- разборка и предварительная сортировка;
- дробление металлосодержащего шлака;
- отделение выделившегося металла;
- промежуточная и окончательная сортировка;
- транспортировка.

С целью увеличения производительности установок по переработке шлаков был произведен поиск нового, усовершенствованного оборудования. В результате была выбрана установка ТДСУ, технологическая схема которой представлена на рис. 2. [6].

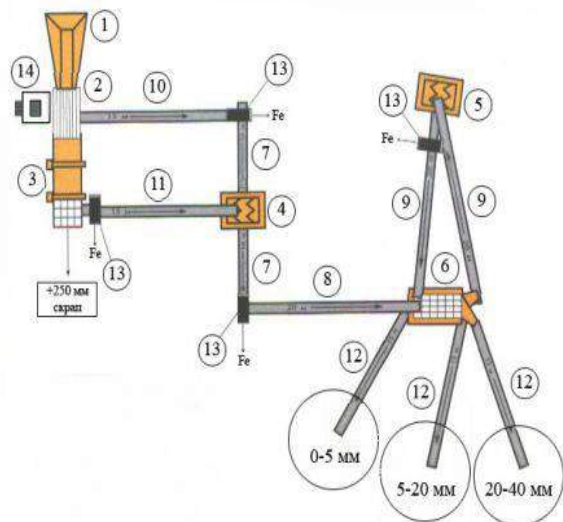


Рис. 2. Технологическая схема установки для переработки металлургических шлаков в щебень с отделением металла.

Оборудование ТДСУ:

- 1 – вибропитатель ДРО-708-1 на опорной раме;
 2 – агрегат сортировки ДРО-654; 3 – галтовочный барабан ДРО-655; 4 – агрегат крупного дробления ДРО-510-30; 5 – агрегат среднего дробления СМД-511; 6 – агрегат сортировки ДРО-669;
 7 – конвейера на базе ДРО-904 (2 шт.); 8 – конвейер ДРО-924; 9 – конвейеры: ДРО-923; на базе ДРО-923;
 10 – конвейеры на базе ДРО-914; 11 – конвейеры ДРО-914; 12 – конвейеры ДРО-912 (3 шт.);
 13 – железоотделитель на опоре (4 шт.);
 14 – агрегат управления У7810.4А

Утилизация доменных шлаков в странах Азии, Америки и Африки также развивается по пути использования их в производстве строительных матери-

алов. Более 60% доменных шлаков гранулируется и измельчается до высокой удельной поверхности (4000–4500 см²/г) для последующего их использования при приготовлении бетонов, пемзы, керамики.

В России значительная доля доменных шлаков (около 20%) направляется в отвалы, в то время как в зарубежной практике широко используются импортные поставки гранулированных шлаков, в том числе молотых. Например, в Евросоюзе импортируется около 10% доменных шлаков, в США – до 20%.

Утилизация сталеплавильных шлаков в странах Европы, так же как и в России, затруднена из-за значительных колебаний физико-химических свойств. В соответствии с технологическими процессами и плавильным оборудованием эти шлаки подразделяются на две основные группы: конвертерные – около 60% общего объема, и электроплавильные – около 30%. Остальные 10% – это шлаки вторичных металлургических процессов.

В 2007 году металлургическими предприятиями РФ всего отгружено для строительного комплекса 8,1 млн тонн шлакового щебня, который используется в основном для асфальтобетонных покрытий и устройства дорожного полотна.

Рассмотрение возможных направлений использования шлаков представлено в виде табл. 2.

Таблица 2
Основные направления использования различных видов металлургических шлаков

Виды шлаков	Строительная индустрия	Сельское хозяйство	Очистка сточных вод
Доменные	Гипсобетон, бетон, шлаковая пемза (утеплитель, шумопоглотитель), цемент, шлаковая вата (войлок, жесткие плиты, жидкое стекло, бентонитовая глина)	Минеральные добавки	Очистка от тяжелых ионов
Сталеплавильные	Цемент, силикатные бетоны, силикатный кирпич, стеновые блоки, минеральный порошок, асфальтобетон, битумно-минеральные смеси	Минеральные удобрения, известкование почв, раскислители почв	Очистка от тяжелых ионов
Ваграночные	Жаростойкий бетон, декоративный бетон (мозаичный пол), цемент, шлаковая вата, фасадная керамика	Раскислители почв, минеральные удобрения	Очистка от тяжелых ионов

Исходя из химического состава формирующихся в ОАО «ММК» отходов, можно порекомендовать расширить ассортимент товарной продукции, производить фасадную керамику, декоративный бетон, сорбенты для очистки от тяжелых ионов, раскислители почв, минеральные удобрения. Для этого необходимо приобретение современного модернизированного оборудования и расположение его на территории

существующих цехов без занятия дополнительных земельных площадей, что позволит уменьшить затраты как по передаче отходов специализированным организациям по переработке, так и по транспортировке.

Литература

1. Боброва З.М., Ильина О.Ю. Природоохранная деятельность предприятий: учеб. пособие. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007.

Сведения об авторах

Боброва Залия Маратовна – канд. техн. наук, доц. факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: (3519) 29-84-44.

Гусева Юлия Олеговна – студентка гр. ТС-10 института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: yulechkaguseva1992.20@mail.ru.

Сычева Татьяна Сергеевна – студентка гр. ТС-10 института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: tasina_girl@mail.ru.

Моторина Ольга Сергеевна – студентка гр. ТС-10 института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: Olechka_1005@mail.ru.

Сериченко Юлия Сергеевна – студентка гр. ТС-10 института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: julijaserichenko@rambler.ru



УДК 628.35

Багаутдинова Л.Н., Ворсин В.С., Волкова Е.А.

ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ БИОЛОГИЧЕСКОГО МЕТОДА ДЛЯ ОЧИСТКИ СТОЧНЫХ ВОД

Аннотация. Исследована проблема очистки сточных вод в совокупности с возможностью их повторного использования. В статье упоминается практика извлечения из сточных вод полезного компонента и дальнейшего применения его в сельском хозяйстве или депонирования. Рассмотрен метод биологической очистки сточных вод, а также методы обработки получаемых осадков. Приведены характеристики распространённых видов осадков, образующихся при биохимической очистке сточных вод, в т. ч. и одна из важнейших особенностей осадков сточных вод – высокое содержание органических примесей, способных быстро разлагаться и гнить. Подобные примеси являются средой для развития вредных микроорганизмов и насекомых, служат причиной ухудшения санитарно-гигиенических условий. Указаны наиболее распространённые виды осадков биохимической очистки сточных вод. Дано описание перспективной зарубежной технологии, позволяющей производить очистку концентрированных осадков.

Ключевые слова: сточные воды, полезный компонент, биологический метод, дезинфекция, депонирование, осадок, стабилизация, отстойник, утилизация, органические примеси, суспензии, мезофильное сбраживание, метантенк, аэротенк.

В настоящее время проблема очистки промышленных сточных вод стоит особенно остро, в особенности, благодаря возможности повторного использования или даже извлечения из неё полезного компонента. Впоследствии возможно не только повторное использование подобного компонента, но и реализация его на рынке.

Методы очистки сточных вод становятся всё более продвинутыми, что позволяет снизить нагрузку на

2. Рациональные пути использования сталеплавильных шлаков / Н.А. Шаповалов, Л.Х. Загороднюк, И.В. Тикунова, А.Ю. Шекина // *Фундаментальные исследования*. 2013. №1. С.439-441.
3. Зборщик А.М. Конспект лекций по дисциплине «Металлургия стали». Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2008. 238 с.
4. Коробкин В.И., Передельский Л.В. Экология. 12-е изд., доп. и перераб. Ростов н/Д.: Феникс, 2007. 602 с.
5. Годовой отчет / ОАО «ММК». Магнитогорск, 2012.
6. Переработка металлургических шлаков. URL: <http://www.uysm.ru>

используемые аппараты, а соответственно, и снизить расходы на их ремонт и энергопотребление [1].

Среди методов очистки сточных вод важную роль играет биологический метод, основанный на использовании закономерностей биохимического и физиологического самоочищения рек и других водоёмов.

Сточные воды перед биологической очисткой подвергаются механической, а после неё (для удаления болезнетворных бактерий) и химической очистке,

хлорированию жидким хлором или хлорной известью. Для дезинфекции используют также другие физико-химические приёмы (ультразвук, электролиз, озонирование и др.).

В процессе биохимической очистки образуются большие массы осадков: осадки в основном минерального состава; осадки в основном органического состава; смешанные осадки, содержащие как минеральные, так и органические вещества.

Приемлемым способом ликвидации обработанного осадка может быть только сельскохозяйственное использование или хранение (депонирование) осадка. Сельскохозяйственное использование чаще всего не применяется из-за высокой концентрации в осадках солей тяжёлых металлов. Для решения этой проблемы нужно за счет локальной очистки исключить или хотя бы снизить поступление тяжёлых металлов со сточными водами, либо разрабатывать технологии по выделению из осадков тяжелых металлов, т.е. по детоксикации осадков.

Применяется много различных методов по обработке осадков с целью их последующего использования в хозяйственной деятельности или ликвидации. При обработке осадков достигается их стабилизация (или минерализация), обезвоживание (уменьшение объёма) и обеззараживание. Применение одного какого-либо метода, как правило, не позволяет решить общую проблему, и приходится использовать сочетание методов применительно к конкретному составу сточных вод, технологической схеме очистки, условиям эксплуатации и техническому состоянию очистных сооружений.

Немаловажным остаётся вопрос практической возможности использования осадков. В табл. 1 представлены методы обработки осадков, которые следует рассматривать как отдельные процессы в схемах полной обработки осадков [2].

Таблица 1

Распространённые методы обработки осадков

Метод обработки осадка	Результат обработки	
	обезвоживание	стабилизация
Гравитационное уплотнение	+	-
Флотация	+	-
Анаэробное сбраживание: мезофильное;	-	+
термофильное	-	+
Аэробная стабилизация	-	+
Компостирование	-	+
Сушка на иловых площадках	+	-
Вакуум-фильтрация	+	-
Фильтр-прессование	+	-
Центрифугирование	+	-
Тепловая обработка	-	+
Термическая сушка	+	+
Сжигание	+	+

Проблема обработки и утилизации осадков является весьма острой для промышленных предприятий.

Часто осадки в необработанном виде в течение десятков лет сливаются на перегруженные иловые площадки, в отвалы, хвостохранилища, карьеры, что приводит к нарушению экологической безопасности и условий жизни населения.

Важнейшей особенностью свойств осадков сточных вод является высокое содержание органических примесей (в среднем 65–75%), которые способны очень быстро разлагаться, гнить, а также являются средой для развития вредных микроорганизмов и насекомых. Эти примеси служат опасным источником ухудшения санитарно-гигиенических условий. На основе результатов лабораторных анализов были получены данные, которые позволяют выделить наиболее распространённые виды осадков биохимической очистки сточных вод (табл. 2).

Осадки относятся к труднофильтруемым суспензиям и очень плохо отдают воду. Вода в осадках находится в трёх состояниях: свободном (60–65%), коллоидно-связанном (22–30%) и капиллярно-связанном (гигроскопическом) (4–10%).

Таблица 2

Характеристика осадков, образующихся при биохимической очистке сточных вод

Осадки очистных сооружений	Количество, л	Влажность, %	Содержание органических веществ, %
Отбросы с решёток	0,02	85	80
Из песколовок	0,02	60	10–40
Из первичных отстойников	0,5–2,0	97–99	65–75
Из первичных двухъярусных отстойников	0,2	90	65–75
Из вторичных отстойников после биофильтров	0,5–0,7	96	70–75
Из вторичных отстойников после аэротенков	0,5–5,0	97–99,5	70–75
Из контактных резервуаров	0,05	96	65–75

Значительная часть свободной воды может удаляться из осадков при гравитационном уплотнении, сушке в естественных условиях, фильтрации, центрифугировании, отжиме. Удалением свободной воды можно снизить влажность осадков до 65–70%.

За рубежом главным образом применяют мезофильное сбраживание при температуре 30–40°C. Это связано с высокой стоимостью топлива. Снижение мировых цен на энергетическое сырьё позволяет реализовать термофильный процесс, имеющий более высокую скорость сбраживания и снижающий содержание патогенной микрофлоры. К другим достоинствам термофильного брожения относят более низкую растворимость газов и вязкость культуральной жидкости, высокую скорость диффузионного переноса компонентов субстрата к клеткам.

Крайне эффективным является метод, разработанный шведской фирмой AC Biotechnics, в котором

предлагается использование технологии с торговым названием АНАМЕТ для очистки концентрированных субстратов естественного происхождения. Установка состоит из метантенка, вторичного отстойника анаэробного ила, аэротенка-отстойника и вторичного отстойника аэробного ила. Линия укомплектована теплообменниками для подогрева сбрасываемой жидкости, насосами, КИП и автоматикой. На рисунке представлена схема установки АНАМЕТ, разработанной шведской фирмой АС Biotechnics.

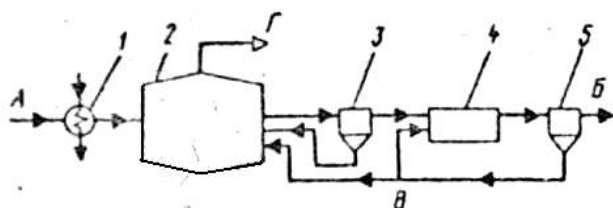


Схема установки АНАМЕТ:

- 1 – подогреватель субстрата; 2 – метантенк;
3 – отстойник метантенка; 4 – аэротенк;
5 – отстойник аэротенка; А – субстрат;
Б – очищенная жидкость, В – аэробный активный ил;
Г – биогаз

Поступающая сточная вода нагревается в теплообменнике до 35–37°C и подаётся в метантенк, где

Сведения об авторах

Волкова Елена Александровна – канд. техн. наук, доц. факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-62. E-mail: valena.dom@rambler.ru

Багаутдинова Лилия Наилевна – студентка факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: bagautdin-liliya@yandex.ru

Ворсин Виктор Сергеевич – студент факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: vorsyanka@mail.ru



УДК 630.116.64

Ворсин В.С., Коробова Н.Л.

ОЦЕНКА ЭКОСИТУАЦИИ В г. МАГНИТОГОРСКЕ ПО БИОПОКАЗАТЕЛЯМ ЛИСТВЕННИЦЫ СИБИРСКОЙ И СОСНЫ ОБЫКНОВЕННОЙ

Аннотация. Рассмотрена чувствительность годичного прироста веток лиственницы сибирской и сосны обыкновенной к действию щелочного аэрозоля, выбрасываемого предприятиями чёрной металлургии. Указаны основные источники щелочного аэрозоля, а также последствия его влияния на исследуемые породы деревьев. Дана характеристика положительной динамики значений годичного прироста веток сосны обыкновенной за период с 2000 по 2013 гг., связанная со снижением запылённости выбросов в целом и снижением содержания в выбросах известкового компонента в частности, что говорит об улучшении экологической ситуации в г. Магнитогорске. Полученные результаты исследований позволяют рекомендовать лиственницу сибирскую для реабилитации урбосистем с чёрной металлургией с помощью методов зелёного строительства с учётом принципов рационального природопользования.

Ключевые слова: чёрная металлургия, щелочной аэрозоль, фитоценозы, флюс, доменное производство, известняковые карьеры, доломитовые карьеры, экологическое функционирование, архитектурно-планировочные требования, лиственница сибирская, сосна обыкновенная, годичный прирост веток.

Городские лесопосадки выполняют важнейшие экологические функции: выделяют O_2 и фитонциды; поглощают CO_2 , NO_2 , SO_2 ; снижают запылённость воздуха и уровень шума; улучшают микроклимат и украшают ландшафт [2]. В то же время определенные виды высших растений подвержены негативному действию атмосферных примесей.

Проблема стоит особенно остро в городах с чёрной металлургией и производством стройматериалов. В пределах таких урбанизированных территорий встречаются зоны распространения щелочного аэрозоля, представленного известью, доломитом, магниезитом, известняками.

Подобный аэрозоль подщелачивает атмосферные осадки и служит причиной их агрессивности. Известково-доломитовая пыль не смывается осадками и не сдувается ветром. Оседая на листьях и хвое, известковая пыль ведёт к снижению их светопоглощения, засоряет устьица, ухудшает газообмен, ведёт к снижению интенсивности фотосинтеза и роста растений. После намочения и дальнейшего высушивания известь на поверхности хвои образует твёрдую корку, которая механически препятствует росту растений. Щелочные растворы, образующиеся при взаимодействии атмосферной влаги с такой коркой, вызывают ожоги покровных тканей растений, открывая путь грибковым инфекциям. Всё вышеуказываемое ведёт к обильному хвойному опадению, характеризующемуся щелочной реакцией. А так как вечнозелёные формы не способны обновлять хвою, то, однажды сбросив её, остаются такими навсегда и деградируют. Деградированные лесопосадки не способны осуществлять экологическое функционирование должным образом и не соответствуют архитектурно-планировочным требованиям.

Из вышесказанного следует, что листопадные породы деревьев и кустарников должны быть устойчивыми к действию щелочного аэрозоля, так как обновляют листву и хвою каждый год.

В данной работе оценивали прирост веток сосны обыкновенной и в небольшом количестве произрастающей на территории г. Магнитогорска лиственницы сибирской.

Основными источниками щелочного аэрозоля служат технологические и неорганизованные выбросы агломерационного производства, производство флюса, стройматериалов, неорганизованные выбросы доменного производства и карьеры – Смеловский известняковый и Агаповский доломитовый. Степень воздействия негативной нагрузки на городские фитоценозы оценивали по щёлочности снега согласно литературным данным [1].

Таблица 1
Годичный прирост веток лиственницы сибирской г. Магнитогорска в 2013 г.

Площадки	$\bar{x} \pm m$	δ	V, %	n	Mo	R
Дворец Культуры (ДК) им. Ромазана	11,3 ± 0,3	3,5	30,7	120	8,3 (1) 9,2 (2)	13,3
Ост. Энгельса	12,0 ± 0,4	2,2	18,4	30	12,7	8,1
Курортная поликл.	14,3 ± 0,5	3,5	24,3	60	12,1 (1) 13,1 (2) 14,9 (3)	15,4
Якты-Куль (фоновая)	10,7 ± 0,2	3,3	30,4	200	14,8	16,3

Были получены следующие результаты (табл. 1). Наименьшие значения (11,3 см) годичного прироста веток лиственницы сибирской наблюдаются на площадке (ДК им. Ромазана), располагающейся в наибольшей близости от основных источников щелочной пыли, наибольшие значения показателя – на наиболее удалённой площадке (Курортная поликлиника).

Для лиственниц с приблизительно одинаковым возрастом наблюдается закономерное увеличение годичного прироста веток по мере удаления от одного из основных источников щелочного аэрозоля – цементного завода г. Магнитогорска.

Величины годичного прироста веток лиственницы сибирской в пределах городской территории в 2013 г. выше по сравнению с величинами этого показателя фоновой территории (сопка Якты-Куль). Это может быть обусловлено следующими причинами: фоновая площадка располагается на пологом склоне сопки вблизи каменистых россыпей, а следовательно, хорошо дренируется; возможен уход за лесопосадками в пределах городской территории.

Некоторую чувствительность годичного прироста веток лиственницы сибирской к действию щелочного аэрозоля можно объяснить за счёт небольшой скорости роста этой породы деревьев [2].

Также в работе измеряли прирост веток сосны обыкновенной. Были получены следующие результаты. На всех исследуемых площадках в пределах г. Магнитогорска в 2002–2005 гг. наблюдается значительное снижение величины годичного прироста веток сосны обыкновенной (3,6–4,2 см – «ост. Химчистка. Северный переход») по сравнению с величинами исследуемого показателя фоновой территории дома отдыха «Кусимово» (9,5 см).

Наименьшие значения показателя характерны для площадки «ост. Химчистка. Северный переход», 2002 года, т.к. эта площадка находится в наибольшей близости к источнику щелочного аэрозоля – цементному заводу г. Магнитогорска.

В 2005–2006 гг. на цементном заводе г. Магнитогорска последовательно ввели в эксплуатацию современные электрофильтры, мощность которых на момент ввода в эксплуатацию составила более 98%. Снижение запылённости выбросов в целом и снижение содержания в выбросах щелочного компонента в частности послужили причиной положительной динамики исследуемых биопоказателей, что указывает на улучшение экологической ситуации в г. Магнитогорске.

Таблица 2

Межгодовая динамика годовичного прироста веток сосны обыкновенной г. Магнитогорска

Год	Площадки	$\bar{x} \pm m$	δ	V, %	n
2000	Ост. Химчистка	$2,50 \pm 0,34$	1,50	60,00	20
	МГТУ	$4,20 \pm 0,30$	1,80	42,90	30
	д/о «Кусимово» (фоновая)	$9,50 \pm 0,80$	3,70	39,10	22
2005	Ост. Химчистка	$3,60 \pm 0,23$	1,50	41,10	40
	МаГУ	$4,10 \pm 0,30$	1,60	39,50	38
2012	Ост. Химчистка	$7,30 \pm 0,60$	2,20	30,00	12
	МГТУ	$9,40 \pm 0,80$	2,70	28,70	12
2013	Ост. Химчистка	$8,00 \pm 0,15$	2,14	26,76	200
	МГТУ	$9,18 \pm 0,21$	2,29	24,93	120

В городах с чёрной металлургией и производством стройматериалов в пределах области распространения щелочного аэрозоля сосну обыкновенную сажать не рекомендуется.

По визуальным наблюдениям лиственница имеет полное охвоение веток и может быть рекомендована для озеленения урбанизированных территорий в пределах зон распространения щелочного аэрозоля.

Выводы:

1) Наблюдается положительная динамика значений годовичного прироста веток сосны обыкновенной за период с 2000 по 2013 гг., что может быть связано с сокращением пылевых выбросов в ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» («ММК»).

2) В городах с чёрной металлургией в пределах зоны распространения щелочного аэрозоля рекомендуется сажать лиственницу сибирскую, но не рекомендуется сажать сосну обыкновенную.

Литература

1. Экологическая оценка щёлочности снега г. Магнитогорска / Дробный О.Ф., Черчинцев В.Д., Коробова А.Н., Сафронова Ю.А., Шавернева Е.Г., Коробова Н.Л. // Инженерная экология. 2002. №6. С. 33-40.
2. Лес и здоровье человека / Маргус М.М., Имелик О.И., Сарв И.Ф., Янес Х.Я. М.: Лесная промышленность, 1979. 110 с.

Сведения об авторах

Ворсин Виктор Сергеевич – студент факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: vorisyanka@mail.ru

Коробова Нелли Леонидовна – д-р техн. наук, проф. факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-88.



РЕСУРСО- И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 669.18.053.2:669.054.83

Летимин В.Н., Насыров Т.М., Макарова И.В.

ОЦЕНКА ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ СПОСОБОВ ОБЕСЦИНКОВАНИЯ ПЫЛИ И ШЛАМОВ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ЦЕХОВ

Аннотация. Металлургические пыли и шламы оказывают негативное влияние на окружающую природу и здоровье населения. Основной проблемой их утилизации является то факт, что в них содержится весомое количество цинка, свинца, фтора и других вредных примесей для металлургического передела. В работе рассмотрены пирометаллургические способы обесцинкования техногенных отходов – пыли и шламов.

Ключевые слова: пирометаллургия, обесцинкование, пыль, шлам, брикет металлургический

По масштабам негативного воздействия на экологию чёрная металлургия занимает одно из ведущих мест. Большинство отходов чёрной металлургии (почти 90%) относится к V классу опасности. Особенно остро перед металлургическими предприятиями Российской Федерации стоит проблема образования пыли и шлама газоочисток сталеплавильных цехов, которые в настоящее время практически полностью идут в отвалы и шламонакопители. Главной, объективной, причиной этого является высокое (с тенденцией увеличения) содержание 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 [1].

Захоронение шламов и пыли сталеплавильных цехов по ряду причин является бесперспективным. Во-первых, из всех мелких отходов металлургического производства сталеплавильные пыль и шламы представляют наибольшую угрозу окружающей среде. Это связано 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 токсичные и хорошо растворимые в воде цианиды (соли синильной кислоты), радониды и другие вредные для человека соединения и элементы, такие как Pb, Cd, As, F и Cr (IV). 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 пыли и

шламов металлургических предприятий запрещено законом [2]. Агентством по охране окружающей среды (США) в 1995 г. пыль электросталеплавильных цехов была отнесена к опасным отходам класса K061, требующим специальной обезвреживающей обработки.

Во-вторых, пыли и шламы газоочисток сталеплавильных цехов по содержанию железа и ряду других компонентов (CaO, MnO и C) 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. [3].

Учитывая отмеченное, во всех странах с развитой металлургией непрерывно ведутся работы по утилизации мелких отходов в собственном производстве металлургических предприятий. Лидерами здесь являются Япония, США, Германия и Англия. Ведутся работы в Италии, Франции, Испании, Канаде и, в последнее время, весьма интенсивно в Китае.

Удаление из пыли 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 [4]. На сегодняшний день известны, существуют или апробированы следующие способы обесцинкования железосодержащих пыли и шламов: гравитационные (мокрые), пирометаллургические, металлургические и гидрометаллургические.

Наибольшее применение в практике обесцинкования пыли 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 (аналог способа «Вельц-

процесс» в цветной металлургии). Восстановление происходит, как правило, во вращающихся трубчатых печах при температурах 1100–1200°C [5]. В процессе восстановления, наряду с образованием металлического железа, удаляется до 75–99% цинка и свинца. К пирометаллургическим технологиям, используемым в промышленных или опытно-промышленных условиях, относятся: СЛ-РН (Германия), «Кавасаки» и фирмы «Сумитомо киндзоку» (Япония), «Комет» и ряд других. Больше всего установок пирометаллургического способа обработки железо-цинкосодержащих пыли 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 капложений (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 пирофор-

ности склонно к вторичному окислению (до самовозгорания) и требует особых условий хранения – в герметичных контейнерах или атмосфере инертного газа [2, 6].

К последним отечественным разработкам по использованию пирометаллургического способа («Вельц-процесса») для переработки железо-цинкосодержащих пыли и шламов металлургических заводов, созданных с учётом мирового опыта, относятся технологические схемы ГНЦРФ ОАО «Уральский институт металлов» (г. Екатеринбург) и Укр. ГНТЦ «Энергосталь» (г. Харьков) [7, 8].

По технологической схеме Уральского института металлов шламы вначале подвергаются обезвоживанию до влажности 6–8 % (рис. 1). Обезвоживание производится по стандартной весьма энергоёмкой схеме: сгущение в радиальных отстойниках → улавливание твёрдой составляющей шламов в вакуум- и пресс-фильтрах → сушка в специальных устройствах (обычно сушильных барабанах). После этого шламы перемешиваются с коксовой или угольной мелочью и брикетируются.

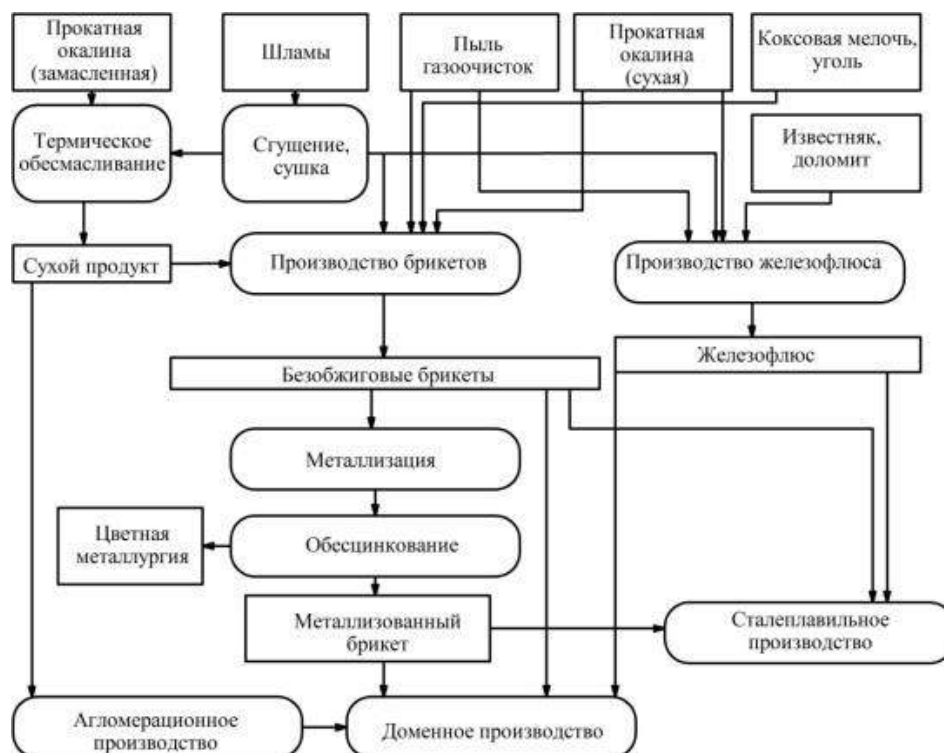


Рис. 1. Технологическая схема переработки и утилизации железосодержащих отходов Уральского института металлов

Брикеты (размер куска 30x40x60 мм) подвергаются металлизации путём обжига во вращающемся барабане (печи). В процессе высокотемпературной обработки углеродо-железосодержащих брикетов получается металлизированное железорудное сырье для доменного и сталеплавильного производства (55–60% металлического железа) и цинкосодержащая пыль, улавливаемой газоочисткой (20–50% оксида цинка),

для цветной металлургии. Учитывая, что горячие металлизированные железосодержащие брикеты имеют высокую пирофорность (склонность к вторичному окислению до самовозгорания), они после обжига охлаждаются до температуры ниже 50°C в специальном барабанном охладителе.

Технологическая схема переработки железо-цинкосодержащих шламов и пыли Укр. ГНТЦ «Энер-

госталь» не имеет принципиальных отличий от предыдущей (рис. 2): восстановление в ходе высокотемпературной обработки исходных железосодержащих отходов металлургических предприятий с получением металлизированной шихты для собственного производства и цинкосодержащего концентрата для цветной металлургии. Основным отличием схемы

является использование в качестве восстановителя, вместо твёрдых углеродосодержащих материалов (кокса и угля), отходов нефтепродуктов и масел собственного производства. Окускование брикетированием заменено на окатывание в тарельчатом грануляторе. В качестве топлива для высокотемпературной обработки используется природный газ и мазут.

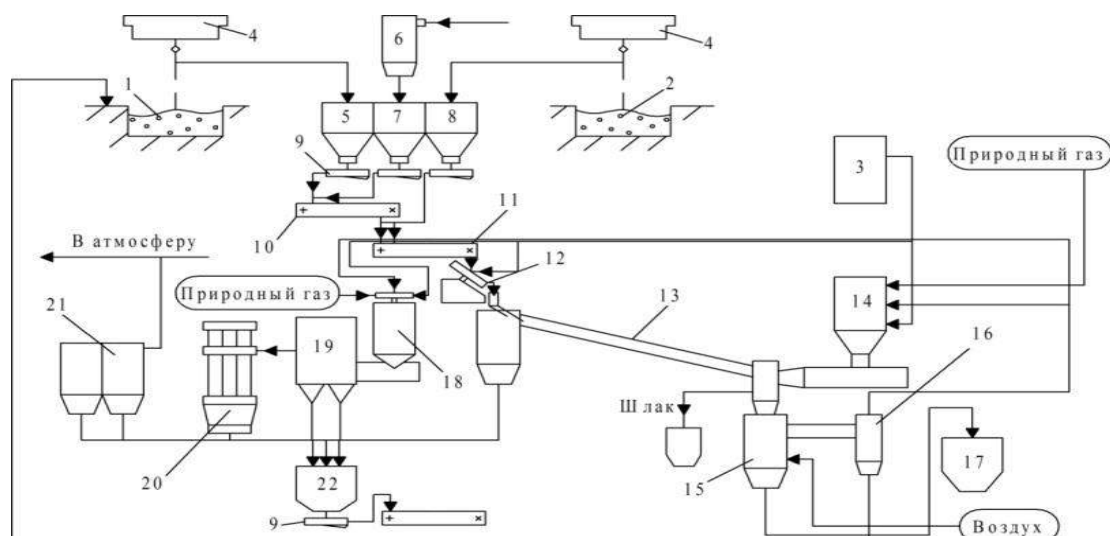


Рис. 2. Технологическая схема переработки железосодержащих пылей и шламов Укр. ГНТЦ «Энергосталь»

Принцип работы схемы переработки железосодержащих пылей и шламов заключается в следующем: в расходные бункера 5 и 7 подаются основные (кроме прокатных шламов) и вспомогательные компоненты смеси; с помощью дозирующих устройств 9 они поступают в смеситель 10, откуда материалы направляются во второй смеситель 11 для смешения с прокатными шламами, поступающими из бункера 8; из смесителя 11 материалы подаются в чашечный гранулятор 12, в который из сборника 3 с помощью центробежного насоса через расходомер поступают жидкие маслоотходы; окомкованный продукт с помощью ленточного питателя направляются через загрузочный бункер во вращающуюся печь 13 для термообработки в противотоке продуктами сгорания в циклонной печи 14 топлива (природный газ, жидкие маслоотходы); полученный металлизированный продукт охлаждается в шахтном холодильнике 15 и направляется в бункер-накопитель 17; отходящий от холодильника 15 нагретый воздух, предварительно очищенный от пыли в циклоне 16, распределяется в циклонную печь 14 и дожигающее устройство циклонного типа 18; пыль из циклона 16 направляется в накопители 1 или 2; газообразные продукты высокотемпературной обработки окатышей от вращающейся печи направляются в дожигающее устройство 18, в котором происходит, за счёт подачи природного газа и маслоотходов через специальные горелки и воздуха из шахтного холодильника, окисление возгонов цинка, свинца, других вредных примесей и органических веществ; отходящие из дожигающего устройства газы

вначале поступают в котёл-утилизатор 19 и затем газоочистку, состоящую из циклона 20 и двухступенчатого рукавного фильтра 21 с импульсной регенерацией и обеспечивающей содержание пыли на выходе из системы в атмосферу менее 5 мг/м³; пыль от газоочистки скребковым конвейером и струйным пневмонасосом подаётся в накопитель 22 и затем на микроокомкование в смеситель 23.

Как видно из рассмотренного, схема оказалась конструктивно сложной. Сам процесс для получения необходимого эффекта (качества конечных продуктов) требует жёсткого соблюдения целого ряда технологических параметров. Существенным фактором, влияющим на получение металлизированного продукта необходимого качества, является однородность (однородность) исходной смеси. Последняя зависит от многих факторов: физико-химических свойств исходных материалов (отходов) и порядка их перемешивания, типа смесительных аппаратов и других труднопрогнозируемых моментов. Для обеспечения необходимой степени металлизации на входе и выходе обжиговой печи необходимо поддерживать определённую температуру и давление, а внутри строго восстановительную среду. Для уменьшения склонности ко вторичному окислению получаемого металлизированного продукта нужна высокая степень его металлизации, равномерное охлаждение до температуры ниже 50°С и однородный гранулометрический состав, исключающий плотную укладку окатышей в местах хранения. Хранить металлизированные окатыши необходимо в специальных герметичных контейнерах

марки СК-2-5, исключают интенсивный обмен воздуха и попадание влаги, которая является мощным катализатором процесса вторичного окисления. Общим недостатком всех пирометаллургических способов переработки железосодержащих отходов металлургических предприятий является их энергоёмкость, трудность утилизации тепла сильно запылённых отходящих газов и возможность загрязнения окружающей среды.

В последние десять лет, учитывая всё возрастающую остроту проблемы утилизации железозинкосодержащих пылей и шламов на металлургических предприятиях, 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 на отдельных заводах 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 [2].

Выводы:

1) достоинством пирометаллургических способов обесцинкования пылей и шламов сталеплавильных цехов металлургических предприятий является возможность получения высокой степени удаления цинка и свинца (до 75–90%) с одновременным получением металлургического железосодержащего продукта для производства чугуна и стали;

2) общими недостатками пирометаллургических способов обесцинкования железосодержащих пылей и шламов являются: сложность технологической схемы и нестабильность получаемых результатов; высокие капитальные и большие энергетические затраты; высокая пирофорность (склонность к самовозгоранию) получаемого металлургического продукта – губчатого железа, требующего дорогостоящей пассивации и специальных методов хранения и транспортировки; возможность загрязнения окружающей среды вредными выбросами и отходами.

Литература

1. Вожаев В.П. Утилизация железосодержащей пыли электродуговой печи и уменьшение вредных выбросов: обзор. Магнитогорск: КЦПК «Персонал», 2009. 77 с.
2. Шалимов А.Г. Установка для обработки пыли, образующейся в электродуговой печи // Новости чёрной металлургии за рубежом. 2001. № 1. С. 47–48.
3. Шалимов А.Г. Рециркуляция отходов чёрной металлургии // Новости чёрной металлургии за рубежом. 2000. № 3. С. 53–55.
4. Карелов С.В. Комплексная переработка цинко- и свинцовосодержащих пылей предприятий цветной металлургии: учебник. М.: ЦНИИЭИцветмет, 1996. 40 с.
5. Абдеев М.А. Вельцевание цинк-свинцовосодержащих материалов: учебник. М.: Металлургия, 1985. 120 с.
6. Мещеряков А.И., Корякова О.Ф. Утилизация железосодержащих отходов при производстве окатышей за рубежом // Бюллетень института «Черметинформация». 1985. № 9. С. 8–16.
7. Смирнов Л.А. Разработка комплексной схемы утилизации железосодержащих отходов // Сталь. 2001. № 1. С. 89–90.
8. Ульянов В.П. Переработка некондиционных железосодержащих пылей и шламов металлургических процессов // Сталь. 2002. № 12. С. 69–75.

Сведения об авторах

Летимин Владислав Николаевич – канд. техн. наук, доц. института металлургии, машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-30.

Насыров Тимур Мухтасарович – магистрант института металлургии, машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: tim-urr@mail.ru

Макарова Ирина Владимировна – канд. техн. наук, и.о. доц. института металлургии, машиностроения и материалообработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-30.



УДК 620.22-419.8:658.567:678

Ершова О.В., Коляда Л.Г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ СОВМЕСТНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ И ПОЛИМЕРНЫХ ОТХОДОВ

Аннотация. В статье рассмотрена возможность совместной переработки отходов производства предприятий металлургической и энергетической отраслей и вторичного полимерного сырья на основе ПВХ. Подобраны оптимальные состав и условия получения образцов композиционного материала и изучены его физико-механические характеристики. Полученный композит может быть использован в строительной, рекламной, упаковочной отраслях.

Ключевые слова: доменный шлак, зола уноса, золошлак, поливинилхлорид, вспениватель, композиты.

В настоящее время на Южном Урале накоплено свыше 3 млрд т отходов производства предприятий добывающей, металлургической, энергетической, машиностроительной отраслей. Главными поставщиками техногенного сырья являются горнодобывающая и металлургическая промышленности, а также теплоэнергетика. Около 25% территории Уральского региона оцениваются как кризисные из-за загрязнений, связанных с хранением техногенных отходов [1]. Уровень утилизации отходов теплоэнергетики в России составляет около 4–5%, в то время как в развитых странах – 50–90%.

Одним из перспективных направлений переработки минеральных техногенных отходов является создание композиционных материалов на основе вторичных полимеров. В настоящее время проблема переработки отходов полимерных материалов обретает актуальное значение не только с позиций охраны окружающей среды, но и с экономической точки зрения.

Одним из крупнотоннажных полимеров является ПВХ – поливинилхлорид (винипласт), который обладает достаточно высокой механической прочностью, высокими водо- и химостойкостью, хорошими диэлектрическими характеристиками. К числу недостатков относятся низкая ударная прочность и невысокая температура эксплуатации (не выше 70–80°C). Широкое применение винипласта – изготовление оконных и дверных профилей, которые после определенного срока эксплуатации демонтируются и требуют утилизации.

В связи с этим цель настоящей работы – разработка композиционного материала на основе техногенных минеральных и полимерных отходов.

При реализации поставленной цели решались следующие задачи:

- проведение исследования исходных компонентов композита: золы уноса и золошлака Южноуральской ГРЭС, доменного шлака ММК, вторичного ПВХ;
- получение образцов композита;
- исследование свойств композита.

Химический состав золы уноса и золошлака Южноуральской ГРЭС, а также доменного шлака ММК был определен рентгеноспектральным методом на установке СРМ-25.

Результаты анализа представлены в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав наполнителей

Вещество	Содержание вещества, %		
	Зола уноса	Золошлак	Шлак
C	1,64	3,14	-
S	0,20	0,15	0,70
SiO ₂	56,60	52,20	36,40
Al ₂ O ₃	25,50	23,30	13,00
FeO	6,90	10,40	0,25
CaO	2,50	4,40	38,10
MgO	1,82	1,96	7,70
K ₂ O	2,34	2,20	1,26
Na ₂ O	0,65	0,57	0,92
TiO ₂	1,17	1,06	1,27
MnO	0,37	0,23	0,40
P ₂ O ₅	0,31	0,39	-

Зола уноса и золошлак Южноуральской ГРЭС имеют сходный состав: 85 % составляют оксиды кремния, алюминия и железа. Доменный шлак в основном состоит из оксидов кальция, кремния и алюминия.

Отходы ПВХ-конструкций представляют собой полимер сложного состава, так как в ПВХ-композицию входят термостабилизаторы, светостабилизаторы, пластификаторы, антипирены, наполнители и др., что оказывает влияние на температурный режим переработки ПВХ.

Методом дифференциальной сканирующей калориметрии и термогравиметрического анализа был определен состав вторичного ПВХ (рис. 1). По количеству пиков на ТГ-кривой можно судить о количестве компонентов в пластике. На полученной ТГ-кривой фиксируется семь пиков, т.е. вторичный полимер изначально представляет собой сложную систему, состоящую из различных компонентов. Первый пик на ТГ-кривой при температуре около 265°C соответствует деструкции легколетучих добавок в полимере. Максимальный пик на ТГ-кривой наблюдается при температуре 295°C и соответствует деструкции ПВХ, содержание которого составляет 46,14%. Остаточная масса образца по достижении температуры 600°C соответствует содержанию в ПВХ минеральных добавок и составляет 25,59% (предположи-

тельно – оксид титана TiO₂, используемый в качестве красителя). Первый пик на ДСК-кривой при температуре 90°С показывает изменение физического состоя-

ния полимера (температура стеклования) и не сопровождается изменением массы полимера.

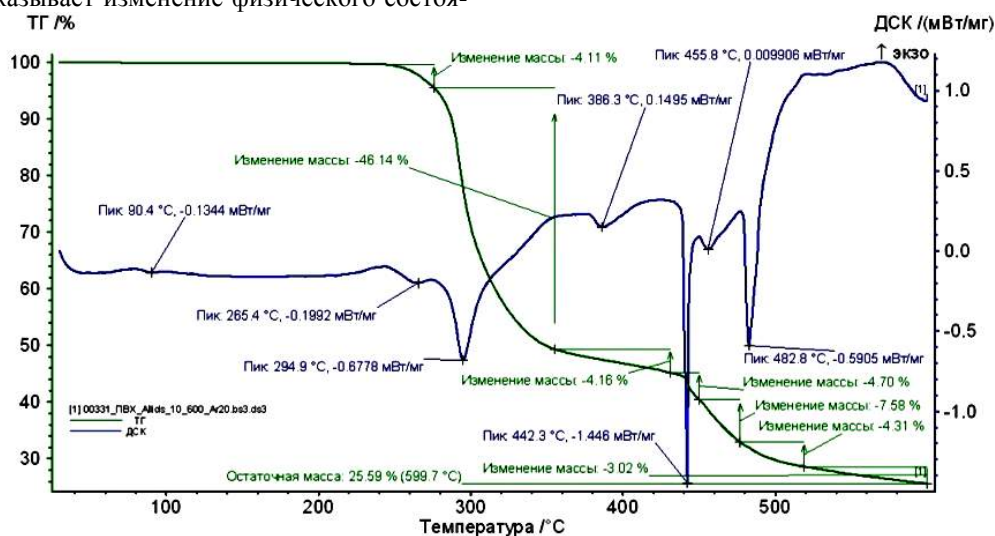


Рис.1. Кривые ДСК/ТГ ПВХ-конструкции

На основе анализа полученных кривых установлено, что температура переработки ПВХ-конструкции лежит в диапазоне температур от 90 до 265°С. Одним из направлений вторичной переработки ПВХ является получение вспененных пластиков с помощью специальных химических добавок – порофоров, которые при нагревании разлагаются с выделением газа, вспенивающим полимер. Для поливинилхлорида и других полиолефинов используют вспенивающий агент ЧХЗ-21 (диамид азодикарбоновой кислоты). Применение химических вспенивателей позволяет:

- уменьшить плотность и вес изделий;
- увеличить тепло- и звукоизолирующие характеристики полимеров;
- снизить стоимость изделия.

При создании композита на основе вторичного ПВХ и техногенных отходов важное значение имеет фракционный состав последних. Результаты определения фракционного состава золы и шлака представлены в табл. 2.

Таблица 2
Фракционный состав наполнителя

Фракция, мм	Содержание фракции, %		
	Зола уноса	Золошлак	Шлак
5	-	9,2	-
3	-	6,1	2,8
2	-	6,4	10,0
1	1,2	7,4	25,2
0,5	2,2	9,6	28,4
0,25	4,1	25,4	21,5
Остаток	92,5	35,9	12,1

Наибольшей однородностью обладает зола уноса: фракция менее 0,25 мм составляет более 90%. Ча-

стицы золошлака и доменного шлака имеют более крупные размеры.

Для получения композита использовалась лабораторная установка, состоящая из нагревательной печи и специально изготовленной лабораторной пресс-формы, вмещающей 10-30 г исследуемого материала (рис 2). Нагревательная печь представляет вертикальную цилиндрическую шахту, обогреваемую нагревательной спиралью.



Рис 2. Лабораторная пресс-форма для производства композита

Оптимальные условия получения образцов композиционного материала выявлены в результате реализации полного многофакторного эксперимента [2]. Модель отражает зависимость плотности композита от всех выбранных факторов (с учетом коэффициентов), а также от сочетания двух факторов (совместного влияния): концентрации и давления.

Полученные образцы композита были подвергнуты различным испытаниям, в ходе которых наибо-

лее оптимальным был признан композиционный материал с золой уноса в качестве наполнителя. Оптимальный состав композита [3]:

- 15% – наполнитель (зола уноса);
- 3% – вспениватель (ЧХЗ-21);
- 72% – вторичный ПВХ.

Данный образец наиболее безопасен, обладает лучшими физико-механическими свойствами, приемлемой химической стойкостью и водопоглощением [3]. Результаты исследований композиционного материала представлены в табл. 3.

Таблица 3

Полученные характеристики композиционного материала

Параметр	Полученное значение
Радиационная безопасность	Соответствует СанПиН 2.6.1.2523-09
Химическая безопасность	Обеспечивается устойчивостью pH среды
Коэффициент среднего теплового линейного расширения в интервале 60°C, °C ⁻¹ (мм/м)	3,81 · 10 ⁻⁵ (1,8)
Сжимаемость	Отсутствует при давлении менее 45 кг/см ²
Усилие разрыва резьбового соединения, Н	890
Водопоглощение, %	3,8
Изменение массы в агрессивных средах, не более, %	2,5

Сведения об авторах

Ершова Ольга Викторовна – канд. пед. наук, доц. факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-33. E-mail: chem@magtu.ru

Коляда Людмила Григорьевна – канд. техн. наук, доц. факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-33. E-mail: chem@magtu.ru



УДК 658.562:669.1.013.5

Салганик В.М., Полецков П.П., Гущина М.С.

РАЗРАБОТКА МЕТОДИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДЛЯ ИНТЕГРАЛЬНОЙ ОЦЕНКИ ОБЩЕГО УРОВНЯ ИСПОЛНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИИ И КАЧЕСТВА ПРОДУКЦИИ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ

Аннотация. Осуществлен анализ существующих параметров оценки исполнения технологии и качества продукции металлургической отрасли. Предложен подход интегрированной оценки и прогноза работы предприятия, объединяющий качество продукции, уровень технологии и работу по заказам. Разработана методика управления технологическими процессами с расчетом показателя «Вероятность выполнения заказа при отклонении от нормативного документа».

Ключевые слова: статистическое управление процессами, показатели интегральной оценки уровня исполнения технологии и качества продукции, вероятность выполнения заказа при отклонении от нормативного документа.

В настоящее время на предприятиях металлургической отрасли преимущественно используются следующие параметры оценки качества выпускаемой продукции [1]:

- выход брака;
- выход несоответствующей продукции;
- выход годного.

Эти показатели определяют уровень работы по качеству цехов и подразделений.

Дополнительно к этим параметрам вводятся новые показатели, определяющие работу цехов и подразделений с привязкой к конкретному ЗАКАЗЧИКУ. В этом направлении оценивается стабильность технологических процессов по показателю C_{pk} ежедневно, за текущий месяц и за предыдущий месяц [2].

Кроме того, осуществляется мониторинг исполнения заказов [3]:

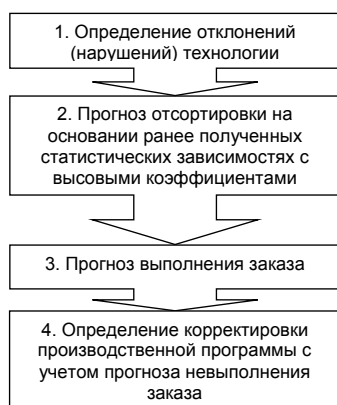
- в целом по предприятию с отображением в числовом и графическом видах;
- по цехам;
- по грузополучателям с выделением VIP-клиентов и стратегических покупателей.

Такой подход носит четкий информативный характер и позволяет выявить акценты для анализа общей ситуации по ключевым клиентам. При этом данная информация не позволяет выявить причинно-следственную связь технологических параметров и качества продукции – для этого необходим дополнительный анализ [4]. Кроме того, затруднительно установить прогноз по описанным выше параметрам.

Таким образом, оценка работы предприятия по качеству и выполнению заказов состоит из следующих блоков:

1. Оценка работы подразделений путем подсчета выхода годного, несоответствующей продукции по получению и брака.
2. Оценка уровня стабильности технологических параметров, свойств продукции и качества по ЗАКАЗЧИКУ (с возможностью разбивки по структурным подразделениям).
3. Мониторинг выполнения заказов.

Предлагается связать эти 3 блока в единый алгоритм:



Предлагаемый подход по представленному алгоритму позволяет активным образом корректировать процесс выполнения заказов и связывает воедино 3 указанных выше блока оценки работы предприятия по качеству, технологии и выполнению заказов.

Разработана **методика управления процессом производства продукции по результатам статисти-**

ческого анализа технологических процессов:

1) Расчет показателя «Вероятность выполнения заказа при отклонении от нормативного документа» по формуле

$$P = \left(1 - \frac{n}{N}\right) \times 100,$$

где P – вероятность выполнения заказа при отклонении от нормативного документа, %;

n – количество продукции (тонн, партий, раскатов или штук) с отклонениями по качеству, произведенной с нарушениями технологических параметров за период с нулевого отсчета до момента, предшествующего производству рассматриваемой продукции;

N – количество продукции (тонн, партий, раскатов или штук), произведенной с нарушениями технологических параметров за период с нулевого отсчета до момента, предшествующего производству рассматриваемой продукции.

Моментом нулевого отсчета считается момент освоения технологии производства рассматриваемой продукции с началом накопления статистической информации.

2) При отклонении от нормативного документа нескольких технологических параметров, влияющих на отсортировку по качеству, показатель P рассчитывается для каждого технологического параметра. Общая вероятность выполнения заказа равна сумме вероятностей выполнения заказа при отклонении от нормативного документа каждого технологического параметра:

$$P = \sum_{i=1}^m P_i,$$

где P_i – вероятность выполнения заказа при отклонении от нормативного документа i -го технологического параметра, %;

m – количество технологических параметров при производстве продукции с отклонениями от нормативного документа.

3. Обновление (корректировка) показателя «Вероятность выполнения заказа при отклонении от нормативного документа» P .

3.1. В случае, если фактическое количество полученной несоответствующей продукции в отчетном периоде (месяц) *меньше или равно* количеству несоответствующей продукции, рассчитанной на основании показателя «Вероятность выполнения заказа при отклонении от нормативного документа» P , то обновление (корректировка) показателя «Вероятность выполнения заказа при отклонении от нормативного документа» P осуществляется автоматически один раз в месяц по формуле п. 1.

3.2. В случае, если фактическое количество полученной несоответствующей продукции в отчетном периоде (месяц) *больше* количества несоответствующей продукции, рассчитанной на основании показателя «Вероятность выполнения заказа при отклонении

от нормативного документа» P , решение об обновлении (корректировке) данного показателя и способ этого обновления принимается экспертной группой.

3.3. Обновление (корректировка) показателя «Вероятность выполнения заказа при отклонении от нормативного документа» осуществляется один раз в месяц по формуле

$$P_{кор} = \left(1 - \frac{\sum n}{\sum N} \right) \times 100,$$

где $P_{кор}$ – скорректированная вероятность выполнения заказа при отклонении от нормативного документа, %;

$\sum n$ – суммарное количество продукции (тонн, партий, раскатов или штук) с отклонениями по качеству, произведенной с нарушениями технологических параметров с момента нулевого отсчета с учетом последнего отчетного периода (месяц);

$\sum N$ – суммарное количество продукции (тонн, партий, раскатов или штук), произведенной с нарушениями технологических параметров с момента нулевого отсчета с учетом последнего отчетного периода (месяц).

Моментом нулевого отсчета считается момент освоения технологии производства рассматриваемой продукции с началом накопления статистической информации.

Достоинством предлагаемой методики является возможность прогноза отклонения по качеству при

Сведения об авторах

Салганик Виктор Матвеевич – д-р техн. наук, проф., зав. кафедрой обработки металлов давлением института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-25. E-mail: chikishev_denis@mail.ru

Полецков Павел Петрович – д-р техн. наук, проф. института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-85-25. E-mail: pavel_poletskov@mail.ru.

Гущина Марина Сергеевна – аспирантка института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: marina.mgn.89@mail.ru



УДК 669. 292.3 : 669. 054. 82

Шубина М.В., Махоткина Е.С.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ВАНАДИЯ ИЗ ШЛАКОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАНОМАГНЕТИТОВ

Аннотация. Представлены результаты лабораторного исследования возможности гидрометаллургического извлечения ванадия из шлака переработки титаномагнетитов Южного Урала с низким содержанием ванадия. Проведено сплавление шлака со щелочными добавками и дальнейшая обработка плава водой. Содержание извлеченного ванадия определено титриметрическим методом и рентгенофлуоресцентной спектроскопией (РФС). Изучена степень извлечения ванадия в зависимости от температуры и продолжительности обжига. Обжиг шлака со щелочными добавками при температурах 930–950°C в течение 1 ч 30 мин – 1 ч 50 мин обеспечивает степень извлечения ванадия около 30%.

Ключевые слова: гидрометаллургическое извлечение, ванадий, шлак, процесс ITmk3, выщелачивание, качественные реакции, титриметрический метод, рентгенофлуоресцентная спектроскопия (РФС).

несоблюдении технологических параметров. Такой прогноз позволяет активным образом корректировать процесс выполнения заказов.

Литература

1. Круглов А.В., Якименко В.Н., Каплан Д.С. Корпоративная система управления качеством продукции и контроля стабильности технологических процессов на основе статистических методов (SPC) // Труды Восьмого конгресса прокатчиков. Магнитогорск: Магнитогорский Дом печати, 2010. Т. 2. С. 543–551.
2. Повышение эффективности управления качеством в металлургии / Салганик В.М., Песин А.М., Тимошенко В.И., Леднева Г.А., Рязанова Е.А. // Современные металлургические материалы и технологии: труды междунар. науч.-техн. конф. СПб.: СПбГПУ, 2009. С. 243–247.
3. Салганик В.М., Рашников В.Ф., Шемшурова Н.Г. Основы квалиметрии. Инструменты и системы управления качеством: учеб. пособие. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та, 2012. 344 с.
4. Кухта Ю.Б., Полецков П.П., Егорова Л.Г. Алгоритм функционирования информационной системы управления качеством на металлургическом предприятии // Информационные технологии. Радиотехника. Телекоммуникации (ITRT-2012). II международная заочная научно-техническая конференция: сб. статей. Ч. 2. Тольятти, 2012. С. 329–334.

В настоящее время в мировой практике металлургического производства получают распространение методы прямого восстановления железа, исключая участие агломерационного, коксохимического и доменного производств. Несмотря на высокую экологичность этих процессов, сохраняется проблема образования значительного количества отходов в виде шлака с существенным содержанием дорогостоящих и промышленно-востребованных металлов. В связи с этим актуальной является задача переработки шлаков прямого восстановления железа.

Проведено исследование шлаков полупромышленной переработки по японской технологии ITmk3 титаномагнетитов Южного Урала (месторождение Малый Куйбас) с низким содержанием ванадия (см. таблицу) с целью гидрометаллургического извлечения соединений ванадия из шлака.

Химический состав шлака

Массовая доля, %							
Fe	V ₂ O ₅	TiO ₂	CaO	SiO ₂	S	Al ₂ O ₃	MgO
22,6- 24,8	1,02- 1,2	17,1- 21,0	7,55- 10,2	22,5- 26,3	0,164- 0,214	12,1- 16,2	3,4- 5,93

Для исследования шлаков применили метод кислотного выщелачивания необоженного шлака и метод сплавления шлака с карбонатом натрия с дальнейшей обработкой плава водой*. Перед количественным определением содержания ванадия провели ряд качественных реакций с полученными растворами, которые использовались в дальнейшей работе после выщелачивания шлаков.

При кислотном выщелачивании навеску необоженного шлака растворяли в смеси кислот (H₂SO₄ и H₃PO₄, 1:1) при кипячении. После охлаждения и фильтрования раствора провели количественное определение содержания ванадия титриметрическим методом, основанным на титровании ионов V^v в кислой среде стандартным раствором соли Мора с внутренним индикатором – фенилантраниловой кислотой.

* Махоткина Е.С., Шубина М.В. Извлечение ванадия из шлака процесса ITmk3 // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 71-й межрегиональной научно-технической конференции / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. Т.1. С.169–172.

Степень извлечения ванадия в данном случае составила всего 1,0%.

Поэтому в дальнейших исследованиях применялся высокотемпературный обжиг шлака со щелочными добавками Na₂CO₃ (можно CaO, NaCl, Na₂SiO₃) с последующим водным выщелачиванием. Роль щелочных добавок сводилась к получению водорастворимых соединений ванадия, что значительно удешевляет и упрощает технологию, исключает загрязнение окружающей среды. Температура обжига составляла 700–950°C. После водного выщелачивания раствор отфильтровывали и проводили титриметрическое определение ванадия с помощью соли Мора. Одновременно осуществляли анализ образцов способом рентгенофлуоресцентной спектроскопии (РФС) на энергодисперсионном спектрометре «ARL QUANT X» с применением градуировочного графика (см. рисунок) и расчетами по специальной методике.

Результаты анализов показали следующее:

- наибольшая степень извлечения ванадия достигнута при проведении водного выщелачивания шлака;
- обжиг шлака со щелочными добавками при 930–950 °С в течение 1 ч 30–50 мин обеспечивает степень извлечения ванадия около 30%;
- процесс извлечения не требует применения дорогостоящих реагентов и является экологически чистым. Таким образом, исследованием установлена

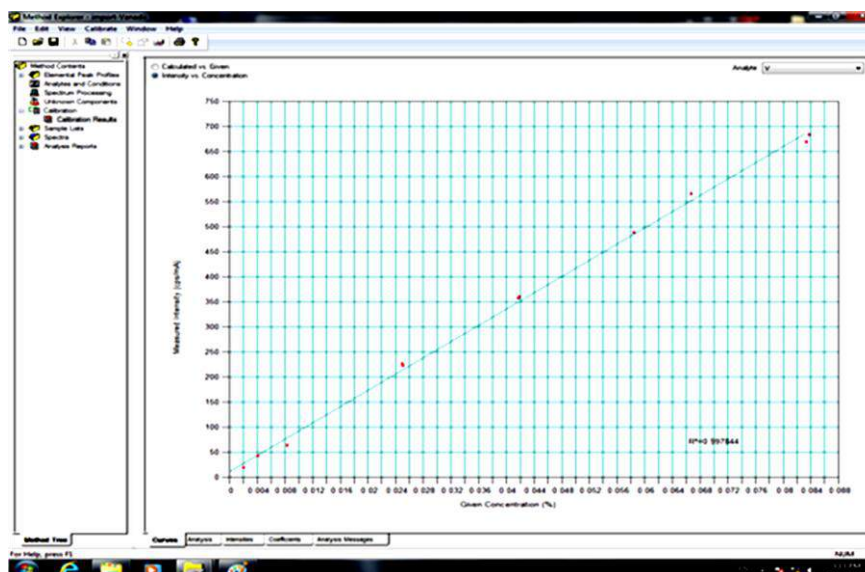


График зависимости аналитического сигнала от измеренной концентрации

принципиальная возможность извлечения ванадия из шлаков переработки сырья по технологии ITmk3, что в перспективе позволит решить проблему накопления такого вида отходов металлургического производства

Сведения об авторах

Шубина Марианна Вячеславовна – канд. техн. наук, доц. факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: shubina_mar@mail.ru

Махоткина Елена Станиславовна – канд. техн. наук, доц. факультета стандартизации, химии и биотехнологии ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».



УДК 669.181

Панишев Н.В., Черняев А.А., Пантелеев А.В.

ПЕРЕРАБОТКА МЕЛКОЗЕРНИСТЫХ ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА С ПОЛУЧЕНИЕМ ГРАНУЛИРОВАННОГО ЧУГУНА И ИЗВЛЕЧЕНИЕМ ЦИНКА

Аннотация. Был разработан способ утилизации мелкозернистых цинксодержащих металлургических отходов путем прямого восстановления с использованием элементов технологии ITmk3. Способ позволяет получать гранулированный чугун за 9–12 мин с попутным извлечением цинка.

Ключевые слова: прямое восстановление, цинксодержащие отходы, шламы, пыль.

На предприятиях с полным металлургическим циклом выход цинксодержащих отходов после сухой и мокрой очистки технологических газов в доменном и сталеплавильном производствах достигает 50 и более кг/т выплавляемой стали. Вовлечение в металлургический передел таких отходов без специальной предварительной подготовки ограничено из-за присутствия в них цинка. Участие в доменной плавке цинка нежелательно, поскольку его соединения вместе со щелочами оседают в виде настывлей на стенах доменной печи, искажая ее внутренний профиль, что, в свою очередь, нарушает ровный сход шихты, сопровождающийся потерей производительности печи [1]. Кроме того, растет удельный расход кокса на выплавку чугуна, поскольку на каждый килограмм цинка при восстановлении в доменной печи требуется не менее 10 кг кокса. По этой причине основная масса уловленной пыли и шлама депонируется соответственно в отвалах и шламохранилищах, загрязняя окружающую среду. Уместно отметить, что содержание цинка в металлургических отходах будет постоянно расти с увеличением доли в металлоломе автомобильного скрапа.

В России, являющейся экспортером железорудного сырья, не используются какие-либо технологии предварительной подготовки цинксодержащих отходов металлургического производства. В странах ЕС, Украине, Индии для этих целей используются вращающиеся трубчатые печи (процесс «Waelz»), отличающиеся высокими энерге-

тическими затратами. В Японии, Китае, США для этих целей используют ПВП-печи с вращающимся подом (процесс «Fastmet»). Оба процесса обеспечивают удаление цинка на 98% и производят DRI – металлургическое сырье с низким содержанием железа, поскольку пустая порода остается в конечном продукте. По этой причине DRI используется в доменной плавке. Уловленная в рукавных фильтрах пыль, содержащая оксид цинка, реализуется предприятиям, производящим цинк.

В ОАО «ММК» образуется более 0,5 млн.т/г цинксодержащих мелкозернистых отходов (табл. 1).

Таблица 1
Образование отходов металлургического производства

Вид отхода	Выход		Отходы содержат					
	тыс.т/г	%	Fe		Zn		C	
			тыс.т/г	%	тыс.т/г	%	тыс.т/г	%
Колошниковая пыль	220,245	43,9	98,23	43,0	0,385	10,26	43,17	63,14
Доменный шлам	183,947	36,7	89,77	39,3	2,263	60,28	25,20	36,86
Пыль ЭСПЦ	17,680	3,5	7,34	3,2	0,292	7,78	-	-
Конвертерный шлам	79,776	15,9	33,11	14,5	0,814	21,68	-	-
Всего	501,648	100	228,45	100	3,754	100	68,37	100

При этом колошниковая пыль полностью утилизируется в агломерационном производстве, аккумулируя содержание цинка в контуре аглодоменного передела.

Для снижения содержания цинка доменный шлам перерабатывается совместно с первородным

железородным сырьем на обогатительной фабрике. При этом выход концентрата составляет 56%, а содержание в нем железа и цинка – 64,5 и 0,57% соответственно. Следует отметить, что с хвостами безвозвратно теряется весь углерод, 30% железа и 70% цинка или 25,2 тыс.т/г углерода (до 30 тыс.т/г кокса в пересчете на углерод), 27 тыс.т/г железа, из которого можно было бы выплавить 28,7 тыс. т/г чугуна и 1,6 тыс. т/г цинка.

Пыль электросталеплавильного производства (ЭСЦ) направляется на рекультивацию отработанных карьеров рудника. Безвозвратно теряется 7,34 тыс. т/г железа (можно было бы выплавить 7,8 тыс. т/г чугуна) и 0,292 тыс. т/г цинка.

Конвертерный шлак депонируется в гидрозолопородоотвал. Соответственно теряется 33,11 тыс. т/г железа (35,2 тыс. т/г чугуна) и 0,814 тыс. т/г цинка.

Таким образом, из оборота выведено 67,45 тыс. т/г железа (эквивалентно 71,8 тыс.т/г чугуна), 2,7 тыс.т/г цинка и 68,37 тыс.т/г углерода.

В отличие от ОАО «ММК» на ведущих предприятиях России (ОАО «Северсталь» и ОАО НЛМК, обеспеченных на 100% собственным железорудным сырьем – ЖРС) утилизируется только колошниковая пыль. Остальные цинксодержащие отходы складированы либо реализуются на сторону, например цементным заводам. Это объясняет высокое содержание цинка в доменной шихте ОАО «ММК» (до 520 г/т чугуна) в отличие от ОАО НЛМК (100 г/т чугуна) и ОАО «Северсталь» (180 г/т чугуна).

Низкая обеспеченность ОАО «ММК» собственным ЖРС вынуждает использовать доменные шламы в металлургическом переделе после неэффективной их подготовки.

В последнее время в мире продвигается передовая технология ITmk3, позволяющая получать прямую металл из железосодержащего сырья за 9–12 мин [2–4]. Аналогично процессу «Fastmet» технология реализуется в ПВП, но при температурах выше 1350°C. Металл и шлак крупностью 0–20 мм легко отделяются друг от друга на магнитном сепараторе. Сведений об использовании элементов технологии ITmk3 при переработке цинксодержащих отходов в промышленных масштабах в мире нет.

Целью исследований, проведенных в ОАО «ММК» и МГТУ [3, 4], являлось изучение:

- возможности получения металла прямым восстановлением из мелкозернистых металлургических отходов с попутным улавливанием цинка;
- влияния температуры и продолжительности термообработки отходов металлургического произ-

водства ОАО «ММК» на показатели восстановительного процесса.

Для проведения исследования были отобраны пробы отходов, химический состав которых приведен в табл. 2.

Таблица 2

Характеристика отходов металлургического производства

Вид отхода	Содержание, %										
	Zn	Fe	C	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	ппп
Колошниковая пыль	0,17	44,6	19,6	10,1	52,6	8,26	1,97	3,22	1,29	0,300	21,6
Доменный шлак	1,23	48,8	13,7	10,6	58,0	6,70	1,88	3,21	1,31	0,410	15,8
Пыль ЭСПЦ	1,65	41,5	-	16,4	38,9	8,76	1,65	18,5	2,70	0,210	4,51
Конвертерный шлак	1,02	52,8	-	44,4	14,1	3,00	0,67	14,8	7,10	0,094	5,2

Расход углерода в опытах соответствовал стехиометрической потребности в нем на прямое восстановление железа и цинка из соответствующих оксидов (FeO, Fe₂O₃ и ZnO). Источником углерода в шихте при его дефиците являлся концентрат ГОФ «Коксовая», характеристика которого представлена в табл. 3.

Таблица 3

Технический состав твердого топлива

Топливо	Содержание, %			
	A	V	S	C
Концентрат ГОФ «Коксовая»	9,7	19,5	0,4	83,7

Анализ проекций ликвидус четверной системы CaO-MgO-Al₂O₃-SiO₂ показывает [4], что колошниковая пыль и доменный шлак с золой концентрата ГОФ «Коксовая» обеспечивают состав пустой породы в области пироксена с температурой плавления 1300°C (рис. 1). Поэтому шихтовку на основе этих материалов вели без каких-либо флюсов.

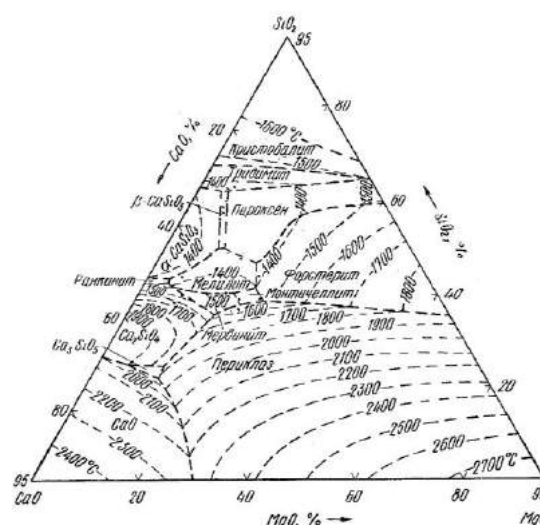


Рис. 1. Проекция поверхности ликвидус четверной системы CaO-MgO-Al₂O₃-SiO₂ при 5% Al₂O₃ [5]

Расчетным путем [6] было установлено, что температура плавления пустой породы пыли ЭСПЦ и конвертерного шлама превышает соответственно 2000 и 2300°C. Для снижения температуры плавления первичного шлама из этих отходов в шихту вводили кварцит.

Для выравнивания условий теплопередачи пробы отходов, смешанных с твердым топливом и кварцитом (при необходимости) истирали, загружали с уплотнением в стеклоглеродистые стаканы слоем высотой 10 мм. Формирование проб вели с учетом выходов соответствующих отходов (см. табл. 1). Параллельно вели опыты с окатышами. Для изготовления окатышей в качестве связующего использовали пшеничную муку. Перед обжигом окатыши высушивали в сушильном шкафу.

Термообработку проводили в камерной нагревательной печи «Nabertherm», позволяющей контролировать заданный темп нагрева и требуемую выдержку до 1800°C. Печь вместе с подложкой разогревали до заданной температуры, затем подложку вынимали из печи, располагали на ней исследовательские пробы в стаканах и вновь загружали в печь. Термообработку вели при температурах 1400–1500°C. Продолжительность термообработки составляла 8–10 мин. Изложенная методика позволяла эмитировать работу печи с подвижным подом.

После термообработки из материала выделяли и провешивали металл и шлак, из которых выделяли пробы для проведения химического анализа.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что цинксодержащие металлургические отходы пригодны для получения металла прямым восстановлением при незначительной корректировке состава шихты. Повышенное содержание углерода в колошниковой пыли позволяло вести процесс термообработки шихты без добавок твердого топлива не только в случае с этим отходом, но и в смеси с конвертерным шламом или с пылью ЭСПЦ в соответствии с их выходами. Характеристики продуктов термической обработки металлургических отходов приведены в табл. 4 и 5.

Таблица 4

Характеристика металла

Массовая доля, %				
C	S	Mn	Si	Fe
1,73 – 3,21	0,21 – 0,55	0,036 – 0,350	0,037 – 1,470	95,6 – 97,3

Таблица 5

Характеристика шлама

Массовая доля, %				
ZnO	S	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂
0,010 – 0,012	0,10 – 0,43	18,2 – 40,8	3,11 – 11,2	34,1 – 48,5

Характер изменения содержания CO и CO₂ в процессе термообработки (рис. 2) позволяет судить о том, что восстановление оксидов Zn и Fe происходило в смешанном режиме с незначительной долей восстановительных процессов в присутствии жидкой фазы.

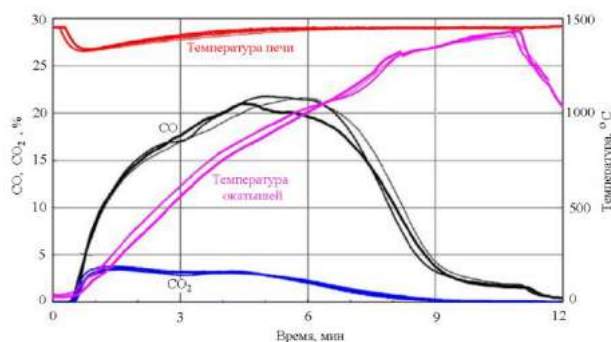
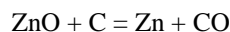


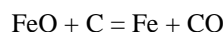
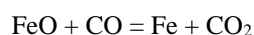
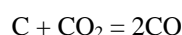
Рис. 2. Характерные кривые изменения содержания CO и CO₂ в отходящих газах, а также температуры в печи и рудно-топливных окатышей [4]

При этом существенное развитие получало прямое восстановление.

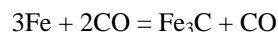
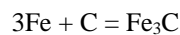
Восстановленный цинк при температурах выше 900°C практически полностью переходил в газовую фазу, где вновь окислялся до цинкита.



Оксиды железа восстанавливались углеродом при температурах выше 1100 °C.



Формирование чугуна, плавление чугуна и шлама из пустой породы и шлама протекало при температурах выше 1300 °C.



Содержание Zn в металле не превышало 0,001 %. Металл в виде гальки и шлак в форме лепешек легко отделялись друг от друга на магнитном сепараторе.

Анализ полученных результатов позволил определить расходы всех цинксодержащих отходов (при сложении соотношения их выходов в ОАО «ММК») на 1 т металла, т:

- колошниковая пыль 0,899
- доменный шлам 0,752
- пыль ЭСПЦ 0,072
- конвертерный шлам 0,326
- уголь (любой некоксуемый) 0,184

Таким образом, в результате переработки всего объема образующихся отходов можно получить 245 тыс. т/г металла, 61,7 тыс. т/г шлама крупностью до 20 мм и более 4 тыс. т/г уловленной в процессе термообработки пыли, содержащей оксид цинка.

Металл может заменить часть лома (до 30%) в сталеплавильном переделе. Шлак, являясь по характеристикам схожим с доменным шлаком, может использоваться в строительной индустрии (при производстве цемента и бетона), а также в дорожном строи-

тельстве. Уловленная в процессе термообработки пыль является сырьем для получения цинка.

В мировой практике (в странах с дефицитом ЖРС и жестким экологическим законодательством) удаление цинка из металлургических отходов производят во вращающихся трубчатых печах (процесс «Waelz») и в печах с вращающимся подом – ПВП (процесс «Fastmet»). При температурах до 1350 оС в присутствии углерода восстановленный цинк возгоняется в газовую фазу, где вновь окисляется до цинкита (ZnO), который затем улавливается в рукавных фильтрах. Конечными продуктами являются DRI (металлизированный продукт), включающий в себя всю исходную пустую породу, и улавливаемая пыль, содержащая оксид цинка. Вследствие низкого содержания железа, DRI используется в доменной плавке с повторным нагревом пустой породы с переводом с помощью флюсов в шлак.

Наиболее привлекательной является технология ITmk3, схожая по используемому агрегату (ПВП) с технологией Fastmet. В отличие от последней температура в печи на 50 – 100 °С выше и, кроме того, используются флюсы (при необходимости). Такие элементы технологии позволяют за то же самое время получать гранулированный чугун, легко отделяемый на магнитном сепараторе от шлака с попутным извлечением цинка с уловленной в рукавных фильтрах пылью. Таким образом, получаются три готовых товарных продукта: металл, как заменитель металлолома в сталеплавильном производстве, шлак крупностью 0 – 20 мм, как сырье в дорожном строительстве (в т.ч. для подсыпки дорог в зимнее время), производстве цемента и бетона, а также цинк содержащая пыль, как сырье для заводов, производящих цинк. Можно отметить и другие преимущества по сравнению с технологиями, производящими DRI из отходов:

пустая порода нагревается один раз;

устраиваются затраты на обслуживание огненно-жидкого шлака, полученного из пустой породы.

Доказана принципиальная возможность получения металла напрямую из мелкозернистых Zn-содержащих отходов металлургического производства по технологии ITmk3 с попутным извлечением цинка.

Расчетным путем найден оптимальный состав шихт, обеспечивающий температуру плавления первичного шлака в пределах 1300 – 1400 °С, а также

оптимальное содержание углерода на прямое восстановление железа и цинка.

Но самое главное – новая технология (без участия доменного, коксохимического и агломерационного производств аналогичной мощности) значительно снижает нагрузку на окружающую среду. Так, выбросы углекислого газа, двуокиси серы, оксидов азота и других вредных веществ снижаются на 30 % по сравнению с традиционными металлургическими технологиями.

Полученные в ходе исследования результаты являются исходными технологическими параметрами для проектирования агрегата по переработке мелкозернистых цинк содержащих отходов металлургического производства.

Литература

1. Металлизация доменных шламов / Никифоров Б.А., Бигеев В.А., Сибатулин С.К. и др. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2005. №3. С. 23–25.
2. Kobayashi I., Tanigaki Y. and Uragami A. A new process to produce iron directly from fine ore and coal. Iron and Steelmaker, 2001. No. 9. P. 19–22.
3. Panishev N.V., Dubrovsky B.A., Starikov A.I., Redin E.V. and Knyazev E.V. Direct reduction of Ti-V magnetite via ITmk3 technology. Proceedings of the 4th International Symposium on High-Temperature Metallurgical Processing, San Antonio, Texas, USA, March 3–7, 2013. P. 45–48.
4. Металлизация шпатовых железняков Бакальского месторождения с получением гранулированного чугуна / Дубровский Б.А., Шильев П.В., Редин Е.В., Панишев Н.В., Князев Э.В., Пильщиков И.В., Церковницкий Н.С. // Сборник трудов VI Международной научно-практической конференции «Энергосберегающие технологии в промышленности. Печные агрегаты. Экология», посвященной 80-летию ММК. Москва, 15–20 октября, 2012 г. М., 2012. С. 178–182.
5. Свойства жидких доменных шлаков / Воскобойников В.Г., Дунаев Н.Е., Михалевич А.Г. и др. М.: Металлургия, 1975. 184 с.
6. Бигеев В.А., Пантелеев А.В., Черняев А.А. Математическое моделирование твердофазного восстановления пылей и шламов // Математическое и программное обеспечение систем в промышленной и социальной сферах: междунар. сб. науч. трудов. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2011. Ч. II. С. 151–155.

Сведения об авторах

Панишев Николай Васильевич – канд. техн. наук, доц. института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8(3519) 29-84-30.

Пантелеев Антон Владимирович – ст. преп. института металлургии, машиностроения и материалобработки ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: anpanteleev2010@mail.ru

Черняев Александр Александрович – аспирант ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: alexch_study@mail.ru



УВАЖАЕМЫЕ КОЛЛЕГИ!

Мы приглашаем Вас к участию в нашем журнале в качестве авторов, рекламодателей и читателей. Журнал формируется по разделам, отражающим основные направления научной деятельности ученых МГТУ, в частности:

- РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.
- МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ.
- ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ.
- ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО
- ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ МАТЕРИАЛОВ.
- МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ.
- СТАНДАРТИЗАЦИЯ, СЕРТИФИКАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ.
- МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ.
- НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ И ОБОРУДОВАНИЕ.
- ЭНЕРГЕТИКА МЕТАЛЛУРГИИ, ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ И ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ.
- УПРАВЛЕНИЕ, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ.
- СТРОИТЕЛЬНЫЕ МАТЕРИАЛЫ И СТРОИТЕЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ.
- ЭКОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ.
- ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И РЫНОК ПРОДУКЦИИ.
- СТРАТЕГИЯ РАЗВИТИЯ, ПОДГОТОВКА И ОБУЧЕНИЕ СПЕЦИАЛИСТОВ.
- ИНФОРМАЦИЯ И ДР.

ТРЕБОВАНИЯ К СТАТЬЯМ, ПРИНИМАЕМЫМ К ПУБЛИКАЦИИ

1. ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ СТАТЬИ (на русском и английском языках)

1.1. Наименование статьи (не более 15 слов). Должно кратко отражать содержание статьи. Не рекомендуется использовать сокращения и аббревиатуры.

1.2. Аффiliation. Указывается фамилия, имя, отчество авторов (транслитерация), ученая степень, звание, должность, полное название организации (ее официально принятый английский вариант), адрес электронной почты хотя бы одного из авторов.

1.3. Аннотация (100-250 слов). Включает гипотезу, цель, эксперименты и методы, основные результаты, применение результатов исследования в промышленности (излагается в прошедшем времени).

Онлайн-перевод запрещается!

1.4. Ключевые слова: от 5 до 15 основных терминов.

2. СТРУКТУРА ОСНОВНОЙ ЧАСТИ СТАТЬИ

2.1. Введение (постановка проблемы)

2.2. Теория, материалы и методы исследования, технические и технологические разработки

2.3. Результаты исследования и их обсуждение

2.4. Заключение (выводы)

2.5. Список литературы (на русском и английском языках)

3. ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ СТАТЕЙ

3.1. Рекомендуемый объем статьи – 6-8 стр.

3.2. Текст статьи, сведения об авторах, аннотация ключевые слова и список литературы представляются на электронном носителе в виде файла, созданного средствами **Microsoft Word**, и распечаткой на стандартных листах бумаги формата А4.

При наборе статьи в **Microsoft Word** рекомендуются следующие установки:

- **шрифт** – **Times New Roman**, размер – 14 пт, межстрочный интервал – одинарный, перенос слов – автоматический;
- при вставке **формул** использовать встроенный редактор формул **Microsoft Equation** со стандартными установками, применяется только сквозная нумерация;
- **рисунки и фотографии**, вставленные в документ, должны быть четко выполнены, допускать перемещение в тексте и возможность изменения размеров (толщины линий и размеры обозначений должны обеспечивать четкость при уменьшении рисунка до рациональных размеров), в форматах *.TIF, *.JPG, с разрешением **не менее 300 dpi**, B&W – для черно-белых иллюстраций, Grayscale – для полутонов. Максимальный размер рисунка с подписью – 150×235 мм. В тексте статьи должны быть подрисуночные подписи в местах размещения рисунков. Например:
Рис. 4. Расчётная зависимость $\gamma(t)=I_{nv}/I_{n0}$ от времени и удалённости КЗ от выводов асинхронного двигателя
- **таблицы** нумеруются, если их число более одной. Заголовок необходим, когда таблица имеет самостоятельное значение, без заголовка дают таблицы вспомогательного характера.

3.3. При подготовке рукописи необходимо руководствоваться Международной системой единиц **СИ**.

4. ДОКУМЕНТЫ, ПРИЛАГАЕМЫЕ К СТАТЬЕ

4.1. Рецензия.

4.2. Экспертное заключение о возможности опубликования.

4.3. Договор.

Внимание! Публикация статей является бесплатной. Преимущество опубликования предоставляется авторам и учреждениям, оформившим подписку на журнал.

Статьи проходят обязательное научное рецензирование.

Редакция оставляет за собой право отклонять статьи, не отвечающие указанным требованиям.

По вопросам публикации статей обращаться: 455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38. Магнитогорский госу-

дарственный технический университет, Редколлегия журнала «Вестник МГТУ» М.В. Чукину.
Телефоны: (3519) 29-85-26, 22-14-93.
E-mail: rio_mgtu@mail.ru; vestnik@magtu.ru (с указанием темы сообщения «Вестник МГТУ»).