

СОДЕРЖАНИЕ

Раздел 1. ТЕОРИЯ И ПРАКТИКА ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Анализ условий формирования первичных шлаков при выплавке среднеуглеродистого ферромарганца с использованием высокоосновных марганцевых руд, Чечель А.Ю.	5
Анализ и совершенствование технологии ковшевой десульфурации чернового ферроникеля, Замковой О.В., Соколов К.Д.	6
Теория и практика поведения основных элементов при электроплавке чернового ферроникеля, Новиков Н.Н., Овчарук Д.С., Решетников Н.В.	7
Теоретическое обоснование и промышленные исследования влияния железосодержащих добавок на процесс выплавки и разливки ферросиликомарганца, Кучер Д.И., Ткаченко Е.В., Ефремов А.О., Кучер И.И.	10
Физико-химические особенности процессов получения чернового ферроникеля, Новиков Н.Н., Мельник С.А.	14
Современная технология получения ферромолибдена силикоалюминиевым процессом, Котузьяк Р.Я.	16
Влияние структурных факторов на вязкость шлаков ферросплавного производства, Ярошенко Д.И.	17
Способи електропiчної виплавки феронiюбiю, Васьковець О.А., Пiскун О.А., Стецик А.І., Грабiвський К.П.	18
Технологія виплавки доменного феромарганцю, Гришко С.В., Бондар Д.Д., Боровик В.В.	19
Вплив кількості та дисперсності алюмінію на вміст газів в алюмінотермічному феротитані, Казарин Д.А., Кичай Л.В.	20
Плазмові технології у феросплавному виробництві, Новак О.В., Зіненко Є.Л., Колесников А.В.	22
Технології виробництва сплавів мангану, Сулева В.М., Бондаренко О.О., Ліхацький Р.Ф.	24
Технология выплавки ферросиликоалюминия из ставролитовых концентратов углеродовосстановительным способом и преимущества его применения как комплексного ферросплава при выплавке стали, Буркацкий В.А.	26
Технологія виробництва кременистих феросплавів, Ляшенко І.К., Козуб Н.В.	27
Теоретические основы процесса и технологии производства ферросиликомарганца; пути повышения извлечения марганца и кремния в товарные сплавы, Васюк Д.О.	28
Термодинамический анализ и экспериментальная оценка возможности производства высокопроцентного ферротитана из ильменитовых концентратов и вторичного сырья, Дидович Е.И.	30
Раздел 2. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОСПЛАВОВ	
Визначення параметрів печей для виплавки феросиліцію вуглецевотермічним способом, Петренко Я.Г., Пироженко Б.С., Роздобудько І.В.	33
Применение печей ультранизкой частоты для выплавки ферросплавов, Близнюк Д.	34

Исследование температурно-временных режимов формирования непрерывных самообжигающих электродов электропечей выплавляющих марганцевые ферросплавы, Дзвеняк В.И.	39
Раздел 3. ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ, ПЕРЕРАБОТКА И УТИЛИЗАЦИЯ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА	
Основные вторичные материалы Побужского ферроникелевого комбината, Сторожук А.В., Погорелюк А.С., Новиков Н.Н.	41
Использование и переработка пыли сухих газоочисток печей ферросилиция, Шишкина Е.	42
Исследование эффективности использования вторичного марганцевого сырья при выплавке ферросиликомарганца, Кучер Д.И., Роженьков Е.Н.	46
Альтернативне використання відходів феросплавного виробництва, Косяк В.С.	48
Использование промышленных отходов ферросплавного производства, Новичков М.О.	49
Технологія виплавки шихтової заготовки з відпрацьованих нікельвмістких каталізаторів, Мамчик Д.В., Кадигроб К.В.	50
Разработка математической модели распространения аспирационных пылегазовых выбросов при производстве марганцевых ферросплавов для оценки эффективности работы систем газоочисток ПАО «НЗФ», Власенко Н.Ю.	52
Анализ структуры техногенных отходов марганцевых ферросплавов с целью их вовлечения в технологическую схему выплавки ферросиликомарганца, Герман А.С.	54
Раздел 4. ОСНОВНЫЕ ПУТИ ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЯ И ПОВЫШЕНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА	
Перспективы пылеугольного топлива в ферросплавной отрасли металлургии, Гоц К.Л.	57
Анализ энергетических характеристик технологии ферроникеля, Овчарук Д.С., Решетников Н.В., Данилюк В.В.	58
Бесконтактный контроль уровня металла в ферроникелевой печи, Овчарук Д.С.	60
Раздел 5. СЫРЬЕВЫЕ МАТЕРИАЛЫ ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА И ИХ ПОДГОТОВКА	
Шихтові матеріали для виробництва феросилікомарганцю та вимоги до них, Ляшенко І.К., Сумнівч О.С.	63
Применение углеродкарбидокремниевых материалов в составе шихты при выплавке ферросиликомарганца, Заика Е.Л.	64
Исследование влияния марганцевого магнезиального агломерата на выплавку ферросиликомарганца в мощных рудовосстановительных электропечах РПЗ-63, Дымарчук Е. Н.	65
Внедрение в процесс конвертирования черного ферроникеля доломитизированного известняка, Солоха Д.В.	66
Исследование минералогического состава и металлургических свойств хромитовых руд побужского месторождения, Тарвердиев В.А., Вдовенко В.В.	68

Научно-технологические исследования влияния MgO-содержащих техногенных материалов на температуру плавления марганцевого магнезиального агломерата, Рассоха С.А.	69
Подготовка и использование концентрата 2 сорта фракции 0–1 мм при получении марганцевого агломерата, Камкин В.Ю., Сеницын Я.С.	71
Раздел 6. КАЧЕСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ, ПЕРСПЕКТИВЫ ПРОИЗВОДСТВА НОВЫХ ВИДОВ ФЕРРОСПЛАВОВ	
Исследование баланса перераспределения примесей цветных металлов при производстве ферросиликомарганца, Кучер Д.И., Федоров Д.О.	75
Теоретические и экспериментальные исследования рафинирования электропечного ферроникеля в агрегатах с донным подводом дутья с целью повышения качества товарного продукта, Романцов С.А.	76
Раздел 7. ПРИМЕНЕНИЕ ФЕРРОСПЛАВОВ В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ПРОИЗВОДСТВЕ	
Особливості дозування феросплавів в умовах киснево-конвертерної плавки, Антоненко А.І., Пономаренко В.В., Бондаренко Є.К., Капусняк О.О.	79
Расширение сортамента бесшовных труб из непрерывнолитых заготовок МЗ «Днепросталь» актуализирует решение задачи выплавки электростали чистой по неметаллическим включениям при использовании ферросплавов стабильного химического и гранулометрического составов, Климчик Ю. В.	80
Гидродинамика стального расплава при ковшевой обработке, Вовк В.В., Порхун В.С....	82
Особливості розкислення сталі феросплавами, Дрей Є.О, Чернозубов О.С., Закусило С.С., Злигорев К.В.	84
Металлургические технологии и оборудование для подготовки металлодобавок к контакту со сталью, Забайрацкий М.И., Тарнопольский А.Ю.	85
Производство электростали с применением отечественных ферросплавов для непрерывнолитых заготовок, получение цельнокатаных железнодорожных колес с контролем качества металла по неметаллическим включениям, Климчик Ю.В.	87
Технологія одержання легованої ванадієм сталі прямим легування розплаву оксидними матеріалами, Орлова Ю.А., Куцик І.Г.	88
Повышение прочностных свойств конструкционных сталей за счет применения азотированных ферросплавов, Козлов Я.Р.	90

Раздел 1. ТЕОРИЯ И ПРАКТИКА ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА

АНАЛИЗ УСЛОВИЙ ФОРМИРОВАНИЯ ПЕРВИЧНЫХ ШЛАКОВ ПРИ ВЫПЛАВКЕ СРЕДНЕУГЛЕРОДИСТОГО ФЕРРОМАРГАНЦА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВЫСОКООСНОВНЫХ МАРГАНЦЕВЫХ РУД

*Чечель А.Ю., научный руководитель проф. Гладких В.А.
Национальная металлургическая академия Украины*

Выплавка среднеуглеродистого ферромарганца на Никопольском и Запорожском ферросплавных заводах ведется с использованием обесфосфоренного марганцевого сырья – передельного шлака производства высокоуглеродистого ферромарганца, отсеков фракционирования ферросиликомарганца марки МнС17 и в качестве флюса используется известь.

Актуальной проблемой, решение которой позволяет в значительной степени повысить эффективность производства сплава, является повышение извлечения марганца и снижение расхода электроэнергии. Одной из особенностей силикотермического процесса является повышенное содержание кремния в металле по ходу процесса на уровне 5 – 7 %, что выше на 2 – 4 % требований ДСТУ 3547-97. Рафинирование сплава путем продувки его воздухом приводит к дополнительному окислению ранее восстановленного путем присадки на конечной стадии высокоокисленных марганцевых руд позволила повысить извлечение марганца и полезное использование кремния и сократить расход электроэнергии. Однако использование высококремнеземистого марганцевого сырья в виде передельного марганцевого шлака выплавки высокоуглеродистого ферромарганца в значительной степени влияет на эффективность процесса.

Соотношение основных и кислых оксидов в исходном марганецсодержащем сырье определяет шлаковый режим процесса и в значительной степени физико-химические условия получения среднеуглеродистого ферромарганца. Первичные шлаки среднеуглеродистого ферромарганца, формирующиеся на базе передельного марганцевого шлака от выплавки высокоуглеродистого ферромарганца в пересчете на тройную систему CaO-MnO-SiO₂ содержат 45 – 55 % MnO; 30 – 40 % SiO₂ и 5 – 15 % CaO. Их плавление происходит в интервале температур 1230 – 1300 °С. В то же время при использовании высокоосновных высококачественных марганцевых руд первичные шлаки в пересчете на тройную систему содержат 50 – 65 % MnO; 10 – 20 % SiO₂ и 20 – 25 % CaO и отличаются более высокой температурой плавления, составляющей 1350 – 1500 °С. Независимо от качества исходного марганцевого сырья состав конечного шлака выплавки среднеуглеродистого ферромарганца является практически одинаковым при его основности (CaO + MgO)/SiO₂ в пределах 1,4–1,65. Формирование конечного шлака заданной основности обеспечивается присадкой извести, количество которой определяется также содержанием кремнезема в марганецсодержащем сырье. Присадка большого количества извести вызывает дополнительные затраты электроэнергии и влияет на длительность процесса в целом из-за низкой скорости ее ассимиляции.

Применение высококачественных высокоосновных высокоокисленных марганцевых руд содержащих 45 – 50 % Mn, до 10 % SiO₂ и 15 – 20 % суммы CaO и MgO позволит сократить время или полностью исключить продувку металлической ванны воздухом, сократить количество присаживаемой в печь извести на 20 – 30 % и, как следствие, снизить расход электроэнергии на 10 – 15 %.

АНАЛИЗ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ КОВШЕВОЙ ДЕСУЛЬФУРАЦИИ ЧЕРНОВОГО ФЕРРОНИКЕЛЯ

*Замковой О.В., Соколов К.Д. научный руководитель проф. Овчарук А.Н.
Национальная металлургическая академия Украины,
ООО «Побужский ферроникелевый комбинат»*

В процессе работы проанализированы известные способы рафинирования ферроникеля, для того чтобы кратко представить преимущества и недостатки существующих схем рафинирования ферроникеля, а также определить менее затратные способы для производства.

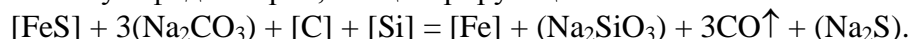
В рамках исследования было проведен анализ известных способов, таких как рафинирование ферроникеля от серы путем обработки расплава в ковшах различными реагентами, например, карбидом кальция, твердой или расплавленной кальцинированной содой, обожженной известью или их смесями, в различных соотношениях с последующим ведением окислительной продувки в конвертере. Их недостатком является значительный расход десульфуряющих реагентов, низкая степень их использования (до 30 %) и невозможность получения концентрации серы в рафинированном продукте ниже 0,03 %.

Предлагается заменить кальцинированную соду плавом соды, который является вторичным материалом при производстве химической продукции – карбомида и находится в кусковом виде. Что в 2 – 3 раза снижает его потери при десульфурации (10 – 20 %). К тому же, плав соды является более дешевым, по сравнению с кальцинированной содой, что также положительно сказывается на технико-экономических показателях производства черного и товарного ферроникеля.

В процессе выпуска ферроникеля происходит перемешивания его с содой, которая при 850 °С переходит в жидкое состояние. Для достижения эффективности перемешивания необходимо определять критическую высоту падения жидкости ферроникеля.

Продуктами десульфурации является термодинамически прочный сульфид Na_2S и силикат натрия, которые растворяются в жидком карбонате натрия, образуя «содовый» шлак. С целью повышения степени десульфурации применяют двойной перелив ферроникеля из ковша в ковш. При этом в ковш для приема ферроникеля из летки печи задается около 70 % требуемого количества соды (плава). Затем ферроникель с содовым шлаком переливается в другой ковш, в который задается остальное количество (30 %) соды.

Процесс десульфурации кальцинированной содой основан на образовании устойчивого сульфида натрия, концентрирующегося в шлаке:



Для удаления 1 кг серы по этой реакции необходимо затратить 6,625 кг соды. В реальных условиях расход соды составляет от 8 до 12 кг.

Минимальное содержание кремния в черновом сплаве должно быть не менее 3 – 4%. Это условия может быть обеспечено только при строгом соблюдении соотношения компонентов шихты и, в первую очередь, восстановителя. Попадании в ковш с десульфуратором электропечного шлака приводит к снижению эффективности десульфурации т.к., в системе $\text{Na}_2\text{O}\cdot\text{SiO}_2$ образуется ряд достаточно прочных силикатов, наиболее легкоплавким из которых является $2\text{NaO}\cdot\text{SiO}_2$ ($t = 874^\circ\text{C}$). Очевидно, что в этом случае требуется повторная обработка металла, дополнительные материалы и трудовые затраты.

Также предложен способ интенсификации процесса обработки ферроникеля магнием. Это достигается тем, что в расплавленный ферроникель вводят магний в два приема, причем 65 – 90 % магния вводят перед продувкой кислородом и остальные 35 – 10 % – после продувки. При этом интенсивность подачи магния составляет 15 – 25 г/т·сек., что возможно лишь при ведении процесса в конвертере, степень заполнения которого металлом находится на уровне 11 – 15 %, в то время как степень заполнения ковшей обычно не ниже 75 %.

В зависимости от температуры чернового ферроникеля и количества серы в нем, указанным путем до начала продувки вводят 65 – 90 % магнезия от общего его количества, предусмотренного для рафинирования. Это необходимо для того, чтобы черновой ферроникель не охладился до температуры, при которой последующие зажигание плавки затруднительно, а также, чтобы в конце процесса рафинирования удалить серу, которая перешла в металл из флюсов и охладителей в процессе кислородной продувки.

Магнийсодержащий шлак удаляют из поверхности ферроникеля, после чего начинают вести процесс рафинирования путем кислородной продувки по общеизвестной технологии. После продувки вводят остальные 35 – 10 % магнезия, а шлак вновь удаляют.

Благодаря двухстадийному методу обработки жидкого ферроникеля, концентрация серы в нем может быть понижена до 0,01 % и ниже.

Более высокая интенсивность подачи магнезия, по сравнению с существующими способами, позволяет резко повысить производительность процесса рафинирования.

По результатам проведенной работы можно сделать вывод, что двухстадийный метод рафинирования ферроникеля магнезией, по сравнению с применяемым в настоящее время десульфуратором – содой – существенно улучшает санитарные условия в цехе из-за отсутствия возгонов. Не требует больших задолженностей кранового хозяйства на операции переливов, так как весь процесс ведется в одном агрегате, скорость операции возрастает приблизительно в 1,5 – 2 раза. Повышается стойкость футеровки ковшей, обычно интенсивно разрушаемых содовыми шлаками.

Библиографический список:

1. Технологическая инструкция (ТИ 77120-31076956-01-03-2010) по рафинированию чернового ферроникеля с получением товарной продукции. Пгт Побугское, 2010 г.
2. Кубашевский О. и Олкокк С.Б. *Металлургическая термодинамика*. Перев. с англ. – М.: Металлургия, 1982. – 392 с.
3. Сборник. Интенсификация металлургических процессов вдувания порошкообразных материалов. – М.: Металлургия, 1972. – с. 258 – 264.
4. Рафинирование и обогащения ферроникеля. – М.: Металлургия, 1976. – с 175 – 199, 226 – 229.

ТЕОРИЯ И ПРАКТИКА ПОВЕДЕНИЯ ОСНОВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ПРИ ЭЛЕКТРОПЛАВКЕ ЧЕРНОВОГО ФЕРРОНИКЕЛЯ

*Новиков Н.Н., Овчарук Д.С., Решетников Н.В.,
научный руководитель доц. Ганцеровский О.Г.
Национальная металлургическая академия Украины,
ООО «Побужский ферроникелевый комбинат»*

Большой практический интерес при выплавке ферроникеля различного состава представляет характер распределения основных элементов между продуктами плавки.

Общепринятая обменная реакция $(\text{NiO}) + [\text{Fe}] \leftrightarrow [\text{Ni}] + (\text{FeO})$ носит общий характер и не отражает роль других элементов (углерод, кремний) на процессы формирования сплава и технологические особенности его производства.

В работе [1], например, при обсуждении вопроса выбора оптимального состава ферроникеля, предложено рассчитывать коэффициент распределения никеля

$$\eta_{\text{Ni}} = \frac{[\% \text{Ni}]}{(\% \text{Ni})}$$

как обратную функцию к содержанию FeO в шлаке (вес. %) по формуле

$$\eta_{\text{Ni}} = -1,75(\text{FeO}) + 235.$$

При этом авторы отмечают, что приведенная зависимость справедлива для условий, при которых отношение Fe/Ni в руде изменяется в пределах 4,8 – 11,7.

В работе Грань Н.И., Онищина Б.П. и Майзеля Е.И. [2] установлена зависимость коэффициентов распределения никеля между металлом и шлаком от концентрации последнего при переработке руд ряда месторождений.

Полученные ими данные свидетельствуют о значительном отличии коэффициентов распределения никеля для различного вида руд. Характер полученных закономерностей обусловлен, по-видимому, тем, что в условиях электроплавки процессы прямого восстановления никеля углеродом протекают практически необратимо. Однако ввиду ограниченного контакта окисленного никеля с твердым углеродом, прямое его восстановление имеет, вероятно, подчиненное значение.

Следует также учитывать, что в данном случае речь идет о конкретных рудах и не отражает характер зависимости в случае использования смеси руд (как это имеет место на ООО «ПФК»).

Установлено, что никель переходит в металлический сплав не полностью. Часть его переходит в шлак. Процесс перехода элементов из металла в шлак носит обратимый характер и подчиняется закону действующих масс. Равновесие процесса может быть достигнуто при значительном перегреве расплава, сниженной вязкости, достаточной жидкотекучести и длительной выдержке металла под слоем шлака.

Учитывая, что обменная реакция между шлаковой и металлической фазой выражается реакцией $(NiO) + [Fe] \leftrightarrow [Ni] + (FeO)$, константа равновесия последней будет иметь вид

$$Kp = \frac{a[Ni] \cdot a(Fe)}{a(Ni) \cdot a[Fe]} = \frac{[\%Ni]\gamma_{[Ni]} \cdot (\%Fe)\gamma_{(Fe)}}{(\%Ni)\gamma_{(Ni)} \cdot [\%Fe]\gamma_{[Fe]}}$$

или через условную константу

$$Kp' = Kp \frac{\gamma_{(Ni)} \cdot \gamma_{[Fe]}}{\gamma_{[Ni]} \cdot \gamma_{(Fe)}}$$

Для условий, когда коэффициенты активности близки к единице значения условной и термодинамической константы совпадают, во всех остальных случаях имеют место значительные расхождения, а при разных концентрациях металлов условные константы равновесия не сохраняют своих значений.

Для практических расчетов используют условную константу, приведенную в виде выражения, откуда может быть получена зависимость:

$$(\%Ni) = \frac{[\%Ni](\%Fe)}{Kp'[\%Fe]}$$

Указанное выражение показывает, что содержание никеля в шлаке прямо пропорционально содержанию этого же металла в металлическом расплаве и содержанию железа в шлаке.

Как отмечено в работе [3] условная никелевая константа равновесия в системе металл – силикатный или ферритный шлак при 1400 °С равна $Kp' = 0,005 - 0,008$. Для реальных условий ООО «ПФК» это значение ближе к максимальному и достигает 0,009 – 0,01.

Приведенный выше краткий анализ существующих теоретических предположений о распределении основных элементов при выплавке ферроникеля показывает, что ясность в этом вопросе могут внести только результаты практических исследований, а именно проведение материальный баланс по обжиговому и электропечному переделу на стадии освоения технологии с новой никелевой рудой.

Материальный баланс электроплавки чернового ферроникеля с целью определения извлечения Ni, Co, Si, Cr и Fe в сплав проводили на печах РТП - 1 и РТП - 2 с использованием фактических данных, регистрируемых согласно технологической инструкции выплавки сплава [4].

Из массива данных выбирались посуточные периоды работы, которые характеризовались стабильной работой (мощность печи, состав огарка и его расход, отсутствие простоев) и соответствующими стабильными результатами (состав продуктов плавки, суточный расход электроэнергии и т.д.).

Результаты расчетов полного материального баланса за исследуемые периоды работы печи приведены в табл.

Таблица – Результаты материального баланса на печах ООО «ПФК»

Показатели	РТП-1	РТП-2
Фактическая мощность, МВт	26-26,5	31–32
Производительность, т/сут	106	129
Расход электроэнергии на тонну огарка, кВт·ч	690	680
Расход огарка на тонну черного сплава, т	8,6	7,9
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/ т черного сплава	5934	5372
Кратность шлака	7,6	6,8
Расход электроэнергии, тыс. кВт·ч/т Ni в сплаве	31,5	33,2
Выход продуктов плавки от загр. огарка, %:		
- шлак	85	83,5
- металл	11,6	11,9
- газообразные продукты, пыль	ост.	ост.
Извлечение в сплав, :%		
- никель	92,5	94,8
- кобальт	81,5	66,6
- кремний	1,8	2,2
- хром	18,1	20,5
- железо	64,3	55,3

Полученные результаты достаточно хорошо согласуются с аналогичными характеристиками ведущих производителей ферроникеля (Хьюга, SLM, ПТ Антам, Панко), технология которых предусматривает высокий уровень извлечения железа. Так, по источнику [5] извлечение никеля в металл на указанных предприятиях колеблется от 94,9 % (SLM) до 75,4 % (Памко); извлечение кобальта от 68,8 % (Хьюга) до 75,4 % (Памко); извлечение железа от 44,5 % (Хьюга) до 65 % (Панко).

Общее извлечение никеля составляет 96,0 (ПТ Антам) – 97,5 % (Хьюга).

Таким образом, проведенные комплексные исследования позволили получить достаточно надежные данные по распределению основных элементов на стадии электроплавки черного ферроникеля.

Из всех технологических переменных наиболее надежными (достоверными) являются те, которые определяются, например, химическим анализом или фиксируются при помощи приборов (мощность печи, общий съем электроэнергии за единицу времени).

С учетом этого предложен следующий алгоритм корректирующих расчетов с целью учета текущего производства (например, суточные результаты работы):

1. Исходя из условия, что удельный расход электроэнергии на 1 т никеля в сплаве величина практически постоянная, а суточный расход электроэнергии – фиксированная приборами величина, определяем вес никеля в сплаве: $P_{[Ni]c} = Q_{сут}/Q_{уд}$, где: $P_{[Ni]c}$ – вес никеля в сплаве, полученном в течении суток, т; $Q_{сут}$ – суточный съем электроэнергии на печи, кВт·ч; $Q_{уд}$ – балансовое значение расхода электроэнергии на 1 т никеля, кВт·ч/т.

2. Уточняем суточную производительность печи: $P_{сут} = \frac{P_{[Ni]c}}{[%Ni]}$, т ферроникеля, где $[%Ni]$ – среднесуточное содержание никеля в сплаве, $\% \cdot 10^{-2}$.

3. Определение веса шлака может быть проведено на основании химического анализа огарка и шлака. Принимаем, что окислы CaO, MgO и Al₂O₃ практически полностью переходят из огарка в шлак. В этом случае расчетный вес шлака за сутки (P_{шл.с}) составит, т:

$$P_{\text{шл.с}} = \frac{OK_{\text{ог}}}{OK_{\text{шл}}} \cdot P_{\text{ог}}, \text{ где } OK_{\text{ог}} - \text{сумма окислов CaO, MgO и Al}_2\text{O}_3 \text{ в огарке, \%}; OK_{\text{шл}} - \text{сумма}$$

окислов CaO, MgO и Al₂O₃ в шлаке, %; P_{ог} – вес огарка, т.

4. Расход огарка в единицу времени (P_{ог}) может быть определен с учетом среднего значения извлечения никеля в сплав по результатам баланса: P_{ог} = P_{[Ni]с} : η_{Ni} : {Ni}_{ог}, где η_{Ni} – принятое извлечение Ni в сплав, %·10⁻²; {Ni}_{ог} – содержание Ni в огарке, %·10⁻².

5. Уточняем суточный расход сухой руды (P_{сух.р}), принимая по балансу обжига руды (см. выше стр.83) выход огарка 0,84: P_{сух.р} = P_{ог} : 0,84, т

6. Определяем удельный расход электроэнергии на 1 т огарка (Q_{уд.ог}) и 1 т сухой руды (Q_{уд.сух.р}):

$$Q_{\text{уд.ог}} = Q_{\text{сут}} : P_{\text{ог}}, \text{ кВт}\cdot\text{ч/т}$$
$$Q_{\text{уд.сух.р}} = Q_{\text{сут}} : P_{\text{сух.р}}, \text{ кВт}\cdot\text{ч/т}.$$

Приведенный алгоритм расхода включен в базу исходных данных для АСУ ТП выплавки чернового ферроникеля.

Список использованной литературы:

1. Selection of Optimum Ferronickel Grade for Smelting Nickel Laterites: M.Y. Solar, I. Candy and B. Wasmund / CIM Magazine, vol. 3, no. 2, 2008.

2. Грань Н.И., Онищин Б.Л., Майзель Е.И. Электроплавка окисленных никелевых руд. – М.: Металлургия. – 1971. – 248 с.

3. Резник И.Д., Ермаков Г.П., Шнеерсон Я.М. Никель, т.2. Окисленные никелевые руды. Характеристика руд. Пирометаллургия и гидрометаллургия окисленных никелевых руд. //М.: ООО «Наука и технология», 2001. – 468 с.

4. Технологическая инструкция по ведению процесса электроплавки огарка на ферроникель и обслуживанию рудотермических электропечей. ТИ 77.120-31076956-01-01-2010 пп. Побугское – 2010 г.

5. World Nonferrous Smelter Survey, Part III: Nickel: Laterite, A.E.M. Warner, C.M. Diaz, A.D. Dalvi, P.J. Mackey and A.V. Tarasov, JOM, April 2006, pp. 11–20.

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ И ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ДОБАВОК НА ПРОЦЕСС ВЫПЛАВКИ И РАЗЛИВКИ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА.

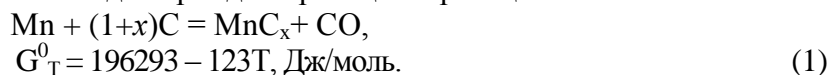
*Кучер Д.И., Ткаченко Е.В., Ефремов А.О., Кучер И.И.
научный руководитель к.т.н. Филиппов И.Ю.
ПАО «Никопольский завод ферросплавов»*

Действующим стандартом на ферросиликомарганец (ДСТУ 3548-97) предусмотрено содержание в сплаве кремния 10 – 25 %, фосфора 0,05 – 0,6 %, а марганца для всех сплавов, кроме MnC25, не менее 65 %.

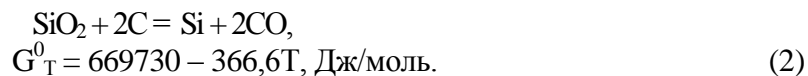
В настоящее время основное количество ферросиликомарганца, выплавляемого на ферросплавных заводах Украины, предоставлено сплавом марки MnC17 с 70 – 74 % Mn и 17 – 20 % Si. Высокое содержание марганца в ферросиликомарганце даже с учетом в нем повышенной концентрации фосфора положительно влияет на конкурентоспособность сплава на мировом рынке.

Физико-химическая сторона процесса получения силикомарганца основана на совместном восстановлении марганца и кремния из жидких оксидных расплавов углеродом

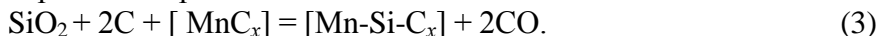
кокса. При этом соблюдается последовательность восстановления элементов. Монооксид марганца восстанавливается при 1579 К до карбида марганца по реакции



При более высоких температурах (1800 К) восстанавливается кремний, чему способствует образовавшийся ранее металлический сплав.



с образованием ферросиликомарганца по реакции:



Температура начала восстановления монооксида марганца углеродом составляет 1310°C. В промышленных условиях восстановление MnO углеродом идет обычно в присутствии металлического железа с образованием растворов, что существенно влияет на термодинамику и кинетику процесса, поскольку снижает температуру начала восстановления. Образование растворов марганца с железом приводит к увеличению равновесного парциального давления газов $p_{\text{CO}} \sim p_{\text{CO}}^0/a[\text{Mn}]$ и что в итоге снижает температуру начала восстановления марганца.

Введение в систему железосодержащих добавок, как показали результаты наших исследований, а так же других авторов [1 – 4], значительно улучшает кинетические и термодинамические условия восстановления марганца и кремния.

В работах [1 – 3] экспериментально исследована кинетика совместного восстановления FeO и MnO углеродом, а так же влияние присадок металлического железа на углеродотермическое восстановление MnO. Установлено, что присадка как оксидного, так и чистого железа увеличивает скорость восстановления MnO, что объясняется селективным (в начале процесса) восстановлением железа из FeO, которое облегчает последующее восстановление марганца из MnO. Присадка металлического железа к смеси MnO с углеродом резко интенсифицирует процесс восстановления марганца. При $p_{\text{CO}} = 1\text{МПа}$ восстановление MnO углеродом в этих условиях приобретает заметную скорость уже при 1000°C, в то время как при отсутствии железа экспериментально установленная температура начала восстановления MnO составляет 1325 °C [3].

Известно, что максимальные потери марганца (>15%) при выплавке ферросиликомарганца приходится на долю отвального шлака. Марганец в шлаках находится как в оксидной форме, так и в виде корольков металла, потери марганца с которыми составляют 6 – 8 % [5].

Введение в шлаковый расплав металлических осадителей способствует седиментации части корольков, имеющих размер меньше критического, за счет их укрупнения и увеличения скорости осаждения, т.е. происходит процесс рафинирования шлака от мелкодисперсных корольков металла. Железо, находящееся в оксидной форме, в условиях восстановительной печной атмосферы и наличия углерода восстанавливается до карбида железа. Углерод карбида железа является активным восстановителем оксидов марганца и кремния и позволяет вести восстановительные процессы как в самом шлаковом слое, так и на границе металл-шлак. Выделяющийся в процессе взаимодействия углерода карбида железа с оксидным расплавом монооксид углерода, проходя через слой шлакового расплава, способствует его перемешиванию, увеличению вероятности столкновения мелкодисперсных частиц восстановленного ферросиликомарганца, их укрупнению и, как следствие, осаждению из шлакового слоя.

Изложенные выше, а так же результаты лабораторных исследований и расчетов показали, что для получения стандартного по марганцу и кремнию ферросиликомарганца расход железорудных материалов, в частности железорудных окатышей, должен находиться в пределах 70 – 100 кг/т базового сплава, что соответствует содержанию железа в сплаве 7 – 9% и 13 – 15%.

Для подтверждения приведенных данных и оценки влияния железосодержащих материалов на технико-экономические показатели процесса выплавки ферросиликомарганца были проведены промышленные исследования с добавкой в шихту железорудных окатышей и чугунной стружки в количестве 50 – 90 кг/т базового сплава. Исследования проводили по приведенным в таблице четырем вариантам: 1–базовый (по принятой технологии); 2–с подшихтовкой 60 кг/т железорудных окатышей; 3–с подшихтовкой 90 кг/т железорудных окатышей; 4–с подшихтовкой 50 кг/т чугунной стружки.

Анализ результатов промышленных исследований показал, что введение в шихту при выплавке ферросиликомарганца железосодержащих материалов позволяет улучшить технико-экономические показатели процесса. Так, при использовании в шихте железорудных окатышей в количестве 64 и 96 кг/т базового сплава увеличилось удельная производительность печи на 7 и 10,9 % и извлечение марганца на 2,2 и 3,5 %, снизился удельный расход марганцевого сырья на 30 и 50 кг/т, кварцита – на 18 и 25 кг/т базового сплава. Наилучшие показатели были достигнуты при использовании в шихте чугунной стружки (вариант 4), где так же уменьшился расход восстановителя на 6 кг/т базового сплава.

Таблица – Данные по вариантам исследований

Вариант	1	2	3	4
Мощность печи, МВт	35,1	36,9	40,5	40,5
Производительность печи, т/сут	208	324	263	266
Удельная производительность т/МВт	5,39	6,35	6,5	6,54
Удельный расход шихтовых, кг/т:				
марганцевое сырье	1647	1607	1592	1590
кварцит	295	277	270	269
кокс	430	431	440	424
железорудные окатыши	–	64	96	–
чугунная стружка	–	–	–	55
Расход электроэнергии, кВт·ч/баз.т.	3900	3850	3810	3790
Извлечение марганца, %	80,1	82,3	83,6	84,2
Массовая доля в металле, %				
Mn	73,6	70,4	68	70,9
Si	17,7	18,3	18,1	18,5

Расход восстановителя по опытным вариантам (2 и 3) повысился по сравнению с базовым на 1,0 и 10 кг/т базового сплава соответственно, что связано с дополнительным его расходом на восстановление и науглероживание железа. В то же время по опытным вариантам удельный расход электроэнергии снизился на 50, 90, 110 кВт·ч/т базового сплава соответственно.

Содержание марганца в сплаве уменьшилось от 73,6 до 70–68 % по опытным вариантам, но находилось значительно выше требований стандарта (65 %). Концентрация кремния по опытным вариантам не только не снизилась, но даже увеличилась на 0,5 %, что объясняется повышением извлечения кремния по опытным вариантам на 4–5 %. Аналогичные результаты получены М.И. Гасиком и др. в работе [4], где показано положительное влияние железосодержащих материалов на процесс получения высокомарганцевистых сплавов.

Результаты расчетов зависимости извлечения марганца, удельного расхода электроэнергии и удельной производительности печи от массовой доли железа в

ферросиликомарганце представлены на рисунке, которые удовлетворительно описываются уравнениями (при массовой доле железа 4–15 %):

$$Q = -0,5555[Fe]^2 - 1,6666[Fe] + 3922,22;$$

извлечение марганца

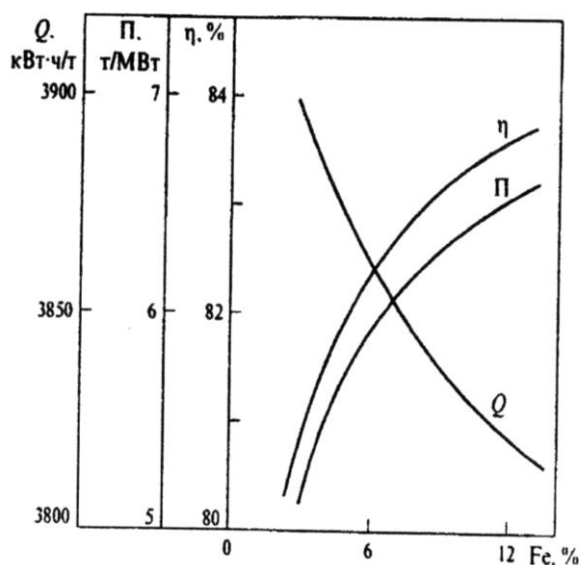
$$\eta = 3,8798 \cdot 10^{-3}[Fe]^2 + 0,3818[Fe] + 79,091;$$

удельная производительность печи

$$П = -4,0556 \cdot 10^{-3}[Fe]^2 + 0,1448[Fe] + 5,307.$$

В процессе промышленных исследований исследовали так же влияние железа и температуры разлива на прочность слитков ферросиликомарганца. Прочность слитков определяли путем рассева годного металла на грохоте с ячейками 5×5 мм.

Установлено, что с повышением содержания железа до 7–13 % против 4–6 % в промышленном ферросиликомарганце слитки имели более плотную структуру, и в их центре практически отсутствовала усадочная раковина.



Зависимость удельного расхода электроэнергии Q , извлечения марганца η , удельной производительности $П$ от массовой доли железа в силикомарганце

Механическую прочность слитков оценивали путем трехкратного пересыпания металла из короба в короб с высоты 2 метра. При этом количество мелочи (фракция 0 – 5мм) увеличилась 0,8 – 1,5 % для сплава с повышенным (до 13 %) содержания железа и до 3 – 5 % для промышленного ферросиликомарганца. Наиболее стабильные результаты получены при расसेве металла с концентрацией железа 11 – 13 % и кремния 16 – 18 %, разлитого при 1550–1610 К. Выход некондиционной мелочи при этом составил 2,5 – 3,5 % против 5 – 6 % в промышленном сплаве.

Следовательно, внедрение результатов исследований целесообразно при выполнении контрактов на поставку ферросиликомарганца с базовым (не менее 65 %) содержанием марганца, а так же при использовании в плавку марганцевых руд с повышенным содержанием железа.

Библиографический список:

1. Кучер А.Г., Мироненко П.Ф., // Восстановительные процессы в производстве ферросплавов: Сб.научных трудов: Наука, 1977. с 97–100.

2. Куцин В.С. Разработка сквозно технологическо схемы и процессов получения магнезиального агломерата и выплавки ферро силикомарганца./ В.С. Куцин М.И. Гасик // *Металлургическая и горнорудная промышленность* – 2011. –№6.–С.12–16
3. Ашин А.К., Камкина Л.В., Ростовцев С.Т.// *Восстановительные процессы в производстве ферросплавов: Сб.научных трудов: Наука, 1977. с 100–103.*
4. Гасик М.И., Иштуин В.И., Бубликов А.В. и др. // *Сталь 1986 №7.с.40–44.*
5. *Ферросплавы Украины–2000/ М.И. Гасик, О.Г. Ганцеровский, А.Н. Овчарук и др.– Днепропетровск: ГНПП "Системные технологии".*

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССОВ ПОЛУЧЕНИЯ ЧЕРНОВОГО ФЕРРОНИКЕЛЯ

*Новиков Н.Н., Мельник С.А., научный руководитель проф. Овчарук А.Н.
Национальная металлургическая академия Украины*

Процесс получения чернового ферроникеля из исходных шихтовых материалов (руда, восстановитель, оборотные продукты) следует рассматривать как двухстадийный: на первом этапе протекают реакции твердофазного восстановления (трубчатые печи), а на втором этапе протекают основные физико-химические процессы, в результате которых формируется собственно черновой ферроникель, шлак и пылегазовые образования.

Результаты исследований возможности осуществления восстановления окисленных соединений никеля и кобальта, в т.ч. из мономинеральных фракций в твердой фазе [1, 2] послужили основанием для изучения кинетики восстановления различных типов окисленных никелевых руд. Показано, что при восстановлении магнезиальных руд коксиком при 1000 и 1100 °С в течение 60 – 240 мин, было установлено, что увеличение отношения CO_2/CO свыше 1,5 приводит к резкому снижению восстановимости никеля.

Полупромышленные и промышленные исследования восстановления окисленных никелевых руд показали [1], что наиболее эффективным средством повышения восстановимости руд является ведение обжига при максимальных температурах, исключаящих, однако, размягчение руды и настыеобразования в трубчатой печи.

Эти и другие [3] исследования показали, что восстановление окисленных никелевых руд и мономинеральных фракций твердым углеродом происходит с заметной скоростью при температурах, превышающих 1000 °С. Высокая температура ускоряет реакции прямого восстановления окисленных соединений металлов и газификацию углерода с выделением внутри слоя огарка CO .

Железисто-магнезиальные и магнезиальные руды могут успешно перерабатываться с использованием твердых восстановителей. Температура размягчения этих руд лежит в пределах 1050–1100 °С, что обеспечивает возможность эффективного восстановления никеля, кобальта и части железа углеродом.

Технология выплавки на ферроникель лишь в единичных случаях предусматривает предварительную подготовку руды с глубоким восстановлением никеля и железа в твердой фазе. Большинство действующих промышленных предприятий, применяющих для подготовки руды трубчатые вращающиеся печи, используют их только для прокалики руды и получения огарка. Подобная схема существует и на ПФК.

В условиях восстановительной плавки происходит переход железа, никеля, кобальта и хрома из оксидного расплава (огарка) в металлическую фазу. Часть оксидов никеля ошлаковывается кремнеземом пустой породы с образованием сложных железоникелевых силикатов типа $2(\text{Fe}, \text{Ni})\text{O}\cdot\text{SiO}_2$. В системе Ni-O-Si кристаллизуется одно соединение – ортосиликат никеля, который уже при 750 °С может заметно восстанавливаться углеродом по реакции: $(2\text{NiO}\cdot\text{SiO}_2) + 2\text{C} = 2[\text{Ni}] + (\text{SiO}_2) + 2\text{CO}$. При 900 – 1100 °С содержание CO в

газовой фазе достигает 60 – 75 %. Растворение никеля в железе по реакции $(2\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2) + \text{C} = 2[\text{Fe}] + (\text{SiO}_2) + 2\text{CO}$; $[\text{Ni}] + [\text{Fe}] = [\text{Ni}]_{\text{Fe}}$ облегчает протекание процесса восстановления.

Продуктами плавки окисленных никелевых руд в электропечах являются черновой ферроникель, шлак, газы и пыль.

Шлаки текущего производства ООО «ПФК» представляют собой сложный многокомпонентный оксидный продукт, основу которого составляют FeO, MgO и SiO₂.

По существу, эти шлаки могут быть представлены тройной диаграммой FeO-MgO-SiO₂, поэтому свойства шлака ($t_{\text{пл}}$, вязкость, электропроводность) зависит от соотношения этих составляющих, которые, в основном, определяются качеством используемого никелевого сырья (табл.). В работе [4], например, показано влияние отношения SiO₂/MgO в шлаке на температурные условия плавки и стойкость огнеупорной кладки (основа MgO).

Таблица – Качество никельсодержащего сырья различных месторождений, используемого для производства ферроникеля в условиях ООО «ПФК»

№ п/п	Месторождение	Химический состав никелевой руды, %мас.						
		Ni	Fe	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Влага
1	Побужье, Украина	0,9	22,36	36,62	1,95	4,5	1,44	28,6
2	Новая Каледония	2,22	14,89	38,77	1,11	20,6	1,74	30,3
3	Индонезия	2,31	15,9	38,5	0,8	21,2	1,4	33,5
4	Гватемала	1,85	15,35	33,01	0,72	23,6	2,9	32,5

Основной отличительной особенностью импортных никельсодержащих руд является более высокое (в 2 – 2,6 раза) содержание никеля, а также повышенное содержание MgO (4,6 – 5,5 раза) в пустой породе в сравнении с рудами Побужского месторождения. Это в значительной степени влияет на протекание физико-химических процессов плавки ферроникеля в РТП и шлаковый режим ведения процесса, температура которого повышается на 250 – 350 °С.

При отношении SiO₂/MgO < 1,8 образуется оливин, представленный соединением типа 2(Fe, Mg)O·SiO₂, которое находится в равновесии со шлаком. Это соединение способствует образованию защитного гарнисажа на стенках печи и снижению потерь тепла через кладку боковых стен.

В дальнейшем предусматривается провести исследования по установлению количественного влияния содержания никеля в сырье на основные технико-экономические показатели выплавки ферроникеля в рудовосстановительных печах.

Библиографический список:

1. Диомидовский Д.А., Онишин Б.П., Линев В.Д. Металлургия ферроникеля. //М.: Metallurgy, 1983. – 184 с.
2. Пименов Л.И., Михайлов В.И. Переработка окисленных никелевых руд. М.: Metallurgy, 1972. – 335с.
3. Онишин Б.П., Вернер Б.Ф., Вычеров В.Г. Электроплавка окисленных никелевых руд на ферроникель. М.: Цветметинформация, 1966. – 119с.
4. A. Daenuwy, P.T. INCO Deveeopmant of electric furnace design and operation 2060 Flavelle Boulevard Sheridan Park Mississauga, Ontario, Canada LSK 129.

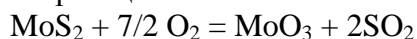
СОВРЕМЕННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ ФЕРРОМОЛИБДЕНА СИЛИКОАЛЮМИНИЕВЫМ ПРОЦЕССОМ

*Котузяк Р.Я., научный руководитель проф. Пройдак Ю.С.
Национальная металлургическая академия Украины*

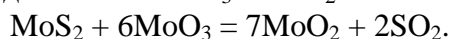
Молибден в виде ферромolibдена, производится, как правило, на ферросплавных заводах и широко используется при выплавке молибденсодержащих сталей. Потребность сталеплавильной промышленности Украины в молибденовом сырье оценивается примерно 280 т на год. Вместе с тем, на текущее время в нашей стране все еще нет разведанных месторождений молибдена, хотя значительные рудопроявления молибдена расположены на территории украинского гранитного щита (УГЩ): в рамках Северо-западная часть, Среднее Приднепровье и Восточное Приазовье. Из этих рудопроявлений молибдена первоочередным на УГЩ является Вербивское. Молибден представлен в виде вкраплений главного минерала молибденита (MoS_2), содержание которого изменяется от 0,003 % до 2,67 %. Сопутствующим минералам в относительно небольших количествах являются металлы V , Sn , Pb , Zn , Cu , Ag (от 1 до 250 г/т). Прогнозные ресурсы молибдена составляют несколько десятков тысяч тонн. В восточном Приазовье выявлено перспективное проявление Co-W руд.

Свойства молибдена: атомная масса 95,94, температура плавления 2622 °С, температура кипения 4840 °С, плотность 10,23 г/см³. Известен ряд рудных минералов молибдена. Наиболее распространенным является минерал молибденит MoS_2 . Минералы молибдена, как правило, присутствуют в полиметаллических рудах в сочетании с шеелитом (CaWO_4), вольфрамитом (Fe, Mn WO_4), халькопиритом (CuFeS_2) и др.

Извлеченный из руды молибденит (MoS_2) по сложной технологии представлен молибденитовым концентратом (52 – 58 % Mo , 0,3 – 4,0 % SiO_2 и др. примесей (As , Sn , P , Cu , Na_2O , WO_3 , Sb). С целью получения окисных соединений молибдена MoS_2 подвергается окислительному обжигу по реакции

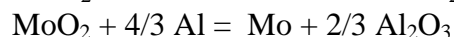
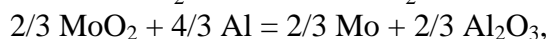
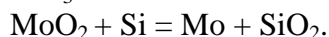
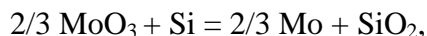


с последующим взаимодействием MoO_3 с MoS_2



Оксид MoS_3 характеризуется низкой температурой плавления (795 °С) и высоким давлением пара оксида над ним. Обожженный молибденитовый концентрат представляет исходное сырье для выплавки ферромolibдена. По ГОСТ 4759-89 ферромolibден производят 6 марок ФМо60 (60 % Mo , 0,3 % W , 0,8 % Si , 0,05 % C и др. примеси) – ФМо50 (50 % Mo) выплавляют внепечным силикоалюминотермическим способом.

Оксиды MoO_3 и MoO_2 , активно взаимодействуют с алюминием и кремнием по реакциям



Реакции восстановления Mo из оксидов кремнием и алюминием сопровождаются выделением большого экзотермического эффекта, в результате чего процесс выплавки производится без использования электрической энергии.

При взаимодействии с MoO_3 1 кг кремния выделяется 14780 кДж, а 1 кг Al 17271 кДж, или на 17 % больше.

Для поддержания высокой термичности процесса в шихту вводят железорудный концентрат (окатыши) и дополнительно количество восстановителей.

Плавка ведется в печи-тигле (футерованная шахта), расположенном на песчаной подине с углублением для жидкого ферромolibдена. После загрузки шихты колошами, состоящих из Mo -концентратов, ФС65, ФСА (15 – 20 % Al), стальной стружки извести, производится запал шихты. Продолжительность плавки 40 – 50 масс. Шлак выпускают через летку. Блок

ферромолибдена после охлаждения его в воде подвергается дроблению, сортировке и упаковке. В целом все операции по выплавке ферромолибдена ведутся по разрабатываемым программам.

Ферромолибден широко применяется при выплавке высоколегированных коррозионностойких аустенитных сталей, а также хромистых ферритных и других групп.

Таким образом, для обеспечения отечественной электросталеплавильной промышленности ферромолибденом следует продолжить решение сложной задачи организации добычи обогащенных молибденсодержащих руд, окислительный обжиг и выплавку ферромолибдена. Для практического решения одной из проблем ГМК Украины потребуются соответствующие инвестиции.

Библиографический список:

1. Дуррер Р., Фолькерт. Металлургия ферросплавов. Пер. с немецкого под редакцией докторов техн.наук М.И.Гасика, Б.И.Емлина, С.И.Хитрика. М.: Metallurgia, 1976. – 480 с.
2. Гасик М.И., Лякишев Н.П. Физико-химия и технология электроферросплавов. – Днепропетровск. Системные технологии, 2005. – 448 с.

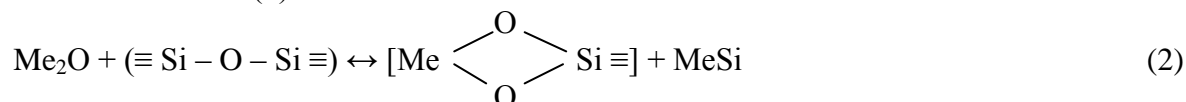
ВЛИЯНИЕ СТРУКТУРНЫХ ФАКТОРОВ НА ВЯЗКОСТЬ ШЛАКОВ ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА

*Ярошенко Д.И., научный руководитель доц. Горобец А.П.
Национальная металлургическая академия Украины*

Одной из важнейших характеристик технологии ферросплавного производства является вязкость шлака, определяющая кинетику массообменных процессов на границе металл-шлак. Фундаментальное уравнение Стокса-Эйнштейна (1), определяющее связь диффузионных транспортных потоков, физических показателей среды (вязкость η) и размерных параметров диффузанта (радиус частицы r) применимо для идеальных растворов, исключая взаимодействие среды и диффундирующей частицы.

$$D = \frac{kT}{4\pi r \eta} \quad (1)$$

Современные представления о строении жидких шлаков базируются на концепции ионно-молекулярной структуры шлакового расплава, представленного ионами, молекулярными соединениями и комплексными соединениями – ассоциатами [1]. В такой шлаковой системе помимо химического состава определенное значение для характеристик вязкости приобретает размерный фактор компонентов системы. В шлаках производства марганцевых ферросплавов содержится от 30 до 50 % SiO_2 , что создает предпосылки для появления в расплаве полимерных комплексов в виде сетки цепочечных анионов $[\text{SiO}_4]^{4-}$ и объемной катионно-анионной решетки с преобладанием в ее структуре анионов $[\text{SiO}_4]^{4-}$ и $[\text{Si}_2\text{O}_7]^{6-}$. Как следствие, увеличение размерного фактора компонентов системы, обуславливает повышение вязкости шлакового расплава и затрудняет седиментацию корольков металла в шлаке. Снижение вязкости шлака достигается при разрушении катионно-анионной решетки посредством замещения части кислородных ионов в структуре аниона катионами элементов-модификаторов, например, фтора [2]. В качестве деполимеризатора анионов $[\text{Si}_2\text{O}_7]^{6-}$ служат катионы сильных оснований (K_2O , Na_2O , CaO) в соответствии со схемой (2):



Слабые основания (MgO , MnO , FeO) присутствуют в шлаковом расплаве в форме свободных окислов, участвуя в образовании молекулярных и комплексных (ассоциатов)

соединений [3]. Практическая реализация снижения вязкости шлаков производства высоко- и среднеуглеродистого ферромарганца и ферросиликомарганца достигается применением разжижжителей шлакового расплава (плавиковый шпат, окислы щелочных металлов в составе горных пород) при содержании в шлаке указанных компонентов ≤ 5 % масс.

Библиографический список:

1. Зайцев А.И., Могутнов Б.М. Жидкие шлаки как ассоциированные растворы. // Фундаментальные исследования физикохимии металлических расплавов.– М.: ИКЦ «Академкнига», 2002, 469 с.
2. Анфилогов В.Н., Быков В.Н., Осипов А.А. Силикатные расплавы. – М.: Наука, 2005, 357 с.
3. Магидсон И.А., Басов А.В., Смирнов Н.А. Плотность и молярный объем расплавов системы $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ ($+\text{Na}_2\text{O}$). ИВуд. Черная металлургия, 2007, №5, с.9–12.

СПОСОБИ ЕЛЕКТРОПІЧНОЇ ВИПЛАВКИ ФЕРОНІОБІУ

*Васьковець О.А., Піскун О.А., Стецик А.І., Грабівський К.П.,
науковий керівник к.т.н. Жук С.В.*

Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

При переробці бідних ніобієвих концентратів економічно виправдана електропічна плавка, яка може проводитися за наступними варіантами:

- проплавлення алюмінію в електропечі з подальшим завантаженням рудно-флюсового частини шихти;
- розплавлення рудно-флюсового частини шихти з подальшим завантаженням алюмінієвого порошку, в тому числі з недоліком (для селективного відновлення частини оксидів);
- розплавлення частини рудно-флюсових компонентів шихти з подальшим проплавленням залишкової рудної частини в суміші з алюмінієвим порошком при відключенні печі;
- одностадійне спільне проплавлення змішаної шихти в електропечі для заповнення відсутнього для нормального протікання процесу тепла, в тому числі з подальшою розливанням отриманого сплаву.

Перший спосіб характеризується низькою продуктивністю печі. При цьому процесі, особливо в початковий період, взаємодія оксидів з алюмінієм не піддається регулюванню. Ступінь вилучення ніобію не перевищує 70 – 80 %, втрати алюмінію в результаті чаду досягають 30 – 40 %.

Другий спосіб знайшов промислове застосування для селективного відновлення ніобієвих руд, що містять підвищені концентрації олова (2 % SnO_2) і фосфору (0,15 % P_2O_5). В результаті плавки отримують шлак, що містить 47 % ($\text{Nb}_2\text{O}_5 + \text{Ta}_2\text{O}_5$); 0,03 % Sn і 0,04 % P_2O_5 і метал, який містить 2,3 % Sn; 0,06 % P; 3,3 % ($\text{Nb}+\text{Ta}+\text{Zr}+\text{Ti}$). Цей варіант плавки найбільш повно поєднує переваги алюмотермічного відновлення з можливістю використання електроенергії для інтенсифікації процесу і плавки шихти, що містить необхідну кількість флюсу (вапна) для підвищення ступеню вилучення ніобію. Потім багатий ніобієвий шлак в суміші з вапном розплавляється в дугового печі, в якій міститься розплавлений залізний скрап. Товарний сплав містить 66,2 % Nb; 4,9 % Ta; 0,02 % Sn; 0,03 % P; 0,2 % Al; 1,0 % Si; 2,3 % Mn; 0,004 % S, кінцевий шлак – 4,6 % ($\text{Nb}+\text{Ta}$). Вихід ніобію в сплав на другій стадії становить 95,2 %; наскрізне вихід на двох стадіях 85 %.

Промислову одностадійну виплавку фероніобію з пірохлорових концентратів проводять в дуговій сталеплавильній печі, футерованою магнезитовою цеглою. Після

розігріву ванни під дугами проплавають залізо-термічну суміш, що складається з 1000 кг незбагаченої залізної руди, 350 кг вторинного алюмінію і 200 кг вапна.

В шихту промислової плавки на 100 кг пірохлорового концентрату входять 28 – 33 кг вторинного алюмінієвого порошку, 3 – 10 кг залізної руди і 5 – 12 кг залізної січки. Першу плавку після розігріву і промивки печі ведуть при напрузі 140 В. При цьому тривалість проплавлення шихти з 1200 кг концентрату складає 50 хв., другу – з 1500 кг концентрату – 70 хв., подальшу з 1700 кг концентрату – 90 хв. Роз'ємну чавунну виливницю для прийому металу і шлаку готують в процесі попередньої плавки: на подину виливниці, футерованою магнезитовою цеглою, зливають частину шлаку, який, застигаючи за час проведення чергової плавки, утворює на стінках гарнісаж, необхідний для збільшення стійкості виливниці та отримання чистої поверхні злитка. Розбирання виливниці проводять через 2,5 год після випуску; ще через 2 год метал і шлак прибирають на охолоджуваний майданчик для оброблення.

Фероніобій має наступний хімічний склад, %: (Nb+Ta) 56–62; Si–10,7–12,5; Al– 2 – 6; Ti – 3 – 8; P – 0,10 – 0,25; C – 0,05 – 0,15; S – 0,004 – 0,5. Для зниження вмісту кремнію фероніобій після зливу відвального шлаку і наведення окисного з ніобієві концентрату і вапна можна продувати киснем, але це знижує вилучення ніобію.

ТЕХНОЛОГІЯ ВИПЛАВКИ ДОМЕННОГО ФЕРОМАРГАНЦЮ

***Гришко С.В., Бондар Д.Д., Боровик В.В. науковий керівник к.т.н. Сергєєва К.О.
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»***

В теперішній час доменний феромарганець виплавляють з використанням оксидних марганцевих концентратів з підвищеним вмістом карбонатних концентратів. Як відомо, ресурси оксидних руд, що мають більш високі металургійні властивості, суттєво зменшились. У зв'язку з цим необхідно для виробництва сплавів марганцю більше використовувати змішані та карбонатні марганцеві руди. Використання природно офлюсованих карбонатних марганцевих руд дозволяє знизити витрати вапняку та доломіту, що підвищує економічність процесу.

Високий питомий вміст фосфору в карбонатних концентратах ($P/Mn = 0,006 - 0,007$) обмежує частку його його в доменній шихті внаслідок підвищення фосфору в феромарганцю. Використання навіть кускового концентрату та зниження частки кускового флюсу (вапняку, доломіту) впливає на газодинаміку та інші процеси в шахті доменної печі.

Недоліком даної технології є необхідність використання в складі шихти великої кількості звичайного та/або доломітизованого вапняку, що призводить до збільшення виходу шлаку, перевитрати коксу і збільшення собівартості феромарганцю.

Зазначені недоліки намагалися усунути, використовуючи в шихті при виплавці феромарганцю офлюсований марганцовистий матеріал. Однак, незважаючи на те, що його використання дозволило значно знизити витрату сирого флюсу, даний метод не знайшов широкого застосування у виробництві, так як, з одного боку, не вдалося досягти раціонального режиму спікання офлюсованого марганцовистого матеріалу, а з іншого боку, такий шлях приводить до суттєвого (на 40 – 50 %) подорожчання вартості марганецьвмісної частини шихти.

Для вирішення задачі використовували ферритно-кальцієвий флюс. В загальному випадку для отримання ферритно-кальцієвого флюсу запропоновано використовувати шихту, що містить відходи або суміш відходів металургійного переділу, кальцій- і магнійвмісні матеріали і тверде паливо. Рівномірність і тонкий помел шихти, необхідний надлишок палива забезпечують при виробництві ферритно-кальцієвого флюсу повне розкладання вапняку, перехід вапна міцні і не розпадаються при зберіганні мінерали, що гарантує його

високу міцність, особливо при перевантаженнях і тривалому зберіганні і мінімальний вміст частки 5 – 0 мм.

ВПЛИВ КІЛЬКОСТІ ТА ДИСПЕРСНОСТІ АЛЮМІНІЮ НА ВМІСТ ГАЗІВ В АЛЮМІНОТЕРМІЧНОМУ ФЕРОТИТАНІ

Казарин Д.А., Кичай Л.В.,

наукові керівники доц. Волкотруб М.П., ст.викл. Прилуцький М.І.

Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

Аналіз літературних даних [1 – 4] щодо вмісту газів в алюмінотермічному феротитані показує, що для цього сплаву характерні високі концентрації кисню та водню. Зокрема, в сплаві з 32 – 37 % Ті міститься 0,15 – 0,5 % О й 13–50 см³ Н в 100 г сплаву, вміст азоту при цьому не перевищує 0,02 %. [3]. Автори роботи [1] приводять такі дані по вмісту газів в алюмінотермічному феротитані: 0,2 – 0,8 % О, 0,036 – 0,055 % N, 30 – 50 см³ Н в 100 г сплаву.

Експериментально доведено [5], що отримання щільного зливка та максимальний вихід продуктів реакції відновлення при алюмінотермічному виробництві феротитану досягається при використанні ільменітового концентрату та алюмінію приблизно однакової фракції.

Також доведено [6, 7], що надлишок алюмінію до 20 – 30 % над стехіометричною кількістю дозволяє досягнути максимального вилучення титану при збереженні нормальних умов для формування зливка металу.

Ціллю даної роботи було встановлення залежності вмісту газів в алюмінотермічному феротитані від кількості та розміру часток відновника.

В якості шихти використовували ільменітовий концентрат Вольногорського ГЗК (з вмістом ТіО₂ не менше 63,3 %), алюмінієвий порошок, залізну руду та вапно.

Плавки проводили в алундових тиглях однакового розміру. Підігрів шихти проводили разом з тиглем в селітовій печі типу ШП-1, потужністю 4 кВт, до однакової температури. Підпалювали шихту сумішшю магнієвої стружки та залізної руди.

В даній роботі для визначення вмісту кисню та азоту в феротитані використовували методику, що заснована на взаємодії проби, що аналізується з графітовим тиглем, нагрітим до робочої температури змінним електричним струмом, в потоці газу-носія.

Для визначення кисню використовували прилад фірми LECO RO-316 (газ-носії – азот), для визначення азоту – LECO TN-114 (газ-носії – гелій), для визначення водню – LECO RH-402. Маса наважки проби ≈ 0,2 г; нікелева ванночка для розбавлення ≈ 1 г.

Було проведено 4 серії лабораторних плавок (по 3 плавки в кожній серії) на шихті різної дисперсності, та 3 серії плавок (по 3 плавки в кожній серії) – з різною кількістю відновника в шихті. В таблиці 1 та 2 наведені усереднені дані по вмісту газів в алюмінотермічному феротитані в залежності від дисперсності відновника та від його кількості відповідно.

Таблиця 1 – Вміст газів в феротитані в залежності від дисперсності відновника

Дисперсність алюмінію, мкм	Вміст газів			
	[O]	[N]	[H]	
	% мас		Ppm	см ³ /100г
100–200	0.71	0.021	12,2	13,6
300–400	0.28	0.015	14.0	15.6
500–600	0.22	0.014	11,2	12,48
700–800	0.12	0.014	13,1	14,6

Таблиця 2 – Вміст газів в феротитані в залежності від кількості відновника

Кількість відновника, г	Вміст газів		
	[O]	[N]	[H]
	% мас		см ³ /100г
37	0.10	0.015	6,50
45	0.28	0.014	15,60
70	0.46	0.014	23,40

* розмір часток алюмінію 300–400 мкм

Графічно залежність вмісту кисню, водню та азоту в алюмінотермічному феротитані від кількості алюмінію зображена на рис.1.

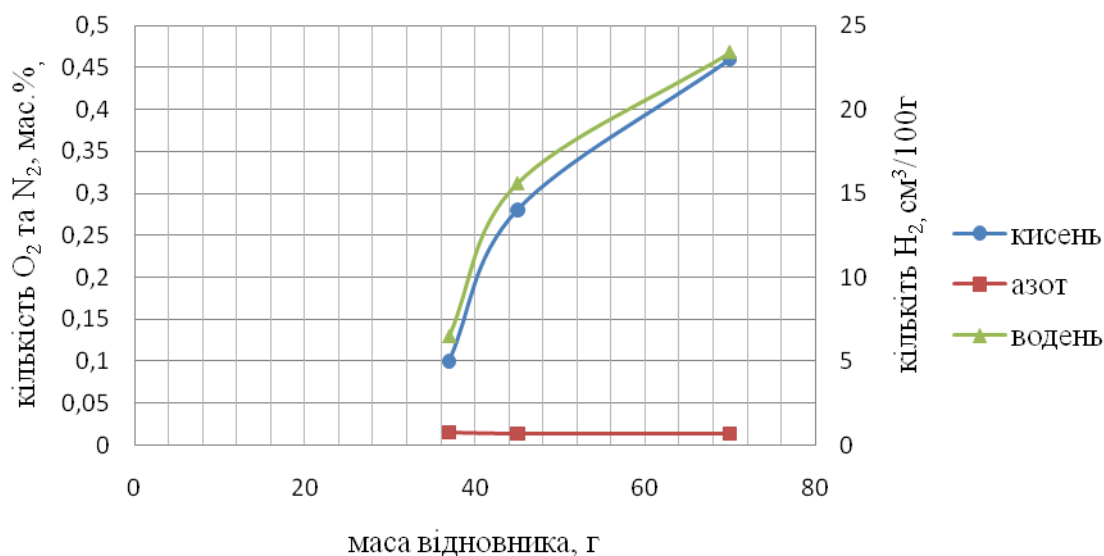


Рисунок 1 – Залежність вмісту газів в алюмінотермічному феротитані від кількості відновнику

На рис.2 зображено зовнішній вигляд алюмінотермічного феротитану, отриманого при використанні алюмінію з розміром часток 300 – 400 мкм



Рисунок 2 – Зовнішній вигляд алюмінотермічного феротитану однієї з плавок

Аналізуючи дані табл.1 можна сказати, що найменший вміст кисню (0,12 мас.%) та азоту (0,014 мас.%) в сплаві спостерігається при використанні алюмінію з розміром часток 700 – 800 мкм, а найбільший вміст цих газів виявлено при плавках на шихті з дисперсністю алюмінію 100 – 200 мкм. Тобто, зі збільшенням дисперсності відновника вміст кисню та азоту в сплаві феротитану збільшується. Вміст кисню збільшується суттєво: з 0,12 мас.% при

розмірі алюмінію 700 – 800 мкм, до 0,71 мас.% – при розмірі часток алюмінію 100–200 мкм. Вміст азоту також збільшується, але не суттєво. Збільшення вмісту кисню в феротитані зі зменшенням розміру відновника пояснюється тим, що збільшується загальна площа часток алюмінію вкритих окисною плівкою.

Вміст водню по даним проведених експериментів мало змінювався зі зменшенням розміру часток алюмінію.

Зі зміною маси відновника (табл.2), вміст газів також змінюється. Причому зі збільшенням загальної кількості алюмінію в шихті кількість кисню та водню також збільшується. Вміст азоту при цьому майже не змінюється (рис.1).

Висновки:

1. Зменшення розміру часток відновника веде до збільшення вмісту кисню в сплаві феротитану.

2. Збільшення маси алюмінію в шихті приводить до збільшення вмісту кисню та водню в сплаві.

3. Вміст азоту в феротитані зі зміною маси та дисперсності алюмінію майже не змінюється.

Перелік використаних джерел:

1. Гасик Л.Н., Игнатъев В.С., Гасик М.И. Структура и качество промышленных ферросплавов и лигатур. – К.: «Техніка», 1975. – 152 с.

2. М.И. Гасик, В.С. Игнатъев, А.Ф. Каблуковский, С.И. Хитрик. Газы и примеси в ферросплавах. М.: Металлургия – 1970, 152 с.

3. Морозов А.Н. Водород и азот в стали. М.: Металлургия, 1968 – 196 с.

4. Производство ферросплавов – в сб.: «Тематический отраслевой сборник МЧМ СССР». Вып.2. М.: Металлургия, 1973.

5. Казарин Д.А. Влияние дисперсности шихтовых материалов на процессы алюминотермии при выплавке ферротитана / Казарин Д.А., Волкотруб Н.П., Прилуцкий М.И. // Современная Электрометаллургия. – 2014. – Вып. 1 (114). – С. 53–58.

6. Казарин Д.А. Особенности производства ферротитана из ильменитового концентрата методом алюминотермии / Казарин Д.А., Волкотруб Н.П., Прилуцкий М.И. // Metallurgical and Mining Industry. – 2014. Вып. 4. – С. 14–17.

7. Казарин Д.А. Влияние количества и дисперсности алюминия на скорость горения системы FeTiO₃-Al / Казарин Д.А., Волкотруб Н.П., Прилуцкий М.И. // Вестник ГГТУ им. П.О. Сухого. – 2014. Вып. 3. – С. 3–9.

ПЛАЗМОВІ ТЕХНОЛОГІЇ У ФЕРОСПЛАВНОМУ ВИРОБНИЦТВІ

*Новак О.В., Зіненко Є.Л., Колесников А.В.,
науковий керівник проф. Михаленков К.В.*

Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

Сучасне виробництво металів і сплавів характеризується інтенсивним розвитком плавильної техніки та застосуванням високовольтних матеріалів для плавки і лиття нових сплавів і чистих металів, що використовуються в кораблебудуванні, енергетиці та ракетобудуванні. Багато з цих сплавів (жароміцні сплави на основі нікелю і кобальту, титанові сплави, тугоплавкі метали) можуть бути виплавлені тільки способами спеціальної металургії. Особливе місце в цій галузі посідають плазмові технології.

Головним продуктом плазмово-дугових гарнісажних печей є вироби з нержавіючих, жароміцних сталей і сплавів, що призначені для роботи в агресивних середовищах при звичайних або високих температурах. Основними вимогами, що пред'являються до цієї групи сталей є корозійна стійкість (можливість протистояти дії агресивного середовища при

звичайній температурі) та жаростійкість (опір дії газового середовища). Жаростійкі сталі і сплави, як правило, повинні бути жароміцними, тобто здібні протистояти при високій температурі протягом заданого часу руйнування і постійній протягом часу деформації під дією постійного навантаження. Корозійна стійкість сталі в різних середовищах залежить від її складу, структурного стану, активності корозійного середовища та навантажень, що на неї діють.

Тому хімічний склад таких сталей і сплавів повинен бути таким, щоб забезпечити їх стійкість при дії агресивного середовища.

Відмінними рисами плазово-дугової гарнісажної плавки є наявність концентрованого джерела нагріву – плазової дуги, можливість використання кускової шихти й лому, мінімальний угар легуючих елементів за рахунок застосування інертної атмосфери та підвищеного тиску в камері печі, гнучке регулювання потужності.

Тому розробка й впровадження ПДГП у виробництво спеціальних сталей і сплавів, чистих металів і лігатур є актуальним завданням і представляє великий науковий і практичний інтерес.

Плазові процеси використовують для:

- синтезу композиційних матеріалів, скла, надчистих металів, ацетилену, оксиду азоту, ультра дисперсних порошків, (оксид титану);
- вирощування монокристалів;
- відновлення металів з руд;
- для хімічної очистки поверхонь;
- для зварювання тугоплавких металів і сплавів, нержавіючих сталей (розплавлення країв металів 30000 К); неметалічних матеріалів;
- плазова різка (товщина до 120 мм);
- нанесення покриттів з будь яких тугоплавких матеріалів з високою рівномірністю як на провідники струму, так і на матеріали, що не є провідниками струму.

Залежно від того, для чого використовується плазма, можливі різні варіанти її використання.

Основні переваги плазових процесів:

- висока концентрація теплової енергії та потужності;
- широкий діапазон регулювання потужності;
- можливість зосередити значний потік плазми на зразку, що обробляється;
- можливість використання механічного впливу плазми;
- можливість використання різних робочих газів, в т. ч. повітря і водяного пару;
- низька чутливість процесу до домішок у сировині;
- висока швидкість реакції і виходу продукту;

Висока щільність енергії, величина струму та гарні теплофізичні характеристики плазми роблять цей засіб особливо ефективним під час різання високолегованих сталей і сплавів міді з алюмінієм, тобто матеріалів, які майже не піддаються автогенному різанню.

Основні недоліки плазових процесів:

- висока енергоємність;
- ряд процесів ще недостатньо досліджений.

Плазма може бути середовищем, стимулятором процесу, джерелом часток. Поверхня твердого тіла, що обробляється, знаходиться в контакті з плазмою, у випадку, коли плазма – джерело часток, або поза контактом з плазмою – в другому випадку. В третьому випадку – можливі обидва варіанти.

Плазове напилювання є різновидом електродугового напилення стиснутою дугою. Спосіб одержання плазової дуги полягає в здавлюванні стовпа зварювальної дуги при її обдуванні потоками холодного газу.

У плазових пальниках газу можуть розігріватися до 50000 К. При цих температурах атоми газу втрачають електрони і виникає іонізований електропровідний газ — плазма.

В плазмових пальниках електрична дуга виникає або між катодом і сопловим анодом, що охолоджуються водою (непрямий спосіб), або між катодом і заготовкою анодом.

Після запалювання допоміжної електродуги, що іонізує струмінь газу (аргон, водень, азот, їхні суміші, повітря), виникає основна електродуга, де газ розігрівається за рахунок зростаючих сили струму і напруги. Внаслідок термічного розширення на початку сопла газ виходить з нього зі швидкістю звуку.

Потужність застосованих у промисловості пальників зараз досягає 120 кВт, а в майбутньому передбачаються установки потужністю до 10 000 кВт.

Бібліографічний список:

1. Дудецкая Л.Р. Материалы и технологии изготовления литого штампового инструмента / Л.Р. Дудецкая, Ю.Г. Орлов. – Минск: Беларус. Навука, 2010. – 171 с.

2. Способ гарнисажной плавки металлов и гарнисажная печь для его осуществления: – Режим доступу: <http://www.findpatent.ru/patent/224/2246547.html>

3. Макаревич О.П. Виробництво виливків із спеціальних сталей / О. П. Макаревич, Г.С. Федоров, Є.О. Платонов. – К.: Видавництво НТУУ “КПІ”, 2005. – 717 с.

ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА СПЛАВІВ МАНГАНУ

*Сулева В.М., Бондаренко О.О., Ліхацький Р.Ф. науковий керівник к.т.н. Сухенко В.Ю.
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»*

У загальній структурі феросплавів (комплексних розкислювачів і легуючих для сталеплавильної промисловості), що виробляються у світі, манганові феросплави за тоннажем їхньої виплавки і питомою витратою при виробництві сталі в конвертерах і електропечах займають провідне місце. Виробництво сирової сталі у світі постійно зростає і в теперішній час становить близько 1,6 млрд. тон на рік. У зв'язку із цим потреба сталеплавильної промисловості в манганових та інших феросплавах системно підвищується.

Шкідливою домішкою у мангановій сировині є фосфор. Приблизно 75 % фосфору, який міститься у сировині, переходить у сплав. Для того, щоб вміст фосфору у феромангані був менше 0,45 % (ФМн78), необхідно, щоб відношення фосфору до мангану у сировині чи концентраті було менше 0,0055, а для того щоб у феромангані було менше 0,32 % P (ФМн78А), необхідно щоб вказане відношення було менше 0,0045. Тобто, розглядаючи ці відношення, можна зробити висновок про те, що потрібно використовувати багаті манганові руди з низьким вмістом фосфору, або піддавати обробці руди з метою видалення частини фосфору.

Найбільш поширеними сплавами мангану є: фероманган, силікомангану, металевий манган, азотований металевий манган.

В свою чергу, фероманган поділяють на: вуглецевий фероманган ФМн75 і ФМн78, що містить більше 70 % Mn і менше 7% C; середньо вуглецевий фероманган ФМн1,0, ФМн1,5 і ФМн2,0 і містить більше 85 % Mn і відповідно менше 1,0; 1,5 і 2,0 % C; низько вуглецевий фероманган ФМн 0,5 (більше 85 % Mn, менше 0,5 % C).

Металевий манган. Манган технічної чистоти (95 – 99,8 % Mn), названий відповідно до ГОСТ 6008 – 90 металевим, одержують електросилікотермічним (Мн965, Мн95) і електролітичним способом (Мн998, Мн997). В деяких країнах металевий манган одержують алюмінотермічним методом.

Технологія металевого мангану електрометалургійним способом. Силікотермічний процес виробництва манганових феросплавів засновано на реакції відновлення MnO кремнієм переробного силікомангану.

Більш продуктивною є технологія отримання металевого мангану, що включала три стадії: I – виплавка переробного малофосфористого високоманганового шлаку; II – виплавка переробного силікомангану; III – одержання металевого мангану.

Недоліком раніше застосованої технологічної схеми було утворення на першій стадії супутнього фосфористого сплаву (45 – 55 % Mn, 1,5 – 3 % P, 0,5 % Si, 2,8 – 3,0 % C, інше залізо), який не мав широкого промислового застосування, і тому наскрізне корисне використання мангану знижується.

З метою підвищення корисного використання мангану на першій стадії одержують товарний фероманган марки ФМн78Б (до 0,7 % P) і шлак мангановий переробний (ШМП-78) з 36 – 38 % Mn, 20 % SiO₂ і 0,012 % P). Це вимагало відпрацювання технології виплавки переробного силікомангану і металевого мангану, оскільки переробний шлак першої стадії містить 36 – 38 % Mn проти 42 – 44 % по технологічній схемі, яка застосовувалася раніше.

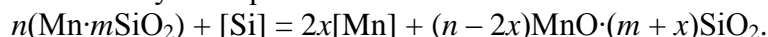
Феромарганець ФМн78Б и переробний шлак, металевий манган виплавляють в електропечах з магнезитовою футерівкою.

Виплавка переробного силікомангану. Переробний силікоманган одержують у феросплавних печах шляхом спільного відновлення мангану і кремнію з шихти, яка складається з переробного малофосфористого манганового шлаку, кварциту і коксиду. Силікоманган виплавляють в печах потужністю 5 МВ·А безперервним процесом і періодичним випуском сплаву і шлаку.

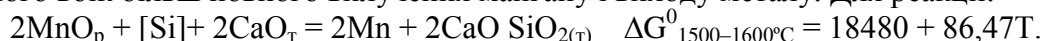
Нормальний хід печі характеризується стійкою посадкою електродів в шихті і рівномірним випуском металу і шлаку з печі. Для одержання силікомангану з низьким вмістом заліза при плавці в печах 5 МВ·А використовують графітовані електроди (ГОСТ 4426 – 80) діаметром 450 мм. В сплав переходить 83,7 % Mn і ~60 % Si. Відповідно до розрахунку шихти встановлено наступний приблизний склад наважки: 800 кг малофосфористого шлаку, 270 – 280 кг кварциту, 340 – 360 кг коксиду.

Вміст вуглецю в сплаві складає 0,08 – 0,1 % при концентрації Si 27 – 29 %. Хімічний склад відвального шлаку силікомангану (в %): 8,6 Mn (11,09 MnO), 18,8 CaO, 10,0 MgO, 46,8 SiO₂, 9,9 Al₂O₃, 0,002 P, 1,7 S. Кратність шлаку складає 0,8–1.

Виплавка металевого мангану. Відновлення MnO кремнієм силікомангану можна представити наступним рівнянням:



Введення оксиду кальцію поліпшує термодинамічні умови протікання процесу, зрушуючи його в бік більш повного вилучення мангану і виходу металу. Для реакції:



Добавка CaO в систему MnO–SiO₂ збільшує тепловий ефект реакції відновлення Mn кремнієм. Плавку ведуть з використанням рідкого малофосфористого манганового шлаку у відкритих феросплавних печах, які нахилиються, потужністю 5 і 7 МВ·А. Ванну печі футерують магнезитовою цеглою. В якості флюсу застосовують вапно, %: 93,2 CaO; 0,3–0,5 SiO₂; 0,04 FeO; 0,1 Al₂O₃; 0,5MgO; 0,03 S; 0,005 P; 7,5 – 7,8 в.п.п. Відновником є переробний дроблений (гранульований) силікоманган.

Умовно плавку поділяють на наступні періоди: заправка, завантаження силікомангану на подину (1/3 від загальної наважки на плавку), заливка рідкого шлаку, завантаження вапна, розплавлення шихти, завантаження силікомангану (2/3 наважки) в кількості, яка залишилася, повне розплавлення металу в печі і перемішування рідкої ванни повітрям для доведення його по кремнію. Загальна тривалість плавки 3–3,5 години.

Питома витрата шихтових матеріалів і електроенергії на 1 т металевого мангану: переробного малофосфористого шлаку (48 % Mn) 2087 кг, переробного силікомангану 650 кг, вапна 1631 кг, електроенергії 2590 кВт·г/т.

Одержуваний металевий манган за вмістом регламентованих елементів задовольняє вимогам ДСТ6008-90. Кратність шлаку досягає 3,6 – 4,0, в залежності від марки виплавленого металевого мангану. Більш якісний по Si, P і C манган марки Мн965 (0,8 % Si,

0,05 % P і 0,05 % S) можна одержати за умови великих матеріальних витрат і, отже, при більш низьких економічних показниках.

Відвальний шлак металевого марганцю при охолодженні розсипається в тонкодисперсний порошок через перетворення $\beta\text{-}2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ в $\gamma\text{-}2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$, що супроводжується збільшенням об'єму на 12 %.

Особливість технології одержання мангану складається в порівняно низькому наскрізному корисному його використанні, яке не перевищує 50–52% від заданого, що є головною причиною високої питомої витрати електроенергії, шихтових матеріалів і порівняно високої собівартості мангану. Низьке вилучення мангану з концентратів в товарний метал пояснюється великими втратами мангану з відвальними шлаками, в основному на III стадії процесу. Вміст оксиду мангану у відвальному шлаку (в перерахуванні на манган) складає 14 – 16 %, чим і пояснюється той факт, що перехід мангану в товарний метал на III стадії не перевищує 60 – 63 %.

ТЕХНОЛОГИЯ ВЫПЛАВКИ ФЕРРОСИЛИКОАЛЮМИНИЯ ИЗ СТАВРОЛИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ УГЛЕРОДОВОССТАНОВИТЕЛЬНЫМ СПОСОБОМ И ПРЕИМУЩЕСТВА ЕГО ПРИМЕНЕНИЯ КАК КОМПЛЕКСНОГО ФЕРРОСПЛАВА ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ

*Буркацкий В.А., НМетАУ, научный руководитель доц. Головачев А.Н.
Национальная металлургическая академия Украины*

Ферросиликоалюминий (ФСА) представляет собой комплексный ферросплав, как правило, получаемый в рудовосстановительных дуговых электропечах. В качестве исходных минеральных видов сырья могут применяться ставролитовые концентраты, побочные продукты обогащения титано-циркониевых руд на Вольногорском горно-обогатительном комбинате, отходы углеобогащения с подходящим составом золы и содержанием углерода, а также других видов материалов, как, например, сrostки электрокорунда и бедного ферросилиция, отходы переработки слитков нормального электрокорунда на ПАО «Запорожский абразивный комбинат». В качестве восстановителя используются углеродсодержащие материалы. В зависимости от гранулометрического состава исходные минеральные виды сырья могут использоваться в кусковом виде или после брикетирования совместно с углеродистым восстановителем.

Научные сотрудники кафедры электрометаллургии ДМетИ, ныне НМетАУ (к.т.н., доц. В.А. Манько, к.т.н. А.И. Погребняк и др.) [1 – 3] в советское время впервые в ферросплавной промышленности разработали технологию выплавки ферросплава ФСА с использованием отходов обогащения углей Экибастузского месторождения (Казахстан), %_{мас}: 62 – 66 SiO₂, 30 – 33 Al₂O₃, 0,5 – 1,0 CaO, 0,2 – 0,8 MgO, 2 – 4 FeO, 0,05 – 0,014 P. Подобные по химическому составу золы и углеродо отходы обогащения углей находятся и на обогатительных фабриках Донбасса.

При выплавке ФСА в шихту вводили дополнительно кварцит и расчетное количество стальной стружки. Выплавку проводили в дуговой электропечи мощностью 1600 кВА с самообжигающимися электродами. Химический состав ФСА выбирали, исходя их соотношения содержания в сплаве %Si / % Al, необходимого для раскисления стали. Процесс выплавки вели в печи непрерывной загрузкой шихты и периодическим выпуском ФСА.

В условиях ГМК Украины целесообразно использовать в качестве минерального кремнеземглиноземного сырья отходы обогащения ставролитового концентрата, образующихся при обогащении руды на ВДМК. Ставролит имеет следующий состав: 46 – 50 Al₂O₃, 36 – 38 SiO₂, 13 – 15 Fe₂O₃ при низких концентрациях фосфора. На ряду с выплавкой ФСА были проведены промышленные опыты по выплавке комплексного ферросплава

следующего состава, %: 10 – 14 Al, 22 – 24 Mn, 10 – 15 Si, $\leq 0,06$ P, 0,3 – 0,5 Zr, 1 – 2 C. Сплав такого состава не рассыпается при охлаждении и длительном хранении.

Приведенные и известные другие технологии основываются на восстановлении в ваннах ферросплавных печей кремнезема и глинозема углеродом по реакциям 1, 2:



$$\Delta G^0_{\text{T}} = 697390 - 359,07\text{T}, \text{ Дж/моль}$$



$$\Delta G^0_{\text{T}} = 883234 - 380,38\text{T}, \text{ Дж/моль}$$

Теоретические температуры начала этих реакций составляют 1669 °С 2324 °С, соответственно.

В реальном процессе восстановление оксидов алюминия и кремния проходит через ряд стадий образования карбидов (Al_4C_3 , SiC_4 и др.) этих элементов, поскольку данный процесс термодинамически предпочтительней.

При наличии в шихте стальной стружки кремний и алюминий растворяются в железе, вследствие чего понижается активность элементов в растворе и, соответственно, температура начала восстановления кремния и алюминия.

Широкомасштабные опыты работы, проведенные научными работниками кафедры электрометаллургии НМетАУ на заводе «Криворожстааль» по раскислению конвертерной и мартеновской стали подтвердили прогнозируемое существенное улучшение качества металла и, что не менее важно – повышение усвоения алюминия на 30 – 50 % по сравнению с раскислением стали чушковым алюминием.

Учитывая, что в настоящее время Запорожский производственный алюминиевый комбинат остановлен (и срок ввода его в производство не известен) целесообразно кадровым научным потенциалом кафедры электрометаллургии, аспирантам, студентам-магистрам возобновить научно-технические и проектные работы по получению и применению ферросиликоалюминия.

Библиографический список:

1. Гасик М.И., Емлин Б.И., Климкович Н.С., Хитрик С.И. Электроплавка алюмосиликатов. М.: Metallurgia. – 1971. – 304 с.
2. Емлин Б.И., Гасик М.И. Справочник по электротермическим процессам. М.: Metallurgia. – 1978. – 288 с.
3. Гасик М.И. Ставролитовый концентрат: минералогический состав, металлургические свойства и новые возможности его применения в металлургических производствах // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2003. – № 2. – С. 28–31.

ТЕХНОЛОГІЯ ВИРОБНИЦТВА КРЕМЕНИСТИХ ФЕРОСПЛАВІВ

*Ляшенко І.К., Козуб Н.В., науковий керівник ст.викл. Прилуцький М.І.
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»*

Кремній, марганець, їх комплексні сплави та сплави із залізом знаходять все більш широке застосування в чорній металургії та інших галузях техніки. Їх виробництво в нашій країні та за її межами оцінюється мільйонами тон.

Виробництво кремнію, марганцю та їх сплавів – це складний технологічний процес, який потребує для здійснення високих температур та значних витрат сировини та енергії. Його ефективність, ефективність використання сировини та електроенергії при їх виробництві залежать від багатьох факторів: якості сировини та відновників, що використовуються, надійності та ефективності роботи енергетичного та механічного обладнання та інших факторів.

Науково-технічний прогрес в чорній металургії повинен здійснюватись шляхом докорінної реконструкції та оновлення виробництва, суттєвого підвищення якості продукції, значного зниження витрат сировини, палива та електроенергії, поліпшення використання відходів виробництва. В планах на майбутнє закладений принципово новий підхід до задоволення потреб економіки в матеріальних ресурсах. Приріст потреб у паливі, енергії, сировині та інших матеріалах на 75 – 80 % задовольняється за рахунок економіки. Основою для створення умов, які б забезпечили значну економію металу в інших галузях народного господарства, повинно стати значне підвищення якості металу, його характеристик за міцністю та експлуатаційних властивостей, чистоти металу за вмістом шкідливих домішок та неметалевих включень.

У вирішенні цих питань значна роль відводиться виробництву кременистих та марганцевих феросплавів. Без цих сплавів неможливе отримання не тільки легованих, але й рядових вуглецевих сталей. Ці сплави широко використовуються при виробництві великої кількості сталей, що характеризуються спеціальними властивостями – трансформаторна, ресорно-пружинна, корозійностійкі, стійні до зношення та ін..

На заводах, що виробляють феросплави, успішно здійснюється технічне переоснащення: за останні десятиріччя у 3 – 7 разів зросла потужність агрегатів. Практично всі сплави, що отримують безперервним процесом, зараз виплавляють в закритих печах або в печах, що обладнані надійними системами газоочистки. Розпочато використання для технологічних та інших цілей колошникових газів, пилу та відвальних шлаків. Виробництво феросплавів стає все більш безвідходним.

Перелік посилань

1. Гасик М.И. Теория и технология производства ферросплавов [Текст] / М.И. Гасик, Н.П. Лякишев, Б.И. Емлин - М. : Металлургия, 1988. – 784 с
2. Хитрик, С.И. Электрометаллургия стали и ферросплавов. Конспект лекций по специальному курсу «Производство ферросплавов». Том 1 [Текст] / С.И. Хитрик, М.И. Гасик, Б.И. Емлин - Днепропетровск, 1972. – 322 с.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА И ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА; ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МАРГАНЦА И КРЕМНИЯ В ТОВАРНЫЕ СПЛАВЫ

*Васюк Д. О., научный руководитель доц. Цыбуля Е. И.
Национальная металлургическая академия Украины*

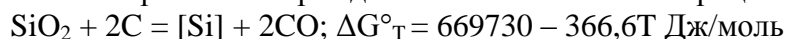
Ферросиликомарганец является комплексным ферросплавом и применяется для раскисления легирования стали, выплавляемой в кислородных конвертерах и электропечах. В соответствии со стандартом ДСТУ 3548 - 97 ферросиликомарганец производится четырех марок (MnС25, MnС22, MnС17, MnС12). Содержание углерода в сплаве зависит от концентрации кремния: чем больше кремния в сплаве, тем ниже растворимость в нем углерода. Физико-химическая сущность этой зависимости объясняется более высокой термодинамической прочностью силицидов марганца по сравнению с карбидами марганца. Вследствие большей термодинамической прочности связей атомов в системе Mn-Si, чем в системе Mn-C при повышении концентрации кремния происходит разрыв связей Mn-C с образованием связей Mn-Si с формированием шлака карбосиликокарбидных фаз и чистого углерода, а при содержании кремния выше 23 % – карбид кремния.

Образование стандартного по кремнию сплава происходит в направлении постепенного обогащения металла восстанавливаемым кремнием, постоянно изменяется состав частиц сплава. Это затрудняет точное описание химической сущности процесса

получения ферросиликомарганца при помощи стехиометрической реакции. В этой связи последовательность стадий сложного процесса образования ферросиликомарганца в первом приближении можно описать следующими реакциями. На первой стадии развиваются процессы восстановления высших оксидов марганца с участием монооксида углерода, а затем оксида марганца MnO по реакции прямого восстановления до карбида

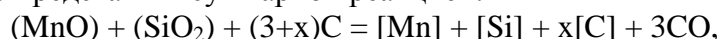


Условия $\Delta G^\circ_T = 0$ выполняется при $p = 101$ кПа и $T = 1597$ К. В зоне высоких температур заметное развитие получает реакция восстановления кремнезема. Наличие металлического расплава термодинамически облегчает процесс восстановления кремния:



и образования ферросиликомарганца, что может быть описано химической схемой $(SiO_2) + 2C + [MnC_x] = [Mn-Si-C_x] + 2CO$.

Теоретическая температура начала протекания этой реакции определяется содержанием кремния в сплаве. В общем виде процесс получения ферросиликомарганца можно представить суммарной реакцией:



$$K_{Mn, Si} = \frac{a_{[Mn]} a_{[Si]} a_{[C]}^x a_{CO}^3}{a_{(MnO)} a_{(SiO_2)}}.$$

При анализе восстановительных реакций выплавки ферросиликомарганца с различным содержанием кремния следует иметь в виду, что до 23,5 % Si равновесной фазой с этим сплавом является графит, тогда как при содержании кремния более 23,5 % Si – только карбид кремния. Эта зависимость подтверждается экспериментально. Таким образом в насыщенном углеродом расплаве ферросиликомарганца можно принять $a_C = 1$. Расплавы ферросиликомарганца марок MnC22, MnC17, MnC12 находятся в равновесии с графитом, а марка MnC25 – с карбидом кремния. Если в локальных зонах ванны печи и создаются условия восстановления SiO_2 кварцита до карбида кремния, то в контакте с металлической фазой (расплавом ферросиликомарганца марок MnC12 – MnC22) неравновесный карбид кремния разрушится.

Анализ многокомпонентной шлаковой системы при выплавке ферросиликомарганца показывает, что массовое содержание в шлаке 46 – 48 % SiO_2 близко к насыщению и следовательно $a_{(SiO_2)} = 1$. Учитывая, что процесс ведется при нормальном атмосферном давлении константа равновесия, или точнее характеристика равновесия суммарной реакции будет иметь вид:

$$K_{Mn, Si} = \frac{a_{[Mn]} a_{[Si]}}{a_{(MnO)}} = \frac{[Mn] f_{Mn}^\Sigma [Si] f_{Si}^\Sigma}{(MnO)},$$

где [Mn] и [Si] – массовое содержание марганца и кремния в сплаве, %; (MnO) – массовое содержание MnO в шлаке, %; f_{Mn}^Σ и f_{Si}^Σ – коэффициент активности марганца и кремния в сплаве с учетом влияния других компонентов.

Закристаллизованные сплавы составов, соответствующих промышленным маркам ферросиликомарганца MnC12 – MnC22, содержат различное количество карбосилицида и силикокарбида (фазы Новотного), что и определяет различный уровень концентрации углерода в ферросиликомарганце соответствующих марок. В высококремнистом ферросиликомарганце MnC25 основной структурной составляющей является фаза Новотного, равновесная концентрация углерода в которой при 23,5 % Si составляет 0,16 %.

Полезное извлечение марганца из шихты в товарный сплав с учетом использования вторичных марганецсодержащих материалов достигло 80 – 82 %.

Для повышения извлечения марганца и кремния в ферросиликомарганец кафедрой электрометаллургии Национальной металлургической академии Украины (г. Днепропетровск) теоретически обоснованы, экспериментально подтверждены и рекомендованы для внедрения ряд технологических мероприятий, существенно

улучшающих технико-экономические показатели выплавки ферросиликомарганца и повышающие полезное использование марганца и кремния шихты.

Важным вкладом в дальнейшее развитие теории и технологии производства ферросиликомарганца явились исследования д.т.н. В.С. Куцина, посвященные разработке технологии и оригинального оборудования кусковой сепарации отвальных шлаков и управлением процессами с применением электронной сенсорики и современных программных продуктов. Получаемый по этой технологии марганцевый металлошлаковый концентрат, содержит свыше 35 % марганца.

Одним из направлений дальнейших научных поисков повышения полезного использования марганца является довосстановление марганца и кремния из отвальных шлаков ферросиликомарганца. Как показано в работах В.А. Гладких и М.И. Гасика, наиболее эффективным является производство шлакоугольных брикетов и их применение в составе шихты для выплавки ферросиликомарганца. Промышленные масштабные опыты показали, что применение термически устойчивых шлакоугольных брикетов позволяет повысить извлечение марганца на 5 – 7 % и кремния на 3 – 5 %. Технико-экономическая оценка разработанной кафедрой электрометаллургии НМетАУ технологии показала, что затраты на брикетирование полностью покрываются экономическими выгодами от снижения удельных расходов шихтовых материалов.

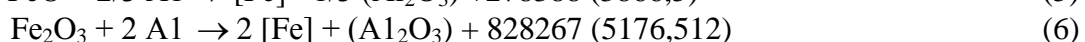
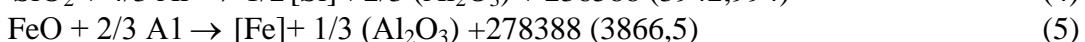
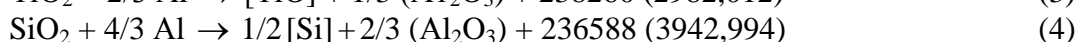
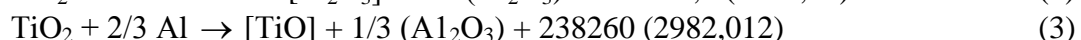
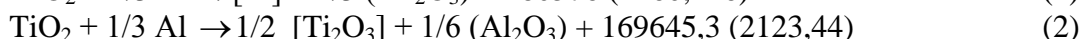
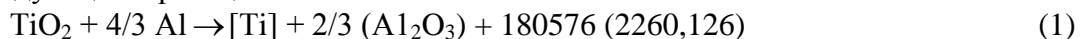
Библиографический список:

1. Рудовосстановительные электропечи и технологии производства марганцевых ферросплавов. Под редакцией Куцина В.С. и Гасика М.И. / В.С.Куцин, Б.Ф.Величко, М.И.Гасик и др. – Днепропетровск: НМетАУ. – 2011. – 508 с.
2. Куцин В.С. Ресурсосберегающая технология получения металлоконцентрата ферросиликомарганца из отвальных шлаков / В.С. Куцин, В.И. Ольшанский, М.И. Гасик // Сталь. – 2011. – №10. – с. 26–32.
3. Гладких В.А., Гасик М.И. Выплавка низкофосфористого силикомарганца из отвального шлака // Производство ферросплавов. Темат. науч. труды НИИМ. – М.: Металлургия, 1974. – Вып. 3. – с. 371–373.

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА ВЫСОКОПРОЦЕНТНОГО ФЕРРОТИТАНА ИЗ ИЛЬМЕНИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ И ВТОРИЧНОГО СЫРЬЯ

*Дидович Е.И., научные руководители асс. Подгорный С.Н., доц. Бубликов Ю.А.
Национальная металлургическая академия Украины*

Производство титана из ильменитовых концентратов алюминотермическим способом описывается следующими реакциями:



Все реакции сформированы к одному моллю исходного оксида, а их экзотермичность, выраженная в Дж, возрастает от (1) к (6). В скобках указан удельный тепловой эффект в кДж/кг оксида. Для проведения балансовых и энергетических расчетов процесса были приняты следующие исходные данные:

1. Химический состав ильменитового концентрата принят по фактически использованному в экспериментах материалу, % мас.: 63 TiO₂; 15 Fe₂O₃; 15 FeO; 2 SiO₂; 3

Al₂O₃; прочие 2.

2. Степень восстановления оксида титана до металла составляет 0,7. Остальная часть TiO₂ восстанавливается поровну до Ti₂O₃ и TiO (т.е. по 0,15).

3. Степень восстановления оксидов железа составляет 0,98, а кремнезема – 0,9.

4. Остаточное содержание алюминия в готовом сплаве составляет 5%.

5. Расход флюса (извести) принимается равным 10% от веса концентрата.

Суммарный тепловой эффект восстановления оксидов ильменита существенно возрастает при замене алюминия магнием. В этом случае экзотермичность реакций аналогов (1 – 6) достигает на 100 кг концентрата величины 401781,6 кДж. При расчете на высокопроцентный ферротитан (70 % Ti) и при использовании магния дефицит тепла (9,5 %), который может быть скомпенсирован введением в шихту железосодержащих окисных материалов при относительно небольшом разубоживании готового сплава (на 7 – 8 %).

В то же время применение магния вызывает дополнительные технические сложности, связанные как с повышенной температурой плавления магниезильных шлаков по сравнению с глиноземистыми, так и еще в большей мере, с очень высокой упругостью пара магния, что приводит к взрывообразному выбросу еще твердой и не прореагировавшей шихты.

Восполнение дефицита энергии при использовании в качестве восстановителя алюминия может осуществляться также путем ее подвода извне различными физическими приемами.

Достоинством комбинированного метода является гибкость технологии в энергетическом плане и возможность дополнительного нагрева шлака дугами после окончания металлотермической стадии, что позволяет наиболее полно разделить продукты плавки. Недостатки – необходимость электропечи и дополнительные затраты электроэнергии.

При экспериментах энергетической баластностью обладают отходы титановых сплавов, которые требуют только затрат энергии на их нагрев и плавление.

Балансовое уравнение имеет вид:

$$\Delta Q_{\text{спл.}} = P_{\text{спл.}} \cdot C_p^{\text{ст}} \cdot \Delta t = Q_{\text{х.р.}} / P \Sigma \quad (7)$$

где $P_{\text{спл.}}$ – масса «болота» ферротитана в печи перед загрузкой ильменитовой шихты, кг;

$C_p^{\text{ст}}$ – теплоемкость жидкого 70 % ферротитана, кДж/кг град.;

Δt – перегрев сплава, град.

Величина ΔQ на 100 кг ильменитового концентрата составляет, ~133,8 тыс. кДж на 70% сплав и ~ 46 тыс. кДж на ~ 50 % сплав (без отходов титана в шихте).

$$C_p^{\text{спл.}} = C_p^{\text{Ti}}[\% \text{ Ti}] + C_p^{\text{Fe}}[\% \text{ Fe}] \quad (8)$$

где C_p^{Ti} и C_p^{Fe} удельная теплоемкость чистых жидких титана и железа, равная, соответственно 0,986 и 0,827 кДж/кг град.

Для 70 % ферротитана из (8) получаем $C_p = 0,9405$ кДж/кг.град. Расчеты, выполненные по (7) и представленные на рис.2., показывают, что вариант комбинированной восстановительной плавки в печи ИЧТ-1/04-С2 весьма проблематичен, т.к. даже при исключении из шихты отходов титановых сплавов (кривая 2) при реально оставляемом «болоте» (250 – 300 кг), требуемый его перегрев достигает ~ 200 °С.

Что подтверждается экспериментами в печи ЛПЗ-67, где во внутрь магnezитовой футеровки тигля был вставлен графитовый тигель, в который загружали отсеvy ферротитана. После его расплавления и перегрева примерно до 1500 °С задавали первичную шихту из расчета получения 70 % и 50 % ферротитана. Во втором варианте из шихты исключали отходы титановых сплавов.

В первом случае процесс визуально шел очень вяло, шлак был очень вязким и даже присадка термитной смеси из железной руды, алюминия и извести не привела к его видимому разжижению. В итоге получили вторичный ферротитан (исходное «болото»), сверху которого располагался конгломерат шлака и капель металла различных размеров, разделение которых в процессе плавки не произошло.

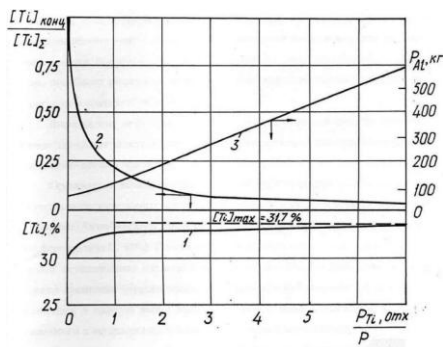


Рисунок 1 – Влияние доли титановых отходов в шихте на концентрацию титана в сплаве (1), долю титана из ильменита (2) и расход алюминия на 100 кг ильменита (3).

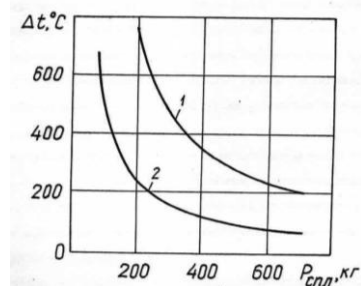


Рисунок 2 – Необходимый перегрев вторичного ферротитана для восстановления 100 кг ильменитового концентрата с отходами титана в шихте (1) и без них (2) в зависимости от массы «болота»

Во второй плавке с целью получения более жидкоподвижного шлака после расплавления ферротитана (2 кг) и его нагрева до $\sim 1500^\circ C$ была задана смесь титанового концентрата, алюминия и извести (1,0; 0,35 и 0,1 кг соответственно). После проплавления смеси (~ 2 мин.) образовался менее вязкий, на который с целью повышения его жидкоподвижности была задана термитная смесь из 0,18 кг окалина и 0,07 кг ФС65.

Несмотря на это при выпуске плавки шлак был очень вязким, и большая часть сплава оказалась рассредоточенной в нем в виде корольков и лишь небольшое количество в виде слитка. Поэтому следующую плавку, заморозили в тигле с целью оценки разделения сплава и шлака. При этом в металле обеих плавок было получено близкое к расчетному содержание титана порядка 50 %. Остаточный алюминий составлял 5,3 и 7 %, а кремний 1,3 и 1,6 %. Содержание оксидов титана в отвальном шлаке второй плавки составили 16,7 %.

Таким образом, выполненные исследования подтвердили принципиальную возможность осуществления в индукционной печи комбинированного процесса, объединяющего прямой переплав титановых отходов с восстановлением титана из рудных материалов с получением готового сплава, содержащего до 50 % титана. Однако напряженный тепловой баланс не позволяет при этом надежно работать на выпуск. В печах промышленной емкости нельзя гарантировать устойчивую работу агрегата. Футеровка тигля будет быстро зарастать высокотемпературными глиноземистыми шлаками. Введение же в состав шлака флюсов приведет к снижению удельной экзотермичности процесса в целом.

Перспективным в развитии совмещенного металлотермического процесса с прямым электронагревом может быть осуществлен дугами постоянного тока или плазменными.

Раздел 2. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОСПЛАВОВ

ВИЗНАЧЕННЯ ПАРАМЕТРІВ ПЕЧЕЙ ДЛЯ ВИПЛАВКИ ФЕРОСИЛІЦІО ВУГЛЕЦЕВОТЕРМІЧНИМ СПОСОБОМ

*Петренко Я.Г., Пироженко Б.С., Роздобудько І.В.,
науковий керівник асист. Антоневич Я.К.*

Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

Ферросплавні печі за призначенням бувають відновними або рафінувальними, а за конструкцією – закритими, напівзакритими і герметизованими. За видом відновника всі ферросплавні печі процеси підрозділяють на вуглецевотермічні та метало термічні(силікотермічний і алюмініотермічний). Вуглець є універсальним відновником, оскільки стійкість його оксиду зростає з підвищенням температури, проте реакція відновлення оксидів вуглецем відноситься до числа сильно ендотермічних, тобто потребує підведення тепла ззовні. Використання такого процесу забезпечує ступінь вилучення провідного елемента близький до 100 % і малу кратність шлаку. Газ СО, що утворюється під час реакції, постійно видаляється з реакційної зони, що обумовлює безперервний характер процесу з характерною постійною подачею шихтових матеріалів та періодичним випуском металу та шлаку в міру їх накопичення. Тому процес здійснюється в потужних рудо відновних дугових електропечах, а безперервний характер процесу забезпечує його високу продуктивність [1].

В промисловості використовують ферросплавні печі однофазні та трифазні, з прямокутною формою ванни, круглі нерухомі та обертальні. Найбільш розповсюджені в ферросплавній промисловості круглі трифазні печі, також широко використовують шестиелектродні прямокутні печі з однофазними трансформаторами, в яких полегшується процес завантаження шихти та легше регулюється відстань між електродами [2].

Вибір параметрів ванни ферросплавної печі, а саме внутрішнього діаметру ванни d_B здійснюється виходячи з діаметру електроду d_E та діаметру розпаду електроду d_P , що залежить в свою чергу від роду сплаву та допустимого розміру зазору a між електродом і футерівкою. Діаметр електроду обирають виходячи з допустимої щільності струму на 1 см^2 його поперечного перерізу. Допустима щільність струму в електроді залежить від його діаметра і матеріалу, з якого він виготовлений. Вона складає (А/см^2): для самоспівкливих електродів 6 – 8; вугільних 7 – 12; графітових 13,8 – 32; спеціальних графітових < 55. Для печей з ванною, що обертається діаметр діаметр розпаду електродів та відстань від електроду до футерівки печі можуть бути зменшені, полегшуються умови служби футерівки.

Для вибору діаметру ванни можна використовувати наступні співвідношення:

Для стаціонарних печей при безшлаковому процесі $d_B = d_P + d_E + 2a = d_P + 2.7d_E$, і при шлакових процесах, де умови роботи футерівки гірші $d_B = d_P + d_E + 2a = d_P + 3.3d_E$.

Для печей з ванною, що обертається при безшлаковому процесі $d_B \geq 0,9d_P + 2,5d_E$ і для шлакових процесів $d_B = 0,9d_P + 3,0d_E$.

Дані вітчизняних та закордонних дослідників показують, що діаметр ванни закритих печей зазвичай збільшують на величину d_{Δ} в порівнянні з діаметром подібних відкритих печей. Зовнішній діаметр печі дорівнює сумі d_B та подвоєній товщині футерівки, котра визначається потужністю печі і технологічними особливостями процесу.

Глибину ванни печі h визначають в залежності від діаметра електроду і щільності струму в ньому, роду сплаву та потужності печі. Для відкритих печей великої потужності величина h пов'язана з діаметром електроду рівнянням $h \approx 2.2 d_E$ і для закритих печей за

умовами забезпечення належного простору $h \approx 2.5 d_E$. Товщина подини на потужних печах складає близько 2 м, отже висота печі становитиме $H = h + 2$ м. Вибір параметрів залежить від особливостей конкретного процесу.

Важливою особливістю ВТП є підвищений вміст вуглецю в готовому сплаві, викликаний утворенням карбідів провідного елемента. Лише при одержанні кременистих сплавів карбіди руйнуються з утворенням більш стійких силіцидів, що зумовлює обмежену область застосування вуглецевотермічного способу до виробництва високо вуглецевих та кременистих сплавів. Однак, відновник відноситься до найбільш дешевих, тому при виборі способу виробництва феросплаву, необхідно перевірити можливість застосування найбільш продуктивного та економічно вигідного вуглецевотермічного способу. Подальші дослідження будуть спрямовані на вдосконалення методики визначення та розрахунків інших параметрів феросплавних печей.

Бібліографічний список:

1. Проектування і обладнання електросталеплавильних та феросплавних цехів Гладких В.А., Гасик М.І., Овчарук А.М., Пройдак Ю.С. – Дніпропетровськ: Системні технології, 2004., 692с.

2. Электрометаллургия стали и ферросплавов *Поволоцкий Д.Я., Рощин В.Е., Рысс М.А., Строганов М.А., Ярцев М.А.* – Учебник для ВУЗов. Изд. 2-е переработ. И доп. – М.: Metallurgia, 1984 г., 586 с.

ПРИМЕНЕНИЕ ПЕЧЕЙ УЛЬТРАНИЗКОЙ ЧАСТОТЫ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ ФЕРРОСПЛАВОВ

*Близнюк Д., научные руководители Кравченко П., Балашов С.,
Беспалов О., Малиенко Д., Литвяк В.
ПАО «Запорожский завод ферросплавов»*

На ПАО «Запорожский завод ферросплавов» находится в эксплуатации 31 рудотермическая электропечь с установленной мощностью трансформаторов от 5 до 27,6 МВА.

Завод производит 400 – 450 тысяч тонн высококачественных ферросплавов в год, а именно ферросилиций, ферросиликомарганец, ферромарганец.

При этом на рынке ферросплавов в последние годы установились жесткие требования к фракционному составу ферросплавов. Данная ситуация определила необходимость развития технологий переработки (сплавления) отсевов фракционирования ферросплавов.

В настоящее время в мировой практике для этих целей наибольшее распространения получили печи постоянного тока. Однако эта технология при реконструкции существующих электропечей требует полной замены электропечи переменного тока и печного трансформатора и больших капитальных затрат на реконструкцию.

На ПАО «ЗФЗ» рассмотрены и опробованы различные технологии переработки отсевов фракционирования ферросплавов [1, 2]:

- на печах переменного тока как малой (7,5МВА) так и большой мощности (до 27,6 МВА);

- в 2010 году введены в эксплуатацию две печи постоянного тока ДШПТ-5,0. Основными отличиями печей постоянного тока ДШПТ-5,0 от известных аналогов является отсутствие подового электрода;

- в 2014 году выполнена реконструкция печи РКО-7,4 МВА с переводом ее работы на ультранизкую частоту (РКОУНЧ- 7,4 МВА).

При выполнении реконструкции на печь установлен преобразователь реверсивный трехфазный В-ТПЖР-3×10,5-205 УХЛ4 производства ПАО «Преобразователь» [6].

Принципиальная схема силовых цепей печи ультранизкой частоты РКОУНЧ-7,4 МВА на рис. 1.

На рис. 2 приведены форма тока тиристорных мостов и электродов печи, поясняющие суть работы источника питания.

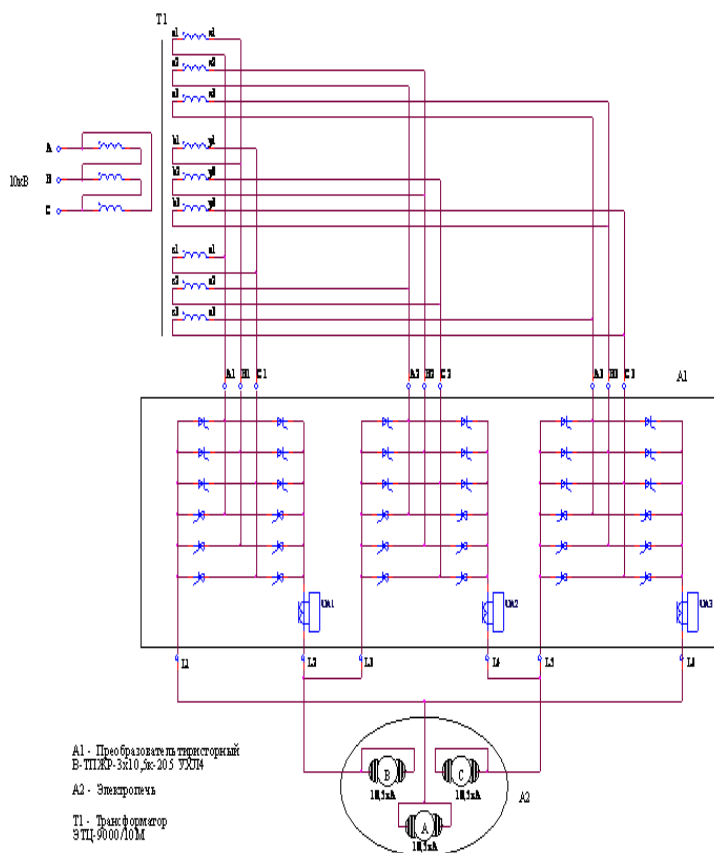


Рисунок 1 – Принципиальная схема силовых цепей ферросплавной печи ультранизкой частоты РКОУНЧ-7,4МВА

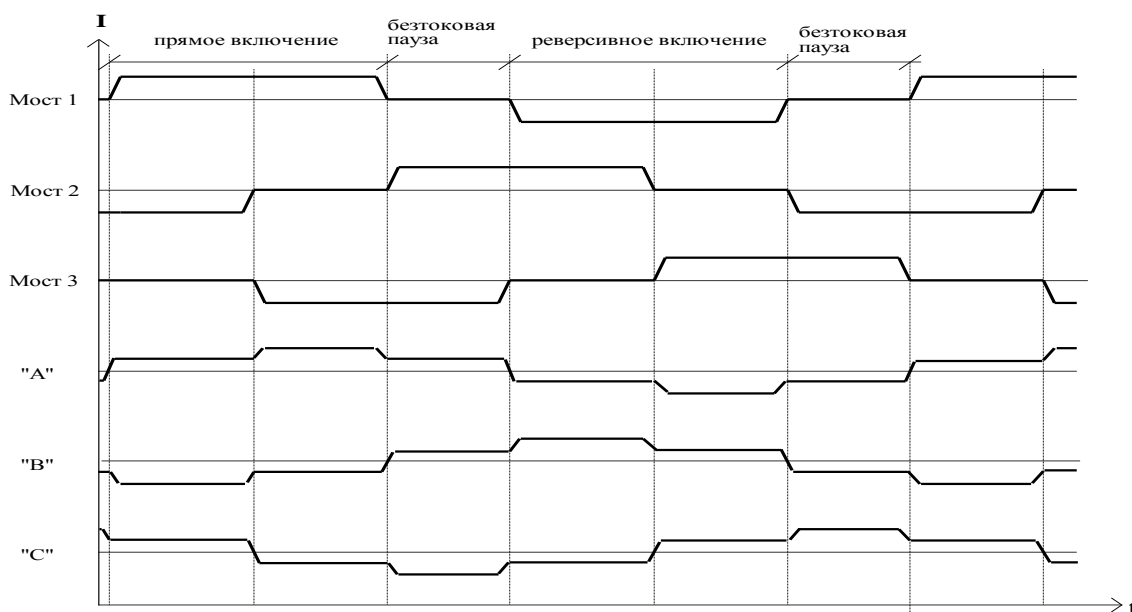


Рисунок 2 – Диаграммы токов мостов и электродов печи

Эффективное значение тока электрода печи определяется из выражения:

$$I_{\text{rms}} = \sqrt{2} \cdot I_d, \quad (1)$$

где I_d – выпрямленный ток каждого моста.

Эффективное значение напряжения под электродом вычисляется по формуле:

$$U_{l_{rms}} = \sqrt{2} \cdot U_d / 3, \quad (2)$$

где U_d – выпрямленное напряжение каждого моста с учетом коммутационного падения напряжения, угла управления тиристорами и активных потерь.

Отсюда, активная мощность, вводимая в печь:

$$P_d = I_{l_{rms}} \cdot U_{l_{rms}} \cdot 3 = 2 \cdot I_d \cdot U_d \quad (3)$$

Чередование под электродами печи токов с изменяющейся в 2 раза амплитудой при определенной частоте реверса приводит к интенсивному сходу шихты и перемешиванию расплава.

Регулируя длительность протекания тока каждого моста выпрямителя можно изменять ток отдельно в каждом электроде, вплоть до его прекращения в одном из них. При этом обеспечивается симметричная загрузка фаз питающей сети.

Стабилизация тока в каждой фазе низкой частоты позволяет при одинаковых токах электродов держать различное напряжение под ними, также без нарушения симметрии токов питающей сети. Кроме того, стабилизация тока обеспечивает «мягкий» режим дуги, что сокращает улетучивание металла, а также создает благоприятные условия спекания электродов, увеличивающие их стойкость и уменьшающие расход.

На рис. 3 представлены фактические значения токов электродов.

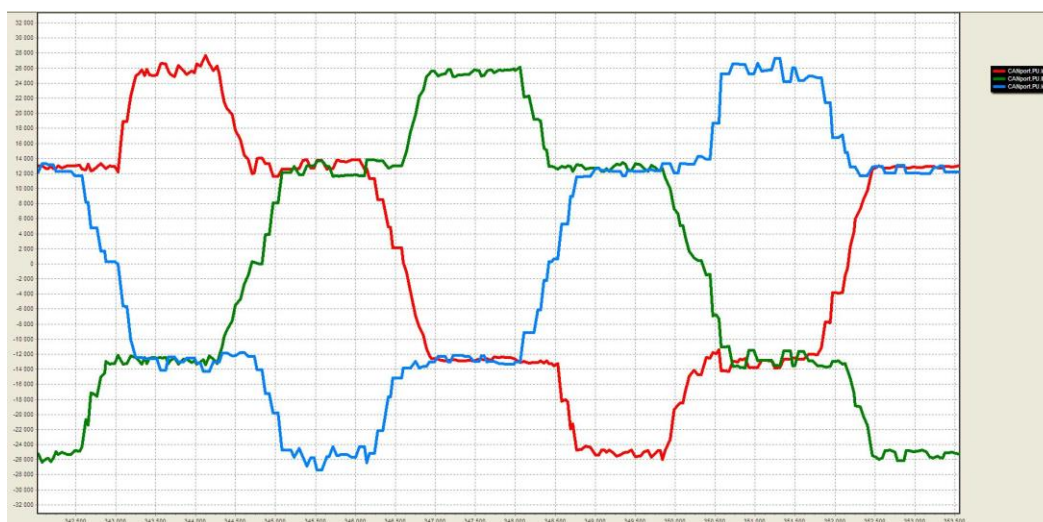


Рисунок 3 – Фактические значения токов электродов

Для переработки отсевов фракционирования на ПАО «ЗФЗ» разработаны технологии учитывающие особенности печей.

Используются электропечи трех типов:

- печи постоянного тока ДШПТ - 5,0;
- печи переменного тока с частотой 50 Гц РКО - 7,4;
- печь ультранизкой частоты РКОУНЧ - 7,4.

В табл. 2 приведены сравнительные характеристики печей.

Ферросиликомарганец, получаемый методом сплавления отсевов, должен удовлетворять требованиям ДСТУ 3548 - 97 (табл. 3) [3].

Используемые на момент завершения реконструкции печи РКОУНЧ - 7,4 технологии переработки отсевов были основаны на проведении периодического процесса расплавления, нагрева и выпуска расплава [4].

В качестве шихтовых материалов используются следующие компоненты [5]:

- отсевы MnC17 фр. 0 – 10 мм;
- ВСМ17 фр. 0 – 100 мм (вторичное сырье металлосодержащее);

- ОПК (окатыши пылекоксовые).

Таблица 2 – Основные технические характеристики печей для сплавления отсевов

№ п/п	Наименование параметра	РКО-7,4	ДШПТ-5,0	РКОУНЧ-7,4
1	Частота, Гц	50	0	0,1 – 0,001
2	Количество электродов	3	2	3
3	Тип электродов	самообжигающиеся	графитированные	самообжигающиеся
4	Диаметр электродов, мм	600	300	600
5	Полная мощность, потребляемая из сети, кВА	7400	5000	6700
6	Максимальная активная мощность печи, кВт	5600	4250	5500
7	Линейное вторичное напряжение, В	139 – 175	126 – 161	139 – 175
8	Ток электрода печи, кА	26,5	15,5	30,0*
9	Диаметр ванны печи, мм - по верху - по низу	5800	2650	5800
		3200	1450	3200
10	Высота ванны печи, мм	1620	1360	1620
11	Материал футеровки	периклаз	периклаз	периклаз

*максимальное пиковое значение $2 \cdot I_d$

Таблица 3 – Требования ДСТУ 3548 - 97 к ферросиликомарганцу, получаемому методом сплавления отсевов

Марка сплава	Массовая доля элемента, %				
	кремний	марганец	углерод	фосфор	сера
		не менее	не более		
МnC17	15,0 – 20,0	65,0	3,5	0,6	0,03

Шихтовые материалы подаются в плавильный корпус из склада шихты отдельно на дозировочный узел печи. На дозировочном узле в саморазгружающуюся бадью ($V=1,2 \text{ м}^3$), установленную на тензометрические весы, в автоматическом режиме поочередно по вибротрамкам подаются шихтовые материалы в установленном соотношении.

Загруженная бадья электромостовым краном подается к печным бункерам – содержимое высыпается в бункер. Далее по загрузочным лоткам шихта подается в ванну печи.

Металл и шлак одновременно через летку выпускаются в стальные ковши, установленные каскадно. Ковши имеют гарнисаж из шлаков металлического марганца. Продолжительность выпуска 10 – 20 минут. По завершению выпуска расплава летка заделывается огнеупорной смесью. Ковши с расплавом подаются в разливочный пролет. После удаления шлака с поверхности металла производится его разливка в чугунные изложницы или полости из отсевов.

Остывший металл извлекается из изложниц и направляется в склад готовой продукции для последующей переработки и отгрузки потребителю.

Перепуск самообжигающихся электродов производится 2 раза в сутки при отключенной печи. Общая величина перепуска составляет 300 – 500 мм. Обжиг электродов выполняется путем планомерного увеличения токовых нагрузок.

В продолжение нескольких месяцев освоения печи РКОУНЧ - 7,4 отработаны две различные технологии сплавления: периодическим процессом и непрерывным процессом с

закрытым колошником. За базовую технологию принят процесс переработки отсевов МнС17 для печи переменного тока.

Основные сравнительные производственные и технологические показатели печей, задействованных на переплаве отсевов на ПАО «ЗФЗ» представлены в табл. 4.

Таблица 4 – Основные сравнительные производственные и технологические показатели печей, задействованных на переплаве отсевов на ПАО «ЗФЗ»

Показатель	ед. изм.	Печь ДШПТ-5,0	Печь РКО-7,4	Печь РКОУНЧ - 7,4	
				Периодический процесс	Непрерывный процесс с закрытым колошником
Производительность	баз тн/сут.	21	44,5	38 – 40	45 – 51
Мощность печи (среднесуточная)	МВт/час	0,71	2,6	1,8 – 2,0	1,92 – 2,0
Уд. расход электроэнергии	кВтч/баз тн	860	1360	1300 – 1330	880 – 920
Расход электродов / эл. Массы	кг/баз тн	8,65	33,0	19,0	11,40
Потери марганца	%	6,4	9,6	5 – 6	4,0
Загрузка отсевов на плавку	тн	5,0	5 – 6	5 – 6	Постоянная подача шихтовки
Номинальная сила тока на электродах	кА	10,0	22,0	18,5*	18,5*
Напряжение на электродах	В	40 – 60	65 – 80	35 – 80	40 – 55
Расход электроэнергии на плавку	тыс. кВтч	4,5 – 5	6 – 7	6 – 8	6 – 7
Продолжительность плавки	час	4	2,5 – 3	2,5 – 3	3 – 3,5

*среднедействующее значение тока при пределах колебаний в диапазоне 12 – 30 кА

Выводы:

Применение реверсивного тиристорного 3-х фазного преобразователя, работающего на ультранизкой частоте реверса позволило:

- снизить удельный расход электроэнергии по сравнению с печью переменного тока;
- значительно снизить потери при переплаве на улетучивание и угар;
- увеличить реакционную зону благодаря 3-м электродам в сравнении с печами постоянного тока;
- снизить расход электродов;
- организовать перемешивание расплава и интенсивный сход шихты за счет регулирования частоты реверса и изменения формы тока с перераспределением мощности под электродами,
- обеспечить симметричную загрузку фаз питающей сети при несимметричной нагрузке электродов;
- стабилизации тока дуги и автоматического поддержания напряжения под электродами электропечи.

По сравнению с печами постоянного тока реконструкция печи с использованием 3-х фазного выпрямителя ультранизкой частоты потребовала существенно более низких капитальных затрат (более, чем в 2 раза).

Библиографический список:

1. Гасик М.И. Электроды рудовосстановительных электропечей. – 2-е изд., перераб. и доп.. – М.: Metallurgy, 1984. – 248 с.
2. Гаврилов В.А., Поляков И.И., Полякова О.И. Оптимизация режимов работы ферросплавных печей. – М.: Metallurgy, 1996. – 176 с.
3. Гасик М.И., Лякишев М.П. Физикохимия и технология электроферросплавов. – Дн-ск: Системные технологии, 2005. – 448 с.
4. Повышение эффективности и качества ферросплавов. Сборник научных трудов. – М.: Metallurgy. НИИМ., 1986. – 121 с.
5. Гаврилов В.А. Гасик М.И. Силикотермия марганца. – Дн-ск: Системные технологии, 2001. – 512 с.
6. Преобразователь реверсивный трехфазный В-ТПЖР-3×10,5-205 УХЛ4. Руководство по эксплуатации АБАМ.656464.001 РЭ. – Запорожье, 2013.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕМПЕРАТУРНО-ВРЕМЕННЫХ РЕЖИМОВ ФОРМИРОВАНИЯ НЕПРЕРЫВНЫХ САМООБЖИГАЮЩИХ ЭЛЕКТРОДОВ ЭЛЕКТРОПЕЧЕЙ ВЫПЛАВЛЯЮЩИХ МАРГАНЦЕВЫЕ ФЕРРОСПЛАВЫ

*Дзвеняк В.И., научный руководитель проф. Гриншпунт А.Г.
Национальная металлургическая академия Украины*

Выполнены исследования и анализ температурно-временных условий работы самообжигающихся электродов печей РПЗ - 63 и РКГ - 75, выплавляющих марганцевые ферросплавы. Установлено, что зона коксования электродов находится на уровне 200 – 400 мм выше нижней кромки контактных щек, а верхняя граница расплавленной массы располагается на уровне 650 – 1100 мм над верхней кромкой щек, при этом столб расплавленной массы достигает 1,4 – 1,7 м, а в отдельные периоды 2,0 – 2,5 м. Выпуклая форма изотермы начала коксования электродов свидетельствует, что при относительно низкой плотности тока (2,6 – 3,1 А/см²) основной частью теплового баланса коксования электродов является тепло, поступающее из ванны печи, доля «джоулева» тепла невелика. В ванне печи более интенсивно идут процессы между парными электродами, при этом температура расплавленной массы на стороне электрода обращенной к диаметру своей фазы на 50 – 80 °С выше, чем на противоположной. Перекос изотерм размягчения по высоте достигает 300 – 500 мм, что вызывает сегрегацию компонентов, формирование анизотропного тела электрода с различными свойствами отдельных участков и снижает эксплуатационную стойкость электродов. При остановке печи РКГ 75 без предварительного снижения мощности перепад температур между поверхностью и центром на открытом участке ниже контактных щек увеличивается с 360 до 500 °С. Эта величина превышает критические значения перепада температур для электродов диаметром 2000 мм, что приводит к образованию термических трещин, сколам и обломам угольного блока самообжигающегося электрода. Выданы рекомендации по улучшению условий эксплуатации электродов, реализация которых позволила повысить надежность работы самообжигающихся электродов печей РКГ 75.

Выполнен анализ факторов влияющих на стабильную работу рудовосстановительных электропечей. Установлено, что основными причинами являются горячие простои из-за неисправности оборудования, отсутствия электроэнергии и шихты. Показано, что более 80 % обрывов электродов происходит после горячих простоев печи. Причем с ростом длительности простоев увеличивается вероятность обрыва электродов, которые происходят по термическим трещинам, образующихся в результате термических напряжений в процессе

охлаждения и последующего нагрева. Приведен наиболее вероятный механизм разрушения электрода.

Разработан, исследован и внедрен на Никопольском и Запорожском заводах ферросплавов, а также Побужском ферроникелевом заводе способ эксплуатации самообжигающихся электродов в период остановок печей типа РКЗ - 22,5 РПЗ - 63, РКГ - 75 и РПЗ - 40И1, позволяющий значительно сократить количество обрывов, повысить производительность печей, снизить расход электроэнергии и шихтовых материалов. Установлено, что соотношение скоростей охлаждения центра и поверхности электрода в районе нижней кромки контакта щек должно быть равным 1,0 – 1,5. Это достигается плавным снижением плотности тока в электродах со скоростью 0,3 – 0,4 А/см² в час путем уменьшения токовых нагрузок на электродах со скоростью 10 кА в час в течении 6 – 8 часов перед плановой остановкой. В течении двух суток перед остановкой электроды укорачивают на 600 – 800 мм путем сокращения или прекращения перепуска, а в течении 3 – 6 часов перед остановкой перепускают на ту же величину.

Определены величины температурного перепада между центром и поверхностью электрода в период простоя рудовосстановительной печи и последующего набора мощности. При остановке печи по разработанной методике температура в центре электрода и на его поверхности на уровне 0,5 м ниже контактных щек плавно снижается со скоростью 25–30 °С в час, при этом перепад температур по сечению не превышает 100 °С. Работа электродов после разогрева печи и выхода на полную мощность характеризовалась высокой надежностью. Термических трещин и последующих обрывов электродов отмечено не было. Нерегулируемый режим остановки печи привел к возникновению в электроде больших температурных перепадов между центром и поверхностью. Градиент температур по сечению достигал 300 – 450 °С. Температура в центре электрода уменьшалась со скоростью 40 – 50 °С в час, а в наружных слоях после остановки резко снижалась в первые 6 часов со скоростью до 180 °С в час. В поверхностном слое образовались трещины, которые в дальнейшем привели к обрыву трех электродов. Разработанный и внедренный в широком промышленном масштабе в условиях ОАО «НЗФ», ОАО «ЗФЗ» и ОАО «ЛНЗ» эффективный метод подготовки крупногабаритных электродов к остановке печей позволил снизить расход электроэнергии на 1,1 – 1,2 %, электродной массы на 3 – 4 % и листовой стали на 2 – 3 %. При этом реализован ряд природоохранных мероприятий за счет сокращения обрывов электродов.

Исследованиями влияния технологических факторов на положение зоны коксования самообжигающихся электродов печей РКГ-75 установлено, что увеличение токовых нагрузок от 100 до 140 кА (плотности тока соответственно с 3,18 до 4,45 А/см²) позволяет при прочих равных условиях повысить зону коксования на 200 мм. Каждые 100 мм заглубления электрода повышают зону коксования на 10 мм, увеличение линейного расхода на 100 мм сверх 500 мм/сут снижает зону коксования на 50 мм.

Библиографический список:

1. Гасик М.И. Самообжигающиеся электроды рудовосстановительных печей. М.: Металлургия.– 1984, 248С.

Раздел 3. ЭКОЛОГИЯ И ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ, ПЕРЕРАБОТКА И УТИЛИЗАЦИЯ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА

ОСНОВНЫЕ ВТОРИЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ ПОБУЖСКОГО ФЕРРОНИКЕЛЕВОГО КОМБИНАТА

*Сторожук А.В., Погорелюк А.С., Новигов Н.Н., научный руководитель Бобылев В.П.
Национальная металлургическая академия Украины,
ООО «Побужский ферроникелевый комбинат»*

Побужский ферроникелевый комбинат является крупнейшим предприятием Восточной Европы, который может обеспечить потребности в никеле не только ГМК Украины, но и значительную часть металлургических предприятий ближнего и дальнего зарубежья.

Производство ферроникеля электротермическим способом является наиболее распространенным и, при всей сложности и энергоемкости, вместе с тем самым эффективным технологическим процессом. Под современной технологией выплавки ферроникеля понимается комплекс технических приемов и средств их реализации, обеспечивающий выплавку сплава заданного состава, эффективное управление процессами при рациональном использовании сырья и максимальной утилизации техногенных отходов.

В процессе подготовки сырья, выплавки чернового ферроникеля в РТП, рафинирования его в кислом и основном конвертерах, образуется значительное количество вторичных материалов, объем и вес которых во много раз превосходит количество товарной продукции.

Количество вторичных материалов на 1 т ферроникеля приведены на рис.

Основное количество вторичных материалов – электропечные шлаки, ежедневно которых образуется от 2,5 до 3 тыс. тонн. Электропечные шлаки широко используются в различных отраслях промышленности – в строительной промышленности, в автомобильном строительстве, в качестве абразивного материала.

В настоящее время печной шлак, характеризующийся повышенным содержанием в нем оксидов магния. Использовать можно в сельском хозяйстве для раскисления почвы при выращивании сахарной свеклы.

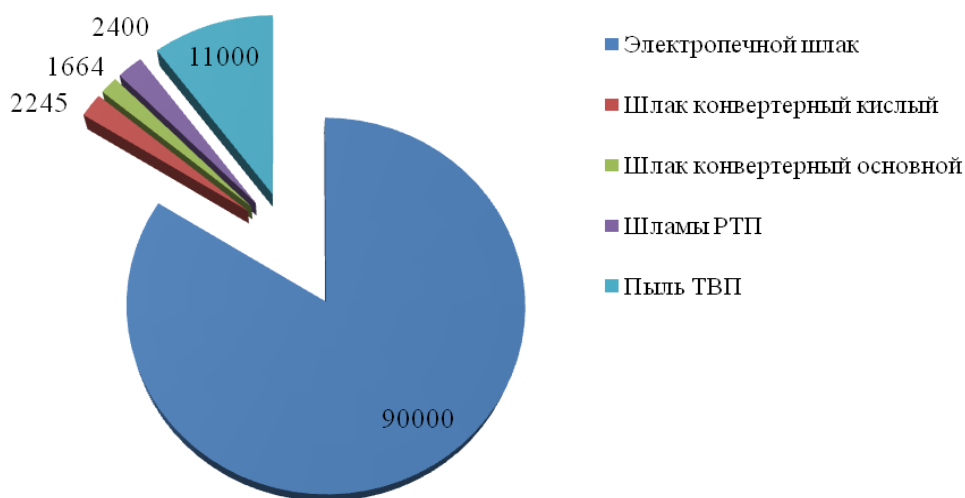


Рисунок – Основные вторичные материалы ПФК (т/месяц)

Все никельсодержащие вторичные материалы – пыли, шламы, скрап, образующиеся на всех стадиях технологического процесса, после соответствующей подготовки, полностью утилизируются на комбинате в собственном производстве.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА ПЫЛИ СУХОХ ГАЗООТЧИСТОК ПЕЧЕЙ ФЕРРОСИЛИЦИЯ

*Шишкина Е. научные руководители Балашов С., Бабко С., Лихобицкая Л.
ПАО «Запорожский завод ферросплавов»*

На ПАО «Запорожский завод ферросплавов» в плавильном цехе № 4 установлены 8 закрытых печей для производства сплавов ферросилиция. Все печи оборудованы сухими газоочистками с рукавными фильтрами, поэтому утилизация уловленной пыли (отходов производства) — весьма актуальная задача. В пыли, образующейся при выплавке кремнийсодержащих сплавов, содержится значительное количество мелкодисперсного SiO_2 , который является составляющей антипригарных покрытий.

Одной из основных задач является возврат пыли сухих газоочисток в производство. Наилучшим вариантом утилизации отходов производства следует считать их возврат в технологический процесс. Высокая дисперсность и малый насыпной вес не позволяет напрямую использовать эти пыли в технологическом процессе производства без предварительной подготовки.

Применение в собственном производстве пыли образующейся в процессе производства ферросилиция, ограничено, что выдвигает необходимость ее утилизации или использования для других целей.

С учетом физико-химических свойств пыли ферросилиция рассматриваются следующие направления ее переработки [1, 4]:

- возврата пыли в технологический процесс – изготовление окатышей и возврат и технологию;
- в строительстве;
- в качестве антипригарных покрытий в металлургии.

На ПАО ЗФЗ обрабатываются все возможные направления. При этом на сегодня наиболее изучен вопрос вовлечения пыли в технологию и разработки антипригарного покрытия для технологической посуды. Отработаны базовые технологии, рассматривается вопрос внедрения.

Традиционно на ПАО «ЗФЗ» в качестве антипригарного покрытия изложниц разливочных машин используется известь. Обработка изложниц выполняется перед каждой разливкой, слой нанесения известкового покрытия до 1 мм. После дробления отсева фракционирования подвергаются переработке – переплаву на печах постоянного тока. Проблемным вопросом при такой переработке отсева ферросилиция стала большая ликвация в разлитом металле.

Поэтому необходим поиск новой технологии антипригарного покрытия изложниц при выплавке сплавов ферросилиция. При разливке металла в изложницы наиболее изнашиваемым является место падения струи металла. Основными факторами износа является термический и гидравлический удары в момент воздействия струи металла на изложницу (температура ферросилиция в момент разливки – до 1600 °С). С учетом этих данных факторов к огнеупорным защитным покрытиям для изложниц предъявляются следующие основные требования:

- высокая покрывающая способность;
- высокая устойчивость к разрушению и отслаиванию при воздействии струи металла и высоких температур;
- высокая огнеупорность и термостойкость слоя покрытия;

- низкая теплопроводность слоя покрытия;
- низкое термическое расширение слоя покрытия.

Наилучшими свойствами обладают огнеупорные покрытия изложниц на основе микрокремнезема с содержанием диоксида кремния 90 – 95 % [2]. С возрастанием температуры прочность огнеупорного покрытия возрастает за счет спекания множества дисперсных частиц, имеющих максимально развитую поверхность и максимальный уровень свободной энергии.

Пыль сухих газоочисток при производстве ферросилиция (микрокремнезем) трудно транспортировать и хранить непосредственно на участке разлива металла для приготовления антипригарного покрытия. Для получения более удобного в обращении материала выбран метод приготовления суспензии микрокремнезема – смешивание микрокремнезема смешивается с равным количеством воды и суспензирование с помощью смесительных установок. Для обеспечения химической и физической стабильности суспензии водородный показатель pH находится в пределах от 4,5 до 5,5.

Изготовление огнеупорного покрытия на основе микрокремнезема выполнено на основе пыли сухой газоочистки при производстве ферросилиция с массовым содержанием SiO₂ от 89 % до 92 %. Из данной пыли приготовлены коллоидные водные растворы для обработки изложниц. Состав суспензии включал в себя 25 % массовой доли SiO₂ и 75 % массовой доли H₂O.

Для увеличения времени хранения и транспортировки суспензии, применения для нанесения антипригарного покрытия выполнено введение высокомолекулярного компонента на основе крахмала в количестве 0,5 % массовой доли кремнезема. Данная добавка позволила получить вязкую суспензию с высокой седиментационной устойчивостью (рис.2).



Рисунок 2 – Обработка изложниц разливочной машины антипригарным покрытием на основе микрокремнезема (пыли сухой газоочистки).

Основные технологические параметры приименного антипригарного покрытия показаны в табл.3.

Таблица 3 – Основные технологические параметры приименного антипригарного покрытия

1	Состав суспензии:	
1.1	Пыль производства ферросилиция, кг	100
1.2	Вода, кг	100
2	Плотность суспензии, г/см ³	1,23
3	Температура изложниц в момент нанесения суспензии, °С	270
4	Толщина наносимого слоя, мм	0,5

Выполнена оценка стойкости опытного антипригарного покрытия на изложнице. Стойкость составила 2 – 3 разливки, однако, в связи с износом его в месте падения струи металла нанесение покрытия для последующих разливок выполнялось перед каждой разливкой.

Нанесение данного огнеупорного покрытия на внутреннюю поверхность изложниц устранило приварку слитков. Дополнительно отмечено уменьшения износа нижней части изложниц в месте падения струи металла.

Использование пыли сухой газоочистки в технологическом процессе непосредственной подачи ее в печь без специальных мер невозможно. Основные причины [3]:

- пыление и вынос мелких фракций в газоочистку при загрузке в печь;
- снижение газопроницаемости колошника и как следствие нарушение хода печи.

При этом возможно использование Si-содержащей пыли в виде окатышей для подшихтовки в количестве 50 – 200 кг на 1000 кг кварцита.

Наиболее подходящим способом подготовки пыли сухих газоочисток к повторной переработке является окомкование с содержанием влаги в окатышах до 20 %. Оптимальный размер окатышей для обеспечения нормального хода печи 25 – 30 мм, с плотностью:

- сырых 0,88 – 0,92 кг/м³;
- подсушенных 0,72– 0,75 кг/м³.

На ПАО «ЗФЗ» проведено опытное изготовление окатыше Si-содержащей пыли от выплавки ферросилиция. В качестве ядра окомкования использованы отсеvy фракционирования кокса и кварцита. Пробное изготовление окатышей выполнено на существующем оборудовании участка окомкования.

Окомкование проводили путем окатывания на тарельчатом грануляторе. В процессе производства за сутки, высыхая на воздухе, окатыши приобретали механическую прочность. В качестве ядра для получения окатышей использованы отсеvy шихтовых материалов – кокса и кварцита. Фракционный состав отсевов кокса – 1 – 10мм, отсевов кварцита – 0 – 15мм.

Полученные окатыши пыли сухой газоочистки при производстве ферросилиция с ядром из отсева кокса имеют круглую форму, диаметром 10 – 25 мм. Окатыши с ядром из отсевов кварцита получены двух форм: круглые, диаметром 10 – 25 мм и неправильной формы, повторяющую форму ядра.



а)



б)

Рисунок 3 – Окатыши пыли сухой газоочистки при производстве ферросилиция с ядром окомкования а) отсев кокса фр. 0 – 10 мм; б) отсев кварцита фр. 0 – 15 мм

Время работы окомкователя (на заданном весе) до получения окатышей составило 15 мин. Последующие 20 мин. выполнялся процесс сушки в тарелке окомкователя. Влажность сырых окатышей с ядром кварцита составила 8,1 %, с ядром кокса – 13,6 %.

Сушка окатышей в муфельной печи при температуре 200 °С в течении 5 и 15 минут позволила повысить прочностные характеристики. При этом показатели влаги материала после сушки в течении 15 минут показали значения соответствующие влаге исходного материала, задаваемого в качестве ядра окомкования (табл.4).

Таблица 4 – Влажность окатышей

Параметры материала	Влажность окатышей с ядром окомкования из кокса фр. 0–10 мм, %	Влажность окатышей с ядром окомкования из кварцита фр. 0–15 мм, %
Сырые окатыши	13,6	8,1
Сушка 5 мин., T = 200 °С	11,5	6,1
Сушка 15 мин., T = 200 °С	9,3	1,4

Окатыши с ядром из отсевов кварцита неправильной формы представляют собой кусковой материал кварцита фракции 10 – 15мм, покрытый 2 – 3 мм слоем уплотненной пыли (рис.4). Прочность данного покрытия снизилась в процессе сушки, и появились локальные признаки отшелушивания покрытия.



Рисунок 4 – Окатыши с ядром окомкования из кварцита, после сушки.

Для определения температурной стойкости отобраны три пробы окатышей и выполнена температурная обработка в муфельных печах при трех температурных режимах 500 °С и 800 °С. Термообработке подвергнуты как сырые окатыши, так и просушенные при температуре 200 °С в течении 5 и 15 минут. Термообработка выполнена без плавного разогрева материала.

Выводы:

В данной работе рассматривались физические свойства пыли сухих газоочисток закрытых печей по производству ферросилиция и возможность ее использования в качестве антипригарного покрытия, а также возврата ее в производственный процесс.

Нанесение огнеупорного покрытия, в состав которого входит пыль ФС, на внутреннюю поверхность изложниц устранило приварку слитков. Дополнительно отмечено уменьшения износа нижней части изложниц в месте падения струи металла, что характеризует данное антипригарное покрытие как приемлемое для производства.

При эксперименте с возвращением пыли ФС в производственный процесс в виде окатышей показал, что разрушение окатышей наблюдается при разогреве до 800 °С. Окатыши с ядром из коксовой мелочи в общей массе показали более высокую стойкость к

высокотемпературному воздействию. Разрушение окатыша с ядром из кварцита наблюдается при размере исходного кварцита более 10 мм – растрескивание и отслоение 2 – 3 мм покрытия за счет разницы в температурных коэффициента линейного расширения. Окатыши с ядром кварцита фракции 0 – 10 мм имеют достаточную термостойкость для обеспечения их подачи в зону реакции печи. Однако при производстве ферросилиция отсев кварцита необходимо предварительно очищать от глинистых составляющих, присутствующих в мелкой фракции. Данное обстоятельство снижает экономическую составляющую при использовании данного материала в процессе выплавки ферросилиция.

Библиографический список:

1. Захарченко П. В., Цирулик В. И., Казюта В. И. Утилизация техногенных и природных отходов в промышленности строительных материалов. Тезисы доклада. Республиканский семинар. – Киев, 1986.
2. Гасик М.И. Малоотходная и энергосберегающая технология в металлургии. – К: Знание, 1982. – 24 с.
3. Гасик М.И., Овчарук А.Н., Рогачев И.П. Электросталеплавильное и ферросплавное производство на стыке тысячелетий: итоги, проблемы и перспективы развития, ресурсосбережение //Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2000. – №2. – с. 10–14.
4. Физико-химия огнеупорных изделий, тиксотропных масс и применение их в электрометаллургическом производстве : Учебн. пособие / Гасик М.И., Пройдак Ю.С. и др.; Под общ. ред. М.И. Гасика. – Дн-ск: ГМАУ, 1999. – 147 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВТОРИЧНОГО МАРГАНЦЕВОГО СЫРЬЯ ПРИ ВЫПЛАВКЕ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА

*Кучер Д.И., Роженьков Е.Н., научный руководитель к.т.н. Филиппов И.Ю.
ПАО «Никопольский завод ферросплавов»*

Важнейшим резервом повышения технико-экономических показателей (ТЭП) производства является рациональное и комплексное использование сырьевых энергетических ресурсов, особенно в такой отрасли, как черная металлургия, являющейся наиболее материально и энергоемкой [1].

В производстве марганцевых ферросплавов вопросы экономии сырья приобрели особую актуальность в связи с имеющимся дефицитом марганцевых концентратов и ухудшением их качества. Кроме того, образование значительного количества отходов существенно снижает полезное использование марганца. Поэтому важным фактором улучшения ТЭП выплавки ферросиликомарганца является возвращение в производство отходов, неизбежно образующихся в процессе получения сплава [2, 3].

При производстве ферросиликомарганца на ПАО «НЗФ» образуются следующие виды отходов [4]:

- отвальный шлак (11,0 – 12,5 % Mn);
- отходы при чистке ковшей (15,1 – 20,3 % Mn);
- смесь шлакометаллическая (45 – 47 % Mn).

Смесь шлакометаллическая (СШМ) представляет собой куски сплава, прошлакованного металла и шлака с вкраплениями металла, выборка которых производится из шлакового отвала. С целью максимальной и эффективной утилизации на заводе производят смешивание всех видов отходов в соотношении, позволяющем получать в смеси содержание марганца н.м. 30 %. Полученную смесь вторичного марганцевого сырья (ВМС) отгружают в цех производства ферросплавов.

Так как ВМС представляет собой смесь металла и шлака в различных соотношениях, в настоящей работе для определения содержания марганца была разработана методика, основанная на разности объемно-насыпной массы металлической и шлаковой фазы.

Согласно данной методике, содержание марганца (мас.%) в ВМС может быть определено по выражению:

$$\langle \text{Mn} \rangle = \frac{A \cdot Y \cdot C + B \cdot (1 - Y) \cdot D}{Z} \cdot 100 \quad (1)$$

где $\langle \text{Mn} \rangle$ – содержание марганца в ВМС, %;

A – объемно-насыпная масса шлаковой фазы, т/м³;

B – объемно-насыпная масса металлической фазы, т/м³;

Y – доля шлаковой фазы в ВМС;

C – содержание марганца в шлаковой фазе, в долях;

Z – объемно-насыпная масса ВМС, т/м³;

D – содержание марганца в металлической фазе в долях.

Проведенными исследованиями установлено, что объемно-насыпная масса шлаковой и металлической фаз ВМС соответственно равны 1,65 и 3,2 т/м³. Принимая содержание марганца в шлаковой фазе 135, в металлической 7,35, получим:

$$\langle \text{Mn} \rangle = \frac{0,2063 \cdot Y + 2,3360 \cdot (1 - Y)}{Z} \cdot 100 \quad (2)$$

В то же время доля шлаковой фазы в ВМС составляет:

$$A \cdot Y + B \cdot (1 - Y) = Z \quad \text{или} \quad Y = -(Z - 3,30)/1,55. \quad (3)$$

Содержание марганца в ВМС получаем, решая совместно уравнения (2,3).

С целью проверки методики был проведен сравнительный анализ содержания марганца в ВМС химическим и разработанным методами. Для проведения исследований использовали емкость V = 1 м³, которую заполняли ВМС с различным соотношением металлической и шлаковой фаз, взвешивали и определяли объемно-насыпную массу ВМС. За те пробу дробили, усредняли и в соответствии с ГОСТ 24991-81 отбирали представительную пробу на химический анализ. Результаты исследования приведены в таблице

Таблица – Результаты исследования

Сравнительный анализ содержания марганца в ВМС			
Объемно-насыпная масса ВМС, т/м ³	Содержание марганца, масс.%		Относительная погрешность, %
	ГОСТ 24991-81	Расчетное	
1,86	26,3	27,2	3,4
1,94	30,5	31,7	3,9
2,31	48,9	48,6	0,6
2,50	52,7	52,3	0,7

Таким образом, разработанная методика позволяет с относительной погрешностью н.б. 4 % определять содержание марганца в ВМС. Основное преимущество данной методики заключается в исключении трудоемких операций по отбору и подготовке проб для химического анализа. Статистической обработкой большого массива данных химического состава ВМС получена эмпирическая зависимость количества металлической фазы в ВМС от массовой доли марганца, %:

$$M = 0,018 \cdot \langle \text{Mn} \rangle^2 + 0,053 \cdot \langle \text{Mn} \rangle - 1,5 \quad (4)$$

Полученные данные позволили провести анализ влияния использования ВМС в шихте при выплавке ферросиликомарганца, определить схему его учета и требования к качеству. При практической проверке данной методики были определены максимальные навески ВМС, в зависимости от мощности, потребляемой печью.

Мощность печи, МВт	Количество ВМС, кг/т
20 – 35	100 – 200
35 – 40	200 – 300
40 – 45	300 – 350
45 – 50	350 – 400

Выше указанных пределов ВМС задавать в печь не целесообразно, вследствие снижения температуры процесса и нарушения электрического режима работы печи.

Выводы:

Разработана методика и рассчитаны коэффициенты изменения основных технико-экономических показателей выплавки ферросиликомарганца с использованием вторичного марганцевого сырья. Показано, что использование ВМС с содержанием марганца менее 30 % не целесообразно. Количество используемого ВМС зависит от мощности печи и не может превышать 400 кг/т.

Библиографический список:

1. Гасик М.И., Лякишев Н.П. ГМПП “Системные технологии” Дн. 2005
2. Зубанов В.Т., Величко Б.Ф., Ткач Г.Д. и другие // Сталь –1986. – №1. – С.48–50.
3. Зубанов В.Т., Величко Б.Ф., Эффект безотходной технологии. – Днепропетровск: Проминь, 1988. – 68 с.
4. Грищенко С.Г., Рогачев И.П., Овчарук А.Н. и др // Металлург.– 1984, – №5.–с.26–27.

АЛЬТЕРНАТИВНЕ ВИКОРИСТАННЯ ВІДХОДІВ ФЕРОСПЛАВНОГО ВИРОБНИЦТВА

Косюк В.С., науковий керівник доц. Готвянський Ю.Я.

Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

Сучасну чорну металургію неможливо уявити без феросплавної галузі. З кінця 1940-х років у світі почав збільшуватися попит на високоякісні сталі і сплави, що використовуються в авіаційній і космічній промисловості, виробництві високотехнологічного озброєння, в атомній галузі, електрогенерації та інших галузях.

В наш час велика увага приділяється вдосконаленню технологічних процесів, скороченню утворення промислових відходів та викидів, максимальної їх утилізації, створення і впровадження нових технологій, які дозволяють використовувати вторинну сировину та енергоресурси в умовах заводу і в суміжних галузях промисловості, а також забезпечують ефективний захист водного і повітряного басейнів.

У технологічному процесі виробництва феросплавів утворюються забруднюючі речовини, які чинять негативний вплив на навколишнє середовище, зокрема, на атмосферу.

Доставлену на завод сировину завантажують і зберігають на складах, де відбувається виділення кремніймісткого пилу, також він виділяється при дробленні, сортуванні і завантаженні шихтових матеріалів.

У процесі виплавки металу утворюються гази, які містять велику кількість пилу 20...70 % SiO₂, а також у відпрацьованих газах присутні оксиди сірки, азоту, сірководень, неорганічні сполуки. Усі закриті печі обладнані склепіннями, з-під яких весь пил і гази відсмоктуються газодувками і очищаються в двоступеневій газоочисній установці мокрим способом. Для очищення газів, що відходять від відкритих печей передбачена «суха» газоочистка.

Особливе місце займають пил і шлами феросплавного виробництва. Концентрація пилу в газах цих печей становить 10 – 30 г/м³, а в очищеному газі – 30 – 50 г/м³. На печах відкритого типу застосовують сухе очищення з тканинними фільтрами і циклонами. При

середньому вмісті пилу в відведених пічних газах 3 – 4 г/м³ викиди її складають близько 20 т/добу від однієї печі.

Сухий пил феросплавних печей представляє великий практичний інтерес як мікрокремнеземиста активна добавка в цементні бетони. Цей продукт складається в основному з аморфного кремнезему (85 – 95 % SiO₂) у вигляді частинок діаметром близько 0,1 мкм і менше. Завдяки значній дисперсності (15000 – 20000 см²/г) пил феросплавних печей володіє високою реакційною здатністю. Для запобігання можливого при цьому підвищення вологості в бетонні суміші повинні вводитися добавки пластифікаторів. При зазвичай рекомендовану кількість добавки 10 – 15 % маси цементу і використанні пластифікаторів, підвищення міцності бетонів становить 30 – 60 %, а економія цементу – 100 кг/м³ і більше.

При використанні відходу виробництва феросплавів в кількості 10 – 20 % від маси цементу міцність бетонів при стисненні, з рухомих сумішей з добавкою пластифікатору, збільшується в 1,5 – 2 рази і може досягати у віці 28 діб до 100 – 150 МПа при помірних витратах цементу рядових марок. Питома внесок феросплавної пилу в міцність бетону оцінюється в 2,5 разів більше, ніж портландцементу.

Застосування відходів феросплавного виробництва, а саме феросплавного пилу, є одним з альтернативних рішень покращення властивостей будівельних матеріалів та додаткового прибутку підприємству.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА

*Новичков М.О., научный руководитель доц. Готвянский Ю.Я.
НТУУ «Киевский политехнический институт»*

При производстве ферросплавов образуется большое количество шлаков, которые потом скапливаются на шлаковых отвалах. Площадь этих отвалов с каждым годом растет, при этом ухудшается экологическая обстановка. Поэтому переработка и утилизация шлаков и отходов ферросплавного производства является актуальным и обязательным элементом безотходной технологии, так как это способствует ресурсосбережению, а также снижению загрязнений водного и воздушного бассейнов.

Из отраслей-потребителей промышленных отходов наиболее подходящей является промышленность строительных материалов. Установлено, что использование промышленных отходов позволяет покрыть до 40 % потребности строительства в сырьевых ресурсах. Применение промышленных отходов позволяет на 10 – 30 % снизить затраты на изготовление строительных материалов по сравнению с производством их из природного сырья, экономия капитальных вложений достигает 35 – 50 %.

Шлак можно использовать для получения песка, щебня, гранулированного шлака, цемента, шлакоблоков, клинкера, различных абразивных материалов.

Так на основе феррохромового шлака можно получать цветные цементы и пигменты. Учитывая близость химического состава феррохромового шлака к портландцементу, наличие в нем ряда модифицирующих элементов и оксида хрома — сильного хромофора, этот вид шлака можно использовать в качестве основного компонента сырьевой смеси для получения цветных цементов, в частности, для получения зеленого цемента и пигментов широкой цветовой гаммы. При этом температура обжига цементного клинкера значительно ниже температуры обжига декоративных цементных клинкеров, выпускаемых цементными заводами.

Также возможно возвращение ценных материалов, содержащихся в шлаках, в основное производство. Шлак ферромарганца (ферросиликомарганца, феррохрома и т.д.) представляет собой полиминеральный полукристаллический материал, состоящий из

сплавов жєлєза, марганца, хрома и других металлов, обычно в количестве более 10 %, оксидов металлов – 5 – 10 %, силикатов, шпинели и стекла.

Возможность применения шлаков в строительной индустрии очень велика. Шлаки являются не только загрязняющим грузом, но и весьма полезным сырьем, при применении которого меняются свойства привычных строительных материалов.

Множество технологий применения шлаков находятся на стадии развития, поэтому для инженеров строительной индустрии имеется большое поле для деятельности.

ТЕХНОЛОГІЯ ВИПЛАВКИ ШИХТОВОЇ ЗАГОТОВКИ З ВІДПРАЦЬОВАНИХ НІКЕЛЬВМІСТКИХ КАТАЛІЗАТОРІВ

*Мамчик Д.В., Кадигроб К.В., науковий керівник проф. Богушевський В.С.
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»*

Відомо, що виробництво високоякісних сталей, що володіють підвищеною міцністю, в більшості випадків стримується дефіцитом і високою вартістю легуючих елементів. Разом з тим в металургії і ряду суміжних галузей утворюється велика кількість дешевих і доступних вторинних матеріалів і напівфабрикатів, що містять такі ефективні зміцнюючі елементи, як хром, нікель, ванадій, молібден й ін. Залучення таких матеріалів в металообіг дозволяє економити сировину, паливо і електроенергію, розширює сировинну базу промисловості, зменшує шкідливу дію таких матеріалів на природне середовище. Для цього необхідно розробити ефективні ресурсозберігаючі технології виробництва лігатур і сталей, реалізація яких можлива в умовах діючих підприємств [1].

З метою відпрацювання основних технологічних параметрів плавки були проведені дослідження особливостей процесу переплаву відпрацьованих нікельвмістких каталізаторів у плазмовій печі постійного струму ємністю 10 кг.

При проведенні експериментальних плавок спочатку наводилася рідка ванна шляхом розплавлення заготовок Ст.3. Після наведення рідкої ванни на її поверхню завантажували каталізатори, флюс й електродний бій певними порціями. Виплавка сплавів проводилась методом рідкофазного відновлення оксидів металів у залізовуглецевому розплаві [2, 3].

При виплавці сплавів використовували відходи Ст.3 із вмістом заліза 98 %, нікельвмісткі каталізатори складу 0,085 % Na; 0,04 % Mg; 42,4 % Al; 0,76 % Si; 6,23 % Ca; 0,122 % Mn; 0,122 % Fe; 5,9 % Ni, вапно й плавиковий шпат із вмістом 78 % CaO й 90 % CaF₂ відповідно, електродний бій із вмістом 86 % вуглецю й 8% золи.

По закінченні плавки рідкий метал та шлак зливали в металеві виливниці. За результатами хімічного аналізу виплавленого металу та шлаку розраховували матеріальний баланс кожної плавки, на підставі якого аналізували поведження різних фаз у рідкій ванні печі.

Плавки № 1 та № 2 (табл. 1) проведені в печі з кислотою футерівкою, в інших плавках використовувалася основна футерівка з магнезитового порошку.

Згідно з даними таблиці вміст у шихті нікелевих каталізаторів змінювався в досить вузьких межах від 53,22 до 57,08 % за винятком плавки № 1. Електродний бій (відновлювач) вводився з шихтою в кількостях, необхідних для повного відновлення оксиду нікелю з урахуванням угару вуглецю в процесі плавки.

Таблиця 1 – Вихідний склад шихти, вміст основних компонентів у шлаку та в металі

№ плавки	Склад шихтових матеріалів, %						Вміст компонентів у шлаку, %				Вміст нікелю в шлаку, %	Коефіцієнт розподілення нікелю в шлаку
	Ст.3	Нікель-вмісткі каталізатори	Вапно	Плави-ковий шпат	Елек-трод-ний бій	Квар-цовий пісок	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃		
1	48,62	37,88	4,82	1,40	7,26	–	11,40	–	11,1	75,00	0,034	0,0085
2	20,88	54,60	11,99	1,09	5,44	–	21,25	0,37	16,90	60,20	0,18	0,0162
3	16,08	53,81	24,05	1,32	4,84	–	25,59	1,51	4,80	68,10	0,028	0,0020
4	20,98	53,22	18,22	2,03	5,53	–	23,28	1,15	5,49	68,01	0,062	0,0038
5	27,98	57,08	8,06	–	1,29	5,59	11,01	2,49	11,24	67,29	0,132	0,0152

Примітка: у плавці № 3 замість Ст.3 використовувався метал плавки № 2.

Аналіз отриманих даних показує, що характер взаємодії фаз у рідкій ванні при плавці нікелевих каталізаторів у печі з кислою та основною футерівкою неоднаковий. При плавці каталізаторів у печі з основною футерівкою розподіл нікелю між металом та шлаком такий, що вміст нікелю в шлаку збільшується зі зниженням основності шлаку. Так, у плавці № 5 підвищення вмісту SiO₂ у шлаку за рахунок подачі кварцового піску на дзеркало ванни наприкінці плавки збільшило вміст нікелю в шлаку до 0,132 %. В результаті коефіцієнт розподілу нікелю збільшився в порівнянні з плавками № 3 та № 4 у 7,6 та 4 рази відповідно.

В плавках № 1 та № 2 спостерігається підвищений вміст SiO₂ у шлаку. Збільшення вмісту SiO₂ у шлаку при плавках в печі з кислою футерівкою відбувається внаслідок розмивання футерівки в шлаковому поясі. Це підвищує в'язкість шлаку та, як наслідок, приводить до збільшення коефіцієнта розподілу нікелю в шлаку.

Вміст нікелю у виплавлених сплавах (табл. 2) змінюється від 4,01 до 16,2 %. Це пояснюється різним співвідношенням у шихті каталізаторів і відходів Ст.3, величина якого для плавок №№ 1, 2, 3, 4 та 5 дорівнювала 0,8; 2,6; 0,7; 2,5 та 2,0 відповідно. Виключення складає плавка № 3, у якій використовувався метал попередньої плавки № 2.

Таблиця 2 – Хімічний склад виплавлених сплавів.

Номер	Хімічний склад сплаву, %						
	Fe	Ni	Cr	Mn	Si	P	Ca
1	91,65	4,01	0,14	–	4,2	–	–
2	85,54	11,1	0,16	0,35	2,55	0,3	–
3	85,38	14,0	0,2	0,13	0,16	–	0,13
4	82,6	16,2	0,76	–	0,44	–	–
5	90,92	8,7	0,09	–	0,16	0,13	–

Результати досліджень показали, що поведінка нікелю в процесі рідкофазної відновної плавки нікелевих каталізаторів залежить від рідкорухливості шлаку, що, у свою чергу, залежить від співвідношення в шлаку CaO та Al₂O₃. При співвідношенні CaO:Al₂O₃ = 1 та високій температурі перегріву досягається високий ступінь відновлення нікелю з оксиду.

Висновки:

Переробка відпрацьованих нікельвмістких каталізаторів є рішенням проблеми скупчення відходів промислових підприємств, а також значно поліпшує екологічну обстановку в місцях їхніх колишніх поховань. Рівень газоподібних викидів, при переробці відпрацьованих каталізаторів методом рідкофазного відновлення, не перевищує ПДК по вмісту шкідливих елементів.

Метал, одержуваний методом рідкофазної відновлювальної плавки з використанням

відпрацьованих нікелемістких каталізаторів, може застосовуватися як шихтова заготівка для одержання легованих, жароміцних сплавів.

Бібліографічний список:

1. Основи металургійного виробництва металів і сплавів: Підручник / Д.Ф.Чернега, В.С.Богушевський, Ю.Я.Готвянський та ін.; За ред. Д.Ф.Чернеги, Ю.Я.Готвянського. – К.: Вища школа, 2006. – 503 с.
2. Плавка в жидкой ванне / А.В. Ванюков, В.П. Быстров, А.Д. Васкевич и др. – М.: Металлургия, 1988. – 208 с.
3. Механизм восстановительной плавки / В.Н. Костяков, В.Л. Найдек, Н.И. Тарасевич и др. // Процессы литья. – 2005. – № 2. – С. 3–10.

РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ РАСПРОСТРАНЕНИЯ АСПИРАЦИОННЫХ ПЫЛЕГАЗОВЫХ ВЫБРОСОВ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ МАРГАНЦЕВЫХ ФЕРРОСПЛАВОВ ДЛЯ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ СИСТЕМ ГАЗООЧИСТОК ПАО «НЗФ»

*Власенко Н.Ю., научный руководитель доц. Жаданос А.В.
Национальная металлургическая академия Украины*

Научно-технический прогресс сопровождается интенсивным антропогенным воздействием на окружающую среду, экологическое состояние которой является одним из ведущих критериев качества жизни населения. В последнее время в связи с интенсивным развитием IT-технологий, получили развитие автоматизированные информационные системы мониторинга окружающей среды, которые, в зависимости от метеорологических условий, параметров местности, технологических параметров производственного процесса позволяют осуществлять контроль и прогнозирование приземных концентраций загрязняющих веществ с целью корректировки технологического процесса для предотвращения превышения ПДК. Для металлургической отрасли решение этих проблем являются очень важным. Особенностью создания подобных систем заключается в том, что основой их являются прогнозирующие модели распространения пылегазовых выбросов в зависимости от технических параметров точечных источников выбросов и метеорологических условий. Данная научно-исследовательская работа посвящена моделированию распространения пылегазовых выбросов при производстве марганцевых ферросплавов.

На предприятии выбросы вредных веществ в атмосферу осуществляются от 195 стационарных источников. Основные загрязняющие вещества, выбрасываемые в атмосферу от стационарных источников можно условно разделить на твердые (металлы и их соединения, сажа) и газообразные (оксиды серы, азота, углерода) [1]. Наблюдения за атмосферным воздухом в радиусе воздействия пылегазовых выбросов ПАО «НЗФ» проводятся на 3-х стационарных постах по следующим веществам: ангидрид сернистый, двуокись азота, двуокись марганца, взвешенные вещества, окись углерода согласно “Графика отбора проб и производства анализов атмосферного воздуха на 2013 г.”, согласованного Никопольской СЭС.

Известны два подхода в математическом моделировании процесса распространения загрязняющих веществ в приземном слое атмосферы. Первый из них основан на решении уравнения турбулентной диффузии и получил развитие в основном в странах бывшего СССР (методика ОНД-86). Второй подход, использующий эмпирико-статистический метод, в основном получил развитие в Европе и США (модель рассеивания Гаусса). Эта методика рекомендована Агентством по охране окружающей среды США для проведения расчетов, носящих нормативный характер. Преимуществом методики Гаусса является ее сравнительно

высокая точность при достаточно простой параметризации влияющих на рассеяние примесей факторов, а также возможность подстройки эмпирических параметров с учетом специфики конкретного источника пылегазовых выбросов [2]. Согласно модели Гаусса, концентрация загрязнений, выбрасываемых из точечного источника, описывается уравнением (1).

$$c(x,y,z) = \frac{Q}{2 \cdot \pi \cdot u_{H_{шл}} \cdot \sigma_y(x) \cdot \sigma_z(x)} \cdot \exp\left(-\frac{y^2}{2 \cdot \sigma_y^2(x)}\right) \left\{ \exp\left(-\frac{(z-H_{шл})^2}{2 \cdot \sigma_z^2(x)}\right) + \exp\left(-\frac{(z+H_{шл})^2}{2 \cdot \sigma_z^2(x)}\right) \right\} \quad (1)$$

где $c(x, y, z)$ – концентрация выбрасываемого вещества в точке с координатами x, y, z , мг/м³; Q – мощность непрерывного источника, мг/с; $u_{H_{шл}}$ – скорость ветра на высоте $H_{шл}$, м/с; x – расстояние от источника, м; y – поперечное расстояние от оси шлейфа, м; z – высота над поверхностью земли, м; $H_{шл}$ – конечный подъем шлейфа над землей (эффективная высота подъема шлейфа), м, $\sigma_y(x)$, $\sigma_z(x)$ – стандартные отклонения рассеивания по осям y, z , которые зависят от метеорологических условий.

Выполнено моделирование распространения пылегазовых выбросов в зоне влияния ПАО «Никопольский завод ферросплавов». Ниже в качестве примера приведены поле приземных концентраций СО, образующееся при пылегазовых выбросах из 120 м трубы аглоцеха (рис. 1) [3].

Полученные в результате расчетов данные достаточно хорошо согласуются с результатами замеров стационарных постов наблюдения. В целом, концентрация вредных веществ, не превышает предельно допустимых норм. Однако, при неблагоприятных условиях, в отдельные дни возможно незначительное превышение предельных концентраций по взвешенным веществам и диоксиду углерода, что подтверждает правильность мероприятий, проводимых на ПАО «НЗФ» по строительству новых газоаспирационных станций.

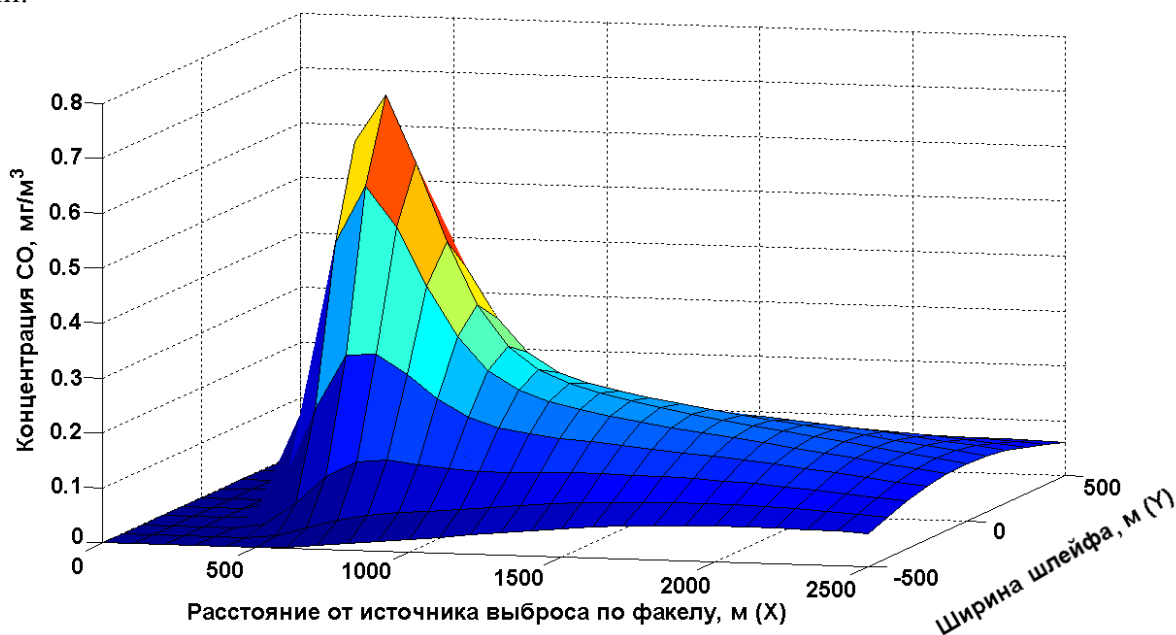


Рисунок 1 – Изменение приземной концентрации оксида углерода при выбросе из трубы аглоцеха $H_{mp} = 120$ м, $D = 6$ м при следующих начальных условиях:

($Q = 272$ г/с, $\omega_0 = 7,86$ м/с, $u = 2$ м/с, $T_s = 100^\circ\text{C}$; $T_a = 20^\circ\text{C}$, день, ясная погода)

Таким образом, разработанная модель позволяет в зависимости от метеорологических условий прогнозировать распространение твердых и газообразных компонентов и оценивать эффективность внедрения новых систем очисток пылегазовых выбросов.

Библиографический список:

1. Рудовосстановительные электропечи и технологии производства марганцевых ферросплавов: коллективная монография под редакцией к.т.н. Куцина В.С. и д.т.н. Гасика

М.И. / В.С. Куцин, Б.Ф. Величко, М.И. Гасик, В.А. Гладких, А.Н. Овчарук, Ю.С. Пройдак, О.И. Поляков. – Днепропетровск: Национальная металлургическая академия Украины, 2011. – 508 с.

2. Сравнительный анализ некоторых математических моделей для процессов распространения загрязнений в атмосфере. И.В. Белов, М.С. Беспалов, Л.В. Клочкова и др. // Матем. моделирование. 1999. – Т. 11, № 7. – С. 52–64.

3. Куцин В.С. Анализ процессов образования и распространения пылегазовых выбросов при агломерации марганцевых концентратов и выплавке ферросплавов на основе математического моделирования и экспериментальных данных / В.С. Куцин, А.В. Жаданос, М.И. Гасик // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2011. – № 4. – С. 22–26.

АНАЛИЗ СТРУКТУРЫ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ МАРГАНЦЕВЫХ ФЕРРОСПЛАВОВ С ЦЕЛЬЮ ИХ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКУЮ СХЕМУ ВЫПЛАВКИ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА

*Герман А. С., научный руководитель асс. Рубан А.В.
Национальная металлургическая академия Украины*

Ферросиликомарганец является наиболее универсальным марганцевым сплавом, который используется при получении широкого сортамента стали и по объему выплавки занимает лидирующее место среди марганцевых ферросплавов. Основное количество сплава на территории Украины производится в условиях ПАО «Никопольский завод ферросплавов» в высокомошных рудовосстановительных электропечах типа РПГ-63 и РКЗ-75 в соответствии с требованиями ДСТУ 3548-97. Основным марганцевым компонентом шихты является марганцевый агломерат, получаемый из смеси оксидных и карбонатных концентратов, в качестве кремнийсодержащего сырья применяется кварцит. Сплав получают непрерывным шлаковым процессом путем совместного восстановления оксидов марганца и кремния углеродом кокса[1,2].

В процессе выплавки ферросиликомарганца образуются техногенные отходы в оксидной (отвальные шлаки, шламы мокрой и сухой газоочисток) и в металлической (отсевы фракционирования, скрап, настыли, возврат разливки) форме, поэтому их утилизация с целью рециклинга в технологической схеме выплавки марганцевых ферросплавов является актуальной, что вызывает необходимость более глубокого изучения их структурных составляющих.

В работе был исследован отвальный шлак ферросиликомарганца с помощью инвертированного фотомикроскопа отраженного света «NEOPHOT 21». Установлено, что шлак представляет собой неоднородную структуру с равномерным распределением заметных фаз, к числу которых можно отнести корольки металла (крупные светлые пятна), кварцевые зерна и мельчайшие фазы с высокой отражательной способностью MnS (мелкие светлые пятна).

С целью дальнейшей расшифровки марганцево-кальциевого силикатного стекла и выявления дополнительных фаз проводились рентген-дифрактометрические исследования отвалных шлаков производства ферросиликомарганца.

При долговременной съемке на протяжении 16 часов ($\text{CuK}\alpha_1$ -излучение, дифрактометр STOE STADI P) на фоне общей аморфной картины на дифрактограмме проявились несколько дифракционных пиков.

Рентгеновский фазовый анализ (РФА) полученных дифрактограмм проводили с помощью пакетов программ PowderCell (версия 2.4) и STOE WinXPOW (версия 3.03) методом сравнения рентгеновских профилей полученных экспериментальных дифрактограмм между собой и с теоретическими дифрактограммами чистых компонентов, известных фаз соответствующих двойных, тройных и мультикомпонентных систем.

Уточнение кристаллической структуры фаз в избранных образцах с высокой степенью кристалличности проведено методом Ритвельда, используя программу PowderCell.

Установлено, что для отвального шлака ферросиликомарганца основные составляющие компоненты входят в состав аморфного кальциево-марганцевого стекла, а марганец кроме того, представлен в виде самостоятельной фазы сульфида марганца – MnS. В ранних исследованиях фазового состава шлаков ферросиликомарганца светлая фаза принималась за манганозит MnO из-за близости коэффициентов преломления MnO и MnS и впервые была идентифицирована как алабандин (MnS) авторами [3]. В работе проведен термодинамический анализ системы CaO(MgO)-MnO-SiO₂ и подробно изучены технологические особенности процесса выплавки ферросиликомарганца. Показано, что в силу физико-химических особенностей протекания восстановительных процессов в присутствии коксика, содержащего повышенную концентрацию серы (до 2 %), в шлаках ферросиликомарганца и высокоуглеродистого ферромарганца (ШМП) присутствует от 0,8 до 1,3 % серы, что и обуславливает формирование самостоятельной фазы типа MnS.

Все вышеуказанное свидетельствует о том, что отвальный шлак ферросиликомарганца рационально использовать как вторичное марганцевое сырье с целью его рециклинга в технологической схеме выплавки марганцевых ферросплавов.

Одним из перспективных направлений коренного улучшения показателей производства ферросиликомарганца являются восстановительные процессы доизвлечения Mn и Si из отвального шлака ферросиликомарганца путем их совместного брикетирования с углем.

Большой экспериментальный материал по брикетированию шихт для выплавки различных ферросплавов, накопленный кафедрой электрометаллургии НМетАУ свидетельствует в пользу брикетирования [4].

В работе проведен анализ экспериментального материала [5] и выявлено наиболее существенные преимущества и недостатки брикетированной шихты. Установлено, что наряду с созданием разветвленного тесного контакта *оксид-восстановитель* в окисноугольном брикете значительно возрастает удельное электросопротивление. Увеличение электрического сопротивления шихты имеет решающее значение для освоения мощных рудовосстановительных электропечей.

Брикетирование шлаков ферросиликомарганца можно рассматривать также как возможность дополнительного введения восстановителя с повышенным электросопротивлением, вносящим к тому же марганец и кремнезем при низком удельном содержании фосфора.

Важным преимуществом использования брикетов является вовлечение в производство отходов и некондиционных материалов (шлаков, шламов, углей мелких фракции). На этом принципе основан ряд технологических процессов, обеспечивающих замкнутый технологический цикл.

Библиографический список:

1. Никопольские ферросплавы. М.И. Гасик, В.С. Куцин, Е.В. Лапин, В.И. Ольшанский и др. – Днепропетровск: «Системные технологии», 2004.– 272 с.
2. Рудовосстановительные электропечи и технологии производства марганцевых ферросплавов. В.С. Куцин, Б.Ф. Величко, М.И. Гасик, В.А. Гладких и др. – Днепропетровск: НМетАУ, 2011. – 508 с. – ISBN 978-966-2596-03-8.
3. Гладких В.А., Гасик М.И., Хитрик С.И., Цылев Л.М. Участие серы углеродистых восстановителей в процессах высокотемпературного превращения марганцево-шлаковых брикетов при выплавке марганцевых ферросплавов. // *Металлургия марганца*. – М.: ИМет АН СССР, 1975, с 11–14.
4. Гладких В.А., Гасик М.И. Особенности восстановления кремния из брикетированных марганецсодержащих шлаков при выплавке силикомарганца / *Изв вузов. Черн. Metallургия*, 1995, №8 с.18–22.

5. Гладких В.А., Лысенко В.Ф., Чайченко А.А., Мощенко Н.Ф. Промышленная выплавка силикомарганца с использованием в шихте шлакоугольных брикетов // Физико-химические исследования металлоотходных процессов в электротермии. – М.: Наука, 1985, с. 91–96.

Раздел 4. ОСНОВНЫЕ ПУТИ ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЯ И ПОВЫШЕНИЯ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА

ПЕРСПЕКТИВЫ ПЫЛЕУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА В ФЕРРОСПЛАВНОЙ ОТРАСЛИ МЕТАЛЛУРГИИ

*Гоц К.Л., научный руководитель Приходько С.В.
ООО «Побужский ферроникелевый комбинат»*

Учитывая мировую тенденцию постоянного роста цен на все виды энергоносителей, вопрос внедрения альтернативных источников энергии на предприятиях металлургического комплекса Украины, и ферросплавного производства в частности, является наиболее актуальным в наши дни.

Как известно, производство ферросплавов это очень энергозатратный процесс. Большая часть затрат, связанная с выпуском готовой продукции ферроникелевого производства, уходит на энергоресурсы: электроэнергию, природный газ, ГСМ, кокс, от стоимости которых напрямую зависит рентабельность предприятий, конкурентоспособность, и существование ферросплавной отрасли как таковой.

Одним из возможных путей спасения ферросплавной промышленности Украины может стать пылеугольное топливо (ПУТ), которое можно использовать в качестве альтернативы природному газу.

Технология ПУТ является современной и широко применяется на металлургических предприятиях в развитых странах мира. В последние несколько лет наблюдается положительная тенденция внедрения данного топлива и на металлургических предприятиях Украины.

Так что же собой представляет пылеугольное топливо. ПУТ – это каменный уголь, измельченный до пылеобразного состояния. При этом благодаря подбору необходимых марок углей/антрацита, можно добиться оптимальных показателей теплотворной способности угольной пыли, а также содержание летучих веществ.

Побужский ферроникелевый комбинат – предприятие специализирующееся на производстве ферроникеля электротермическим способом, одно из первых предприятий ферроникелевого комплекса кто почувствовал достоинства внедрения пылеугольного топлива уже сейчас, учитывая острый дефицит и высокую стоимость природного газа. В период с 2012 по 2013 год на предприятии был построен современный комплекс по производству пылеугольного топлива для сжигания в четырех трубчатых вращающихся печах Ø 4,5x70 м, производительностью 65 т/ч по сырой руде каждая. Внедрение данного мероприятия позволило заменить природный газ на пылеугольное топливо в технологической схеме подготовки руды, а именно ее обжига в трубчатых печах. Так, при плановых показателях работы 4-х трубчатых печей и выпуске сухой руды 1 350 тыс. т/год, расход природного газа составлял 119,5 млн. м³/год. После перевода печей ТВП на пылеугольное топливо, потребление природного газа снизилось до 6,5 млн нм³/год, (природный газ используется для работы теплогенератора угольной мельницы, а также работы в зимний период гаража-размораживателя смерзшихся углей).

Краткая технологическая схема пылеугольного комплекса представляет собой вертикальную роликовую мельницу, в которой производится помол угля, а также его сушка посредством теплогенератора, работающем на природном газе. После помола угольный порошок поступает в 4-е расходно-накопительные силоса (по одному на каждую вращающуюся печь). Запас хранения угольного порошка – 14 часов в одном силосе. Далее,

по системе пылетранспорта, угольное топливо подается для сжигания на высокоэффективные комбинированные трехканальные горелки.

На данный момент на предприятии, для производства пылеугольного топлива, применяются угли двух видов: антрацит и газовый уголь в соотношении 1:1, при этом теплотворная способность угольной шихты составляет 6500 ккал/кг. Данное соотношение шихтовки углей позволяет получить оптимальную теплотворную способность с учетом нормированного состава по летучим веществам, и содержанию серы в угольной пыли.

Одним из существенных недостатков использования пылеугольного топлива, является высокая степень пожароопасности. Так вредным веществом, образующимся при работе механизмов, дроблении, складировании, транспортировке, является сама угольная пыль, которая относится к IV классу опасности согласно ГОСТ 12.1.005-88. Во избежание самопроизвольного воспламенения угольной пыли, на каждом технологическом этапе пылеподготовительной системы контролируется герметичность. Также технологическое оборудование защищено системой инертизации – азотом. Таким образом, вышеперечисленные мероприятия позволяют контролировать противопожарную безопасность комплекса приготовления ПУТ, а также снизить к минимуму возможность самопроизвольного воспламенения.

Что касается экономических показателей, то после внедрения ПУТ, годовые затраты на производство пылеугля, эксплуатационные расходы и газ для работы теплогенератора обходятся в 1,5 раза дешевле, если учитывать аналогичные плановые показатели при работе на природном газе.

Подводя итог, хочется отметить, что строительство комплекса по приготовлению ПУТ – выгодное инвестиционное вложение, с коротким сроком окупаемости, которое позволит снизить потребления природного газа к минимуму. Внедрение данного мероприятия может стать уверенным шагом на пути преодоления сложной энергетической ситуации, которая сейчас сложилась на Украине, а в будущем основой развития современного, конкурентоспособного предприятия.

АНАЛИЗ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ТЕХНОЛОГИИ ФЕРРОНИКЕЛЯ

*Овчарук Д.С., Решетников Н.В., Данилюк В.В.,
научный руководитель доц. Ганцеровский О.Г.
Национальная металлургическая академия Украины*

Приведены результаты исследований некоторых особенностей производства ферроникеля в условиях ООО «ПФК».

Производство ферроникеля электротермическим способом является наиболее распространенным и, при всей сложности и энергоемкости, одновременно самым эффективным технологическим процессом. Вместе с тем, повышение требований к качеству сплава, ужесточение экономических и экологических требований диктуют необходимость дальнейшего повышения эффективности технологического процесса плавки.

При переходе ПФК на выплавку ферроникеля с использованием руды, физико-химические параметры и металлургические свойства которой значительно отличаются от ранее используемой отечественной, оказалось, что наработанный с 1972 года производственный опыт требует некоторых уточнений и доработки [1, 2].

Как показал начальный период работы завода на новом сырье, потребовалось переосмыслить практически заново все технологические цепочки схемы получения товарной продукции: от подготовки шихты до рафинировочных процессов. В первую очередь это относится к эффективности использования материальных и энергетических ресурсов.

В связи с этим, на стадии освоения технологии с импортной рудой был проведен материальный баланс по обжиговому и электропечному переделу. Целью исследований было установление фактических величин, характеризующих эффективность использования никеля

при изменении условий подготовки руд и выплавки ферроникеля на ПФК при переходе на переработку высокомагнезиального сырья [3].

Были получены следующие результаты:

- выход огарка от заданного сырья – 84 %;
- выход черного ферроникеля – 14,4 %;
- сквозное извлечение никеля в черновой сплав – 96,74 %;
- сквозное извлечение железа – 69,35 %;
- расход электроэнергии на тонну огарка – 686 кВт·ч.

Оставался открытым вопрос баланса восстановителя, так как расчетное количество окислившегося углерода огарка не соответствовало составу и выходу газов.

С целью уточнения (подтверждения) результатов промышленных исследований материального баланса выплавки черного ферроникеля были проведены расчетные материальный и тепловой балансы.

При выполнении расчетного материального баланса состав огарка был принят следующий, %:

Ni	FeO	Fe ₂ O ₃	MgO	SiO ₂	C	CaO	Al ₂ O ₃	Σ
3	6,8	15,78	26,2	42,33	3,6	1,05	0,94	100

Принимали также, что восстановление оксидов никеля, железа и кремния происходит за счет углерода (прямое восстановление), а оксиды кальция, магния и алюминия полностью переходят в шлак.

В результате расчетов было установлено, что дефицит вносимого огарком и идущего на восстановление углерода составляет 13 %. С учетом науглероживания сплава ([%C] ≈ 2 %) дефицит углерода достигает 16 %.

В настоящее время на комбинате проводится отработка технологического режима производства черного ферроникеля с частичной заменой традиционного восстановителя – антрацита марок АС и АШ, на вторичный материал, содержащий до 30% карбида кремния (SiC).

Предварительные результаты показали высокую эффективность использования карбидкремнийсодержащих материалов как в процессе получения огарка (значительно сокращается угар углерода), так и в процессе электроплавки в рудотермической печи – повышается содержание кремния в черновом ферроникеле, снижается общий расход восстановителя и электроэнергии за счет экзотермичности разложения карбида кремния на кремний и углерод.

Вместе с тем, как показали результаты материального баланса (см. выше), высокая степень восстановления никеля (и частично железа) свидетельствует о протекании, наряду с прямым восстановлением, косвенного восстановления основных элементов окисью углерода, доля которого составляет 15 – 20 %.

С использованием полученных расчетных данных материального баланса был выполнен тепловой баланс процесса выплавки черного ферроникеля.

Удельное теплосодержание огарка, сплава и шлака определяли с использованием значений удельных теплоемкостей их компонентов, при введенных в литературе [4].

При расчете теплоты шлакообразования и с учетом расчетного состава шлака приняли, что основными ингредиентами шлака являются SiO₂, Al₂O₃, MgO и FeO, а, учитывая образование в системах соединений, состав шлака был принят следующий, %:

MgO·SiO ₂	2FeO·SiO ₂	FeO	CaO·SiO ₂	Al ₂ O ₃
83,63	5,68	6,71	2,78	1,2

Далее рассчитывали теплоты шлакообразования указанных соединений и суммарную теплоту шлакообразования.

При расчетах, по результатам практических замеров, температура металла принята 1500 °С, шлака – 1575 °С, температура СО – 800 °С.

Что касается температуры огарка, загруженного в печь, принято считать, что эта температура несколько ниже температуры огарка на выходе из обжиговой печи (≈ 700 °С). Вместе с тем, как показали расчеты (таблица), наиболее близкие к практическим значениям удельного расхода электроэнергии (при прочих равных условиях) соответствуют температуре огарка 300 – 350 °С.

Таблица – Тепловой баланс выплавки ферроникеля

Статьи	Приход тепла			Статьи	Расход тепла		
	МДж	кВт·ч	%		МДж	кВт·ч	%
Физическое тепло огарка	582,4	161,78	19,1	Физическое тепло ферроникеля	211011	58,61	6,92
Теплота шлакообразования	128,3	35,64	4,2	Физическое тепло шлака	2121332	592,04	69,87
				Тепло на восстановление	594960	165,27	19,51
Электроэнергия	2339,3	649,8	76,7	Физическое тепло СО	113000	31,39	3,70
ИТОГО:	3050	847,22	100	ИТОГО:	3050	847,21	100

Таким образом, выполненные исследования позволили, во-первых, уточнить характер формирования чернового ферроникеля и, во-вторых, определить направление энергосбережения за счет снижения тепловых потерь огарка от обжиговой печи до колошника рудотермической печи и использования новых восстановителей.

Список использованной литературы:

1. Современные реалии и перспективные направления совершенствования технологии производства ферроникеля в условиях Побужского ферроникелевого комбината / Н.В.Новиков, К.Д.Соколов, А.Н.Овчарук, О.Г.Ганцеровский // Материалы международной конференции, 2011.
2. Исследование химического, минералогического состава никелевой руды для выплавки ферроникеля / Н.В.Новиков, И.И.Капран, К.Д.Соколов, М.И.Гасик, А.Н.Овчарук // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2005. – № 3. – С. 19–22.
3. Материальный баланс процесса производства ферроникеля / Н.В.Новиков, И.И.Капран, К.Д.Соколов // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2005. – № 4. – С. 20–24.
4. Справочник по расчетам равновесия металлургических реакций / Крестовников А.Н., Владимиров Л.П., Гуляницкий Б.С., Фишер А.Я. – М.: Металлургиздат, 1963. – 416 с.

БЕСКОНТАКТНЫЙ КОНТРОЛЬ УРОВНЯ МЕТАЛЛА В ФЕРРОНИКЕЛЕВОЙ ПЕЧИ

*Овчарук Д.С., научный руководитель доц. Ганцеровский О.Г.
Национальная металлургическая академия Украины*

Выполненная работа направлена на определение возможности бесконтактного контроля уровня металла и шлака в рудовосстановительной электропечи, выплавляющей черновой ферроникель на ООО «ПФК». Задача заключалась в разработке методики, позволяющей в любой момент времени контролировать уровень металла в ванне ферроникелевой РТП без ее остановки, изменения конструкции свода печи и нарушения технологического процесса.

Для предотвращения прогара футеровки стен и продления их службы, перед специалистами завода стала задача удерживать уровень металла в переходной зоне для исключения его попадания в область контакта периклазоуглеродистой кладки с угольными блоками.

В настоящее время контроль уровня металла на заводе производится ежедневно или не менее 3-х раз в неделю в период остановки ее на чистку газозаборников и при прочих простоях длительностью более 20 мин с отражением результата и места замера (в районе электрода № 6 или № 1) и обязательным контролем операций работником ОТК. Порядок операций следующий: Опускается вертикально вниз до упора стальной ломик Ø 18 – 20 мм длиной 6 м, делается отметка мелом на уровне нижней кромки сводовой балки и ломик выдерживается в печи 0,5 – 3 минуты, в зависимости от температуры металла. Через 0,5 – 3 минуты повторно делается отметка мелом на ломике на уровне мерной балки и ломик достается из печи. Выпрямляется замерочный ломик и накладывается на мерную линейку, совмещаются отметки на замерочном ломике с отметкой на линейке. Уровень металла в печи определяется по утонченному диаметру (шейке) ломака относительно его первоначального диаметра по мерной линейке, либо по месту утолщенного диаметра шлака. Общий уровень расплава в печи определяется от границы раздела шлак–шихта.

Из «Технологических плавильных карт РТП № 2» были получены данные о почасовой загрузке огарка в РТП, а также времени и массе выпускаемого ферроникеля. Периодичность выпусков ферроникеля была четко ограничена организацией передела на конверторном участке. В среднем, масса плавки составляла 30 – 35 т. Выпуска шлака производился через отдельную летку по мере необходимости с непостоянным контролем его объема и состава.

Содержание никеля в черновом ферроникеле в указанный период составляло 10,6 – 12,4 %. Содержание никеля в огарке фиксировалось не регулярно и в среднем составляло 1,9 %.

В связи с поставленным условием минимального влияния разрабатываемой методики на действующий технологический процесс, наиболее перспективным оказалось определение уровня металла на основе баланса никеля в исходном сырье и продуктах плавки.

Т.к. технологическая инструкция предусматривает четкую фиксацию количества загруженного в печь огарка и массы выпускаемого сплава, а также содержания никеля в каждой плавке, можно расчетным путем установить текущее количество ферроникеля в печи. А исходя из этого значения, с учетом геометрических параметров ванны и плотности жидкого ферроникеля, можно определить глубину металла.

При расчете распределения никеля между металлом и шлаком принято значения полезного извлечения 93 – 95 %. При прочих равных условиях повышение извлечения на 1% приводит к повышению уровня металла с 1000 т огарка на 1 мм.

На основе обработанных данных и баланса никеля построена математическая модель, описывающая ежечасное изменение уровня металла за опытный период (Рис.). Красная линия показывает результаты расчетов, а синие точки ручные ежедневные замеры. Максимальная разница расчетного и фактического значений не превышала 45 мм, при этом тенденция повышения и снижения уровня металла сохранялась.

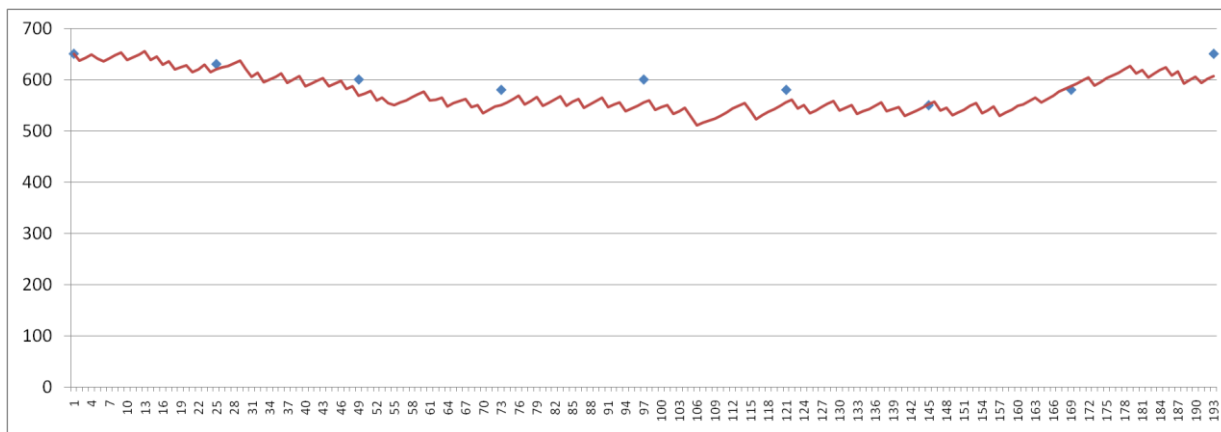


Рисунок – Изменение уровня металла в ферроникелевой печи

На основе разработанной математической модели была разработана компактная компьютерная программа, в качестве исходных данных принимающая следующие параметры:

- площадь подины ванны печи, m^2 ;
- предыдущий уровень металла, измеренный или рассчитанный, мм;
- количество огарка загруженного в печь с момента предыдущего замера (расчета)

уровня металла, т;

- содержание никеля в загруженном огарке, %;
- количество ферроникеля выпущенного с момента предыдущего замера (расчета)

уровня металла, т;

- среднее содержание никеля в ферроникеле, %;
- извлечение никеля в металл, %.

В результате выполнения расчета, программа выдает текущее значение уровня металла в ферроникелевой печи.

Разработанная методика предложена к внедрению в промышленных условиях ООО «ПФК», что позволит получать достоверные данные об уровне металла в ванне печи и даст возможность на 1,32 % сократить длительность горячих простоев РТП.

Раздел 5. СЫРЬЕВЫЕ МАТЕРИАЛЫ ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА И ИХ ПОДГОТОВКА

ШИХТОВІ МАТЕРІАЛИ ДЛЯ ВИРОБНИЦТВА ФЕРОСИЛІКОМАРГАНЦЮ ТА ВИМОГИ ДО НИХ

*Ляшенко І.К., Сумнівч О.С., науковий керівник ст.викл. Прилуцький М.І.
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»*

Марганцева руда, що здобута в надрах, підлягає збагаченню, тому що має велику кількість пустої породи. Крім цього, використання збагачених руд знижує питомі витрати електроенергії, підвищує добуток марганцю та поліпшує техніко-економічні показники виробництва марганцевих феросплавів в електропечах.

Відомо більш 150 мінералів марганцю, що представлені в основному кисневими сполученнями та карбонатами. Марганцеві мінерали є складною марганцевою сировиною. Вивчення цих мінералів необхідно не тільки для вирішення задач збагачення, але й для розробки найбільш раціональних методів переробки у фракцію, придатну для використання в металургійній переробці.

Агломерація є високовиробничим способом переробки на кусок дрібних фракцій. Практика використання агломерату у феросплавному виробництві з марганцевих концентратів при виплавці феромарганцю та феросилікомарганцю показує, що агломерат є задовільним кусковим матеріалом, що забезпечує рівний хід печі, глибоку посадку електродів, задовільний газовий режи.

Агломерат, який використовується для виробництва силікомарганцю, необхідно використовувати такий, що відповідає наступним вимогам: середній вміст марганцю не менше 37 %, крупність фракції – 5 – 200 мм, вміст класу менше 5 мм не більш ніж 5 %, міцність по класу +5 мм не менше 76,5.

Малофосфористий шлак (МФШ) – інший вид марганцевої сировини, який використовується для виробництва силікомарганцю при виплавці силікомарганцю з низьким вмістом фосфору. Він повинен відповідати наступним вимогам: марганцю не менше 35 %, фосфору не більше 0,003 %, крупність кірок після подрібнення не повинна перевищувати 130 мм.

Підготовка МФШ до плавки полягає у подрібненні кірок на шоккових дробилках.

На даному етапі розвитку вітчизняного феросплавного виробництва підготовка шихти на вітчизняних феросплавних заводах полягає в основному тільки у подрібненні крупних кусків та відсіванні дрібної фракції, а іноді – сушіння кокситу та руди. На деяких заводах для виробництва марганцевих феросплавів використовують агломерат.

Кварцит – сировина, що використовується у виробництві силікомарганцю для регулювання вмісту кремнію у сплаві. Він повинен відповідати вимогам: масова частка SiO_2 повинна бути не менше 96,0 %, масова частка Al_2O_3 – не більше 1,8 %, засміченість (глина, пісок та ін.) дозволяється до 1,0 %, розмір кусків в межах 25 – 80 мм, але допустимий вміст кусків менше 25 мм – не більше 7 %, лещадної форми 80 – 100 мм – не більше 15 %.

Підготовка кварциту до плавки полягає у подрібненні його на шоккових дробарках та проливанню дрібної фракції. Миття та відсіювання дрібної фракції проводять на вібраційних грохотах та в барабанах, що обертаються. При підготовці кварциту його втрати складають близько 15 %.

Вибір вуглецевотермічного способу виробництва обґрунтований відносно невеликою вартістю відновника у порівнянні з силікотермічним та алюмотермічним способами. Найбільш широке використання при виплавці феросплавів отримав самий дешевий сорт відновника – коксит, який отримують при сортуванні доменного коксу. Недоліками коксу є

невеликий електричний опір та реакційні властивості, відносно великий вміст золи, сірки та фосфору та значний нестабільний вміст вологи.

Коксит, що використовується у виробництві силікомарганцю, повинен відповідати наступним вимогам: кокс сортований повинен використовуватися фракцією 5 – 25 мм; вміст фракції менш 5 мм не повинен перевищувати 15 %; вміст фракції більше 25 мм повинен бути не більше 10 %.

Коксит піддається відсіву дрібної фракції (менш 5 мм) та великої фракції, яка дробиться на валових дробарках. Після подрібнення коксит знову відсівається на вібраційних грохотах.

Використана література:

1. *Металлургия марганца Украины [Текст] / Б.Ф. Величко, В.А. Гаврилов, М.И. Гасик, и др. - Київ, "Техніка" 1996 – 470 с.*

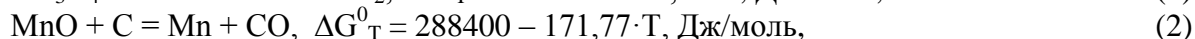
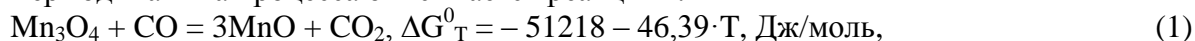
ПРИМЕНЕНИЕ УГЛЕРОДКАРБИДОКРЕМНИЕВЫХ МАТЕРИАЛОВ В СОСТАВЕ ШИХТЫ ПРИ ВЫПЛАВКЕ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА

*Заика Е.Л., научный руководитель: канд. техн. наук, доц. И.В. Деревянко.
Национальная металлургическая академия Украины*

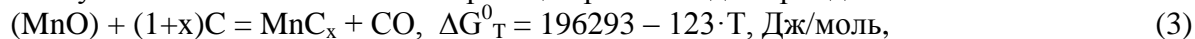
В общей структуре производимых в мире ферросплавов – комплексных раскислителей и легирующих для сталеплавильной промышленности марганцевые ферросплавы по тоннажу их выплавки и удельному расходу при производстве стали в конвертерах и электропечах занимают лидирующее положение. Среди приоритетных направлений повышения эффективности производства крупнотоннажных марганцевых ферросплавов перспективными и значимыми являются снижение удельных расходов исходных шихтовых материалов, повышение коэффициента полезного сквозного извлечения марганца.

Ферросиликомарганец представляет собой комплексный ферросплав, как правило получаемый в мощных рудовосстановительных дуговых электропечах. В качестве исходных видов сырья применяются марганцевый агломерат и кварцит. В качестве восстановителя используются углеродсодержащие материалы (кокс-орешек и др.).

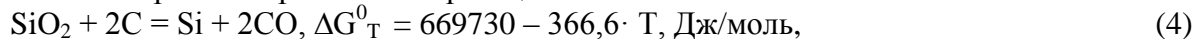
Термодинамика процесса описывается реакциям:



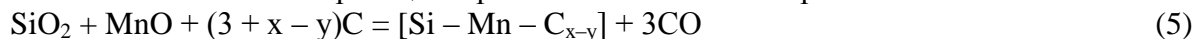
в реальных условиях восстановление марганца протекает до карбида Mn



восстановление кремния протекает по реакции:



совместное восстановление марганца и кремния описывается выражением:

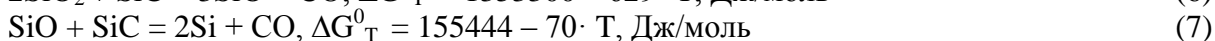
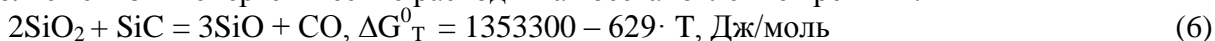


Проведенные теоретические исследования позволили сделать заключение о возможности использования в составе шихты для выплавки ферросиликомарганца вторичных материалов углеграфитового производства.

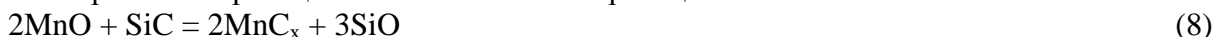
Вторичные материалы имеют следующий химический состав (% масс.): 50 C, 25 SiC, 25 SiO₂. По общепринятому механизму восстановления кремнезема углеродом включает промежуточные стадии образования газообразной фазы монооксида кремния (SiO_{газ}) и карбида кремния и этот механизм представлен следующей последовательностью образования фаз.



Наличие в составе шихты карбида кремния, который сам является восстановителем, позволяет снизить энергетические расходы на восстановление кремния:



и при этом развивать реакции восстановления марганца



Таким образом, проведенные термодинамические расчеты позволяют сделать вывод о позитивном влиянии карбида кремния на процесс выплавки ферросиликомарганца.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МАРГАНЦЕВОГО МАГНЕЗИАЛЬНОГО АГЛОМЕРАТА НА ВЫПЛАВКУ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА В МОЩНЫХ РУДОВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ РПЗ-63

*Дымарчук Е. Н., научный руководитель доц. Деревянко И. В.
Национальная металлургическая академия Украины
ПАО «Никопольский завод ферросплавов».*

Ферросиликомарганец представляет собой комплексный ферросплав, как правило, получаемый в мощных рудовосстановительных дуговых электропечах. В качестве исходных видов сырья применяться марганцевый агломерат и кварцит.

Комплекс теоретических, лабораторных и опытно-промышленных экспериментов по усовершенствованию технологии выплавки ферросиликомарганца позволил выявить определенную закономерность положительного влияния оксида магния, поступающего в печной шлак с импортной марганцевой рудой (характеризующейся магнезиально-силикатной пустой породой) на повышение технико-экономических показателей выплавки ферросиликомарганца [1,2].

Из-за отсутствия в Украине разрабатываемого месторождения магнезита (или MgO-содержащих природных материалов), предложено для производства марганцевого магнезиального агломерата использовать отвальные магнезиально-силикатные шлаки выплавки ферроникеля на Побужском ферроникелевом комбинате (ПФК) химический состав (% масс.): 28,6 MgO, 53,2 SiO₂; 4,0 CaO 2,1 Al₂O₃.

Содержание марганца в агломерате поддерживалось на уровне 37 – 40 % за счет использования различного количества в аглошихте никопольских концентратов. Отличительной особенностью опытного марганцевого агломерата является более высокое содержание MgO (7,0 – 8,9 %), пониженное содержание CaO (3,9 – 5,1 %) при одинаковой с базовым агломератом основности (% CaO + % MgO)/% SiO₂ (0,38 – 0,45). Магнезиальный марганцевый агломерат имел следующий химический состав (% масс.): 36,9 Mn; 27,1 SiO₂; 3,8 CaO; 7,9 MgO; 3,3 Fe; 2,8 Al₂O₃; 0,19 P; 2,13 K₂O+Na₂O. [2, 3]

На основании данных термодинамического моделирования установлено, что относительное содержание марганца в монооксидной фазе в опытном агломерате АМНВ-2М выше, чем в базовом агломерате АМНВ-2 (рис., а, б). Этот вывод имеет важное значение поскольку активность марганца в монооксидных фазах выше, чем в силикатных (оливиновой) фазах.

Разработанная технология выплавки ферросиликомарганца опробовалась в печи № 1 РПЗ - 63 цех производства ферросплавов ПАО «НЗФ»

Управление шлаковым режимом выплавки ферросиликомарганца путем повышения содержания оксида магния за счет введения MgO-содержащих материалов увеличивает полезное извлечение марганца в сплав как за счет повышения активности закиси марганца, так и роста температуры ликвидус печного шлака: $t_L(^{\circ}\text{C}) = 7,84(\% \text{MgO}) + 60(\% \text{CaO})/(\% \text{Al}_2\text{O}_3) - 175(\% \text{MnO})/(\% \text{SiO}_2) + 1443,43$; коэффициент распределения $L_{\text{Mn}} = 0,568(\% \text{MgO}) - 0,699$ ($r = 0,93$).

Обработкой опытных данных установлено, что разработанная технология позволяет снизить удельные расходы: марганцевого сырья на 39 кг/т, коксика на 12 кг, электроэнергии на 64 кВт·ч/т. При этом полезное извлечение марганца повысилось с 84,3 % до 86,5 % [3].

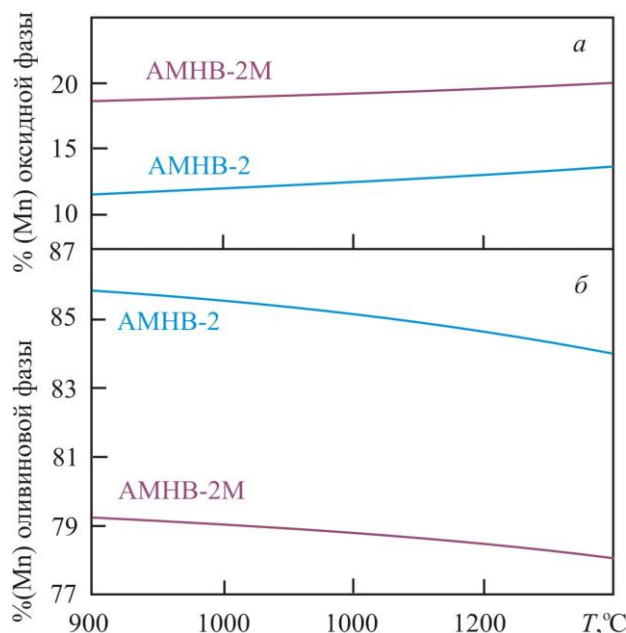


Рисунок – Относительное содержание марганца (по отношению к общему марганцу) в монооксидной фазе (а) и оливиновой фазе (б) для агломератов АМНВ-2 и АМНВ-2М

Библиографический список:

1. Промышленное опробование технологии получения магниального марганцевого агломерата и выплавки силикомарганца с его использованием / М.И. Гасик, И.Г. Кучер, Б.Ф. Величко, Г.Д. Ткач // *Сталь*. – 1983. – № 11. – С. 34–36.
2. Куцин В.С. Производство марганцевого магниального агломерата с использованием обогащенной никопольской марганцевой руды и отвального магниально-силикатного шлака выплавки ферроникеля / В.С. Куцин, М. И. Гасик // *Сталь*. – 2012. – №1. – С. 22–28.
3. Куцин В.С. Разработка сквозной технологической схемы и процессов получения марганцевого магниального агломерата и выплавки ферросиликомарганца / В.С. Куцин, М. И. Гасик // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2011. – № 6. – С. 12–16.

ВНЕДРЕНИЕ В ПРОЦЕСС КОНВЕРТИРОВАНИЯ ЧЕРНОВОГО ФЕРРОНИКЕЛЯ ДОЛОМИТИЗИРОВАННОГО ИЗВЕСТНЯКА

*Солоха Д. В., научный руководитель проф. Чернятевич А.Г.
ООО «Побужский ферроникелевый комбинат»*

Со сменой рудного сырья, перерабатываемого на комбинате, произошло снижение содержания никеля в черновом ферроникеле, что повлекло за собой необходимость обогащения ферроникеля в конвертере с периклазоуглеродистой футеровкой до содержания никеля 17 %, путём окисления железа. Продувка ферроникеля в основной стадии конвертирования увеличилась с 8 до 30 мин. Как следствие, стойкость огнеупорной футеровки снизилась в 3 раза, с 700 до 245 плавок. Основная техническая задача заключалась в повышении стойкости огнеупоров основного конвертера.

На протяжении нескольких лет для ухода за футеровкой основного конвертера использовались различные магниезиальные присадки, порошки, бой огнеупорных магниезиальных изделий и т.п. Так, при использовании 1 т на плавку магниезиальных брикетов содержание MgO в шлаке составляло 3,5 – 4 %, расход магниезиального материала на кампанию конвертера составлял 245 т. Стойкость футеровки при этом составляла 245 плавов.

Таблица – Расчет эффективности использования доломитизированного известняка
курс с 14.00
12.01.2015 15,760

№	Показатели	Ед.изм.	До внедрения	После внедрения	Отклон. (+/-)
1	Стоимость огнеупоров для футеровки основного конвертера				
	Количество плавов на кампанию	шт	245	350	105
	Кол-во FeNi (1плавка – 30т)	т	7 350	10 500	3 150
	в нем никеля, 17%	т	1 250	1 785	536
	Комплект огнеупоров на футеровку конвертера	т	106,238	106,238	0,000
	цена (на январь 2015г.)	грн/т	20 833	20 833	0
	сумма	тыс.грн.	2 213	2 213	0
	в расчете на 1т никеля, экономия (-), перерасход (+)	грн.	1 771	1 240	-531
2	Магниезиальные брикеты				
	количество на 1плавку	т	1,0	0	
	цена без НДС	грн/т	4 083	4 083	
	сумма	тыс.грн.	4,1	0,0	-4,1
	количество Ni в плавке	т	5	5	
	в расчете на 1т никеля, экономия (-), перерасход (+)	грн.	801	0	-801
3	Известняк (до внедрения – стандартный, после – доломитовый)				
	количество на 1плавку	т	10	7	
	цена без НДС	грн/т	266	314	
	сумма	тыс.грн.	2,7	2,2	-0,5
	количество Ni в плавке	т	5	5	
	в расчете на 1т никеля, экономия (-), перерасход (+)	грн.	532	430	-102
	ИТОГО в расчете на 1т никеля, экономия (-), перерасход (+)	грн.			-1 434
		USD			-91

В сентябре 2014 года на комбинате были проведены испытания доломита в качестве флюса основной стадии конвертирования. Как известно, содержание окиси магния в конвертерном шлаке определяется ее растворимостью. Поэтому искусственное введение MgO в шлак (с флюсом) должно способствовать увеличению стойкости магниезиальной футеровки. Итак, проведя ряд испытаний, определили необходимое количество доломита для получения гарнисажного шлака с содержанием MgO 10 %, что почти в 3 раза выше, чем при использовании дорогостоящих магниезиальных брикетов. Следует отметить, что магниезиальные шлаки вследствие высокой вязкости характеризовались повышенным содержанием никеля – до 0,6 % (ранее не превышало 0,25 %). Поэтому было принято

решение ограничить расход доломита, часть его заменить известняком. Таким образом, проведя ряд испытаний, было определено оптимальное соотношение доломит/известняк на плавку, содержание MgO в шлаке выдерживается в пределе 6 – 7 %, никеля – не более 0,35 %. Стойкость футеровки увеличилось до 350 плавов, при этом полностью исключены из использования магнезиальные брикеты.

ИССЛЕДОВАНИЕ МИНЕРАЛОГИЧЕСКОГО СОСТАВА И МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ХРОМИТОВЫХ РУД ПОБУЖСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

*Тарвердиев В. А., Вдовенко В. В. научный руководитель проф. Гриншпунт А. Г.
Национальная металлургическая академия Украины*

Повышение эффективности черной металлургии Украины обуславливает острую необходимость производства в Украине хромистых ферросплавов на базе использования отечественного сырья среднего Побужья, включая создание передовых технологий выплавки, которые обеспечили бы высокий коэффициент использования хрома, необходимое качество продукции, а также низкую ее себестоимость.

Очень важным аспектом фундаментальных исследований является изучение отечественного металлургического сырья для производства ферросплавов на основе хрома, столь необходимых для промышленности Украины и, прежде всего, глубокие геолого-минералогические исследования, разведка и доразведка рудных месторождений.

Проявления рудоносности хромитов на Украине были выявлены еще в 50-х годах прошлого века. Однако, из-за относительно малой продуктивности рудных тел и большой потребности промышленности Украины в хромитах в те годы, при наличии хромитов Казахстана и Западного Урала, геологоразведочные работы имели ограниченный характер, обнаруженные проявления хромитов оценивались как малоперспективные. Предварительные исследования керновых проб показали, что по химическому и минералогическому составам, текстуре рудных тел хромиты Побужья не соответствовали действовавшим в те годы условиям на хромовые руды и концентраты. Со временем из-за возросшей потребности хромитов в мировой практике пересмотрены нормативные документы как на собственно хромиты, так и на хромистые ферросплавы, в направлении снижения содержания Cr_2O_3 в рудах, концентратах и хрома в хромистых ферросплавах [1].

Актуальность и необходимость всестороннего изучения хромитов Побужья обусловлена тем, что с учетом потребности металлургии Украины в хромистых ферросплавах разведанные ныне их запасы могут рассматриваться как сырьевая база на ближайшие 50 – 60 лет.

На основании изучения кристаллохимических свойств хромитовых руд Побужья установлено [2], что природные шпинелиды хромсодержащей серии (хромшпинелиды) представляют собой твердые растворы промежуточного состава между пикрохромитом и хромитом и могут быть выражены формулой $(Mg,Fe)O \cdot (Cr,Al,Fe)_2O_3$. На основании изучения микрорентгеноскопического анализа установлено, что при характеристике ионов Cr^{3+} в структуре шпинели можно с уверенностью отнести полосу $7800 - 8000 \text{ см}^{-1}$ к электроионному переходу.

В результате анализа минералогических свойств хромитовых руд Побужья показано, что в них содержатся минеральные разновидности хромшпинелидов: $(Mg,Fe)O \cdot Cr_2O_3$ – магнохромит; $(Mg,Fe)O \cdot (Cr,Al)_2O_3$ – хромпикатит; $FeO \cdot (Cr, Al)_2O_3$ – алюмохромит.

Установлено, что зерна хромшпинелидов сцементированы серпентином состава $3(Mg,Fe)O \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$ или железистым цементитом. Компонентами пустой породы в рудах являются: тальк, хлорид, магнезит, кварц, гидроксид железа и др. Содержание вредных

примесей: S – 0,02 – 0,026 %, P₂O₅ – 0,01 – 0,04 %), что не превышает допустимые требования для черной металлургии (S – 0,05 %, P₂O₅ – 0,07 %).

Анализ данных по взаимосвязи распределения элементов между минеральными фазами хромовой руды месторождения восточного Липовеньковского проявления свидетельствует, что минеральные составляющие зерен хромшпинелидов как бедных, так и богатых руд практически не отличаются, за исключением содержания пустой породы.

Изучено влияния добавок кварцита на восстановление хромитовых руд Побужья. Показано, что с ростом содержания кварцита в шихте от 25 до 40 % из расчета на конечное содержание в шлаке, увеличивается скорость процесса восстановления вследствие образования более жидкотекучего шлака. При этом наибольшей скоростью восстановления характеризуются шихты, содержащие древесный уголь, далее следует коксик, наименьшая скорость отмечена в шихтах использующих графит.

Исследования хромитов Побужья показали, что до 1300 °С восстановление хромовых руд, определяется структурно-текстурными особенностями, от которых зависит относительно свободное проникновение газа-восстановителя внутрь кусков руды. Восстановительные процессы при этом развиваются исключительно на поверхности рудных зерен. Начиная с 1300 °С, в сплошных и густовкрапленных рудах происходит заметное спекание рудных зерен, при этом, наиболее интенсивно в наружных участках кусков руды. Доступ газа внутрь кусков руды прекращается, и продолжает восстанавливаться лишь самая наружная зона кусков руды. Таким образом, дальнейшее восстановление руды может осуществляться лишь чисто диффузионным путем.

Установлено, что значительное содержание силикатной связки в хромитах Побужья оказывает благоприятное влияние на процесс восстановления. Силикатная составляющая, образуя расплав, обуславливает растворение хромшпинелида и восстановление окислов железа и хрома уже из расплава прямым путем. Пластичное состояние хромшпинелида приводит к ускорению восстановления его за счет увеличения скорости диффузионных процессов. Выше 1500 °С на преобразование хромшпинелида существенно влияет наличие силикатных компонентов в руде, образующих расплав, в котором идет растворение хромшпинелида.

Библиографический список:

1. Лякишев Н.П., Гасик М.И. Металлургия хрома – М: Элиз. – 1999 – 582 с.
2. Гриншпунт В.А. Металлургические свойства хромитовых руд Побужья и разработка рациональных режимов выплавки высокоуглеродистого феррохрома. автореф. дис.на соиск. уч.степени к.т.н. Днепрпетровск 2006. – 20 с.

НАУЧНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ MgO-СОДЕРЖАЩИХ ТЕХНОГЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ТЕМПЕРАТУРУ ПЛАВЛЕНИЯ МАРГАНЦЕВОГО МАГНЕЗИАЛЬНОГО АГЛОМЕРАТА

*Рассоха С.А., научный руководитель проф. Гасик М.И.
Национальная металлургическая академия Украины*

Производство наиболее крупнотоннажного марганцевого ферросплава – ферросиликомарганца (ДСТУ 3548-97) на ПАО «НЗФ» основано на применении в шихте марганцевого агломерата из никопольских марганцевых окисных концентратов, кварцита, коксика и вторичных марганецсодержащих материалов. Агломерат спекают на конвейерных агломашинах из концентратов ПАО МГОК и ПАО ОГОК с подшихтовкой карбонатного концентрата для повышения основности (%CaO+MgO)/%SiO₂ до 0,35 – 0,40 и тонкодисперсных марганецсодержащих шлаков мокрой газоочистки колошникового газа. В качестве топлива применяется коксик агломерационного класса. Пустая порода марганцевых

концентратов представлена кремнеземом (кварцевым песком) и глинистыми минералами. По причине низкого содержания MgO в никопольских концентратах и, следовательно, в марганцевом агломерате (3 – 5 %) при выплавке ферросиликомарганца MnC17 происходит раннее образование рудношлаковых расплавов, что в конечном итоге обуславливает повышенное содержание MnO в шлаке, выпускаемом из печи (в пересчете на металл 10 – 12 %). Для повышения тугоплавкости марганцевого агломерата в ретроспективных исследованиях и в промышленных опытах в аглошихту опробованы присадки MgO-содержащих техногенных материалов (пустая порода обогащения хромитовых руд Казахстана, другие материалы). Выявлено положительное влияние содержания MgO в агломерате на его тугоплавкость. По ряду причин применение этих материалов после распада Союза, не представлялось возможным.

В последние десятилетия снижено качество добываемых из недр марганцевых руд, по содержанию марганца и составу пустой породы. При этом снижается выход марганцевых концентратов, повышена актуальность концентратов высших сортов. Поэтому снижение потерь марганца с отвальным шлаком, одним из направлений является повышение тугоплавкости марганцевых агломератов и, следовательно, шлаков ферросиликомарганца, при выплавке которого используются эти агломераты, что было выявлено в ретроспективных работах Б.Ф.Величко, М. И. Гасика и И. Г. Кучера [1, 2].

Теоретически наиболее обстоятельно обоснованы факторы, влияющие на тугоплавкость марганцевых агломератов из никопольских окисных концентратов в работах докт. техн. наук В.С.Куцина [3]. На основании результатов физико-химического моделирования процессов, которые происходят в аглошихте при спекании аглошихты, В.С.Куциным предложена и реализована технология получения марганцевого магнезиального агломерата марки АМНВ-2М с использованием в аглошихте магнезиальносиликатного техногенного шлака выплавки богатого ферроникеля (15–18% Ni) с использованием импортной руды с магнезиальной пустой породой. Содержание MgO в марганцевом агломерате АМНВ-2М опытно-промышленного производства составляло в среднем 7,9% против 2,2% в агломерате марки АМНВ-2 по базовой технологии.

Статистической обработкой данных химсоставов опытного марганцевого магнезиального агломерата АМНВ-2М в работе В.С.Куциным получена взаимосвязь температуры плавкости агломерата от химсостава, имеющая вид

$$t_{пл} (°C) = 47 \left(\frac{\%MgO}{\%CaO} \right) + 27 \frac{(\%CaO)}{(\%Al_2O_3)} - 10,7(\%MnO) + 1952.$$

Таким образом, зная химический состав марганцевого магнезитового концентрата по полученной зависимости можно определять влияние оксида магния на температуру плавкости агломерата и прогнозировать температуру плавления шлака выплавки ферросиликомарганца [4].

Библиографический список:

1. Гасик И.И., Кучер И.Г., Величко Б.Ф., Ткач Г.Д. Промышленное опробование технологии получения магнезиального марганцевого агломерата и выплавки силикомарганца с его использованием. // Сталь, 1983, № 11. С. 34–36.
2. Гасик М.И. Марганец. – М.: Металлургия. 1992. – 608 с.
3. Куцин В.С. Производство марганцевого магнезиального агломерата с использованием обогащенной никопольской марганцевой руды и отвального магнезиального шлака выплавки ферроникеля / В.С.Куцин, М.И.Гасик // Сталь. 2013. – № 1, – С. 22–28.
4. Куцин В.С. Разработка сквозной технологической схемы и процессов получения марганцевого магнезиального агломерата и выплавки ферросиликомарганца / В.С.Куцин, М.И.Гасик. // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2011. – № 6. – С. 12–16.

ПОДГОТОВКА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОНЦЕНТРАТА 2 СОРТА ФРАКЦИИ 0–1 мм ПРИ ПОЛУЧЕНИИ МАРГАНЦЕВОГО АГЛОМЕРАТА

*Камкин В.Ю., Синицын Я.С., научный руководитель Мянковская Я. В.
Национальная металлургическая академия Украины*

Марганец является одним из ведущих элементов, используемых в черной металлургии при выплавке стали в виде различных марганцевых ферросплавов. Возросшая потребность в производстве марганцевых ферросплавах требует внедрения мощных, высокомеханизированных и автоматизированных закрытых электропечей, обеспечивающих высокие технико-экономические показатели производства. Для нормальной работы закрытых электропечей требуется кусковой материал [1].

Марганцевая руда подвергается обогащению с применением различных методов: гравитационного, магнитного, флотационного в различном их сочетании [1]. При обогащении марганцевых руд неизбежно образуются хвосты мокрой магнитной сепарации, отходы флотации и дешламации. Наиболее известным освоенным промышленным способом окускования отечественного марганцеворудного сырья, получившим развитие в последнее десятилетие, является агломерация [1 – 3]. Количество мелочи в шихте в значительной степени определяется прочностными характеристиками агломерата. Промышленный опыт производства марганцевого агломерата [2 – 7] показывает, что в современных условиях недостатком является то, что известные технологические предложения не обеспечивают необходимых прочностных свойств офлюсованного марганцевого агломерата.

Анализ диаграммы состояния системы $\text{CaO-Fe}_2\text{O}_3$ и $\text{CaO-Mn}_2\text{O}_3$ показывает, что при спекании марганцевого агломерата температурный интервал протекания однотипных реакций смещается в область более высоких температур на 150 – 200 °С.

С целью определения оптимальных параметров процесса обжига продуктов обогащения марганцевой руды (температуры, количества восстановителя, состава газовой фазы) был выполнен термодинамический анализ системы $\text{Mn-P-Si-Fe-Ca-K-Na-H-C-O-N}$ при использовании в качестве восстановителя углерода. Расчет равновесного состава указанной системы проводили в воздушной среде при давлении 0,1 МПа в температурном интервале 400 – 1400 К. В результате термодинамических расчетов было установлено, что при отсутствии восстановителя в газовой фазе присутствуют только кислород, азот и пары воды, а конденсированная фаза представлена такими марганецсодержащими соединениями, как MnO_2 , Mn_2O_3 и Mn_3O_4 . Добавление восстановителя вносит изменения в равновесный состав как газовой, так и конденсированных фаз системы. Введение в шихту недостаточного количества восстановителя приводит лишь к частичному восстановлению диоксида марганца с образованием Mn_2O_3 . При дальнейшем увеличении количества добавляемого углерода в конденсированной фазе наряду с Mn_2O_3 появляется гаусманит (Mn_3O_4). Максимальное количество Mn_3O_4 наблюдается при добавлении 9,5 % углеродистого восстановителя. Дальнейшее повышение содержания углерода в шихте приводит к образованию MnO в конденсированной фазе. Максимальная степень восстановления достигается при добавлении к оксидному марганцевому продукту восстановителя в количестве 12 – 15 %.

При оптимальной концентрации восстановителя в шихте изучали влияние температуры на степень восстановления марганецсодержащих соединений. Термодинамические расчеты показали, что при низких температурах наряду с частично восстановленным Mn_3O_4 присутствует также оксид MnO . Равновесный состав марганецсодержащих продуктов резко изменяется при повышении температуры. При температуре 800–900 К восстановительный процесс существенно активизируется. В конденсированной фазе при этом остается лишь незначительное количество Mn_3O_4 , основная часть марганецсодержащих соединений представлена целевым продуктом MnO .

Агломерат должен иметь высокую прочность, кусковатость, пористость и хорошую восстановимость при заданном химическом составе. Однако использование марганецсодержащих шламов в агломерационном процессе ограничивается их физическими, физико-химическими свойствами и содержанием вредных примесей [1].

Увеличение доли шламов в агломерационной шихте требует решения следующих задач: поиск способов подготовки, позволяющих повысить допустимый для утилизации в агломерационной смеси предел влажности шламов; улучшение усреднения шламов в агломерационной шихте, обеспечение газопроницаемости спекаемого слоя на агломерационной ленте и сокращение выноса пыли.

Анализ физико-химических свойств хвостов обогащения марганцевых руд Марганецкого ГОКа показывает, что характерная для них зернисто-песчаная структура не обеспечивает достаточно хорошую комкуемость аглошихты, что не позволяет при проведении ее грануляции получить требуемый гранулометрический состав и прочностные показатели гранулируемого материала. В дальнейшем это приводит к снижению производительности агломашины. Однако, трудность их использования заключается в плохой слипаемости при окомковании и брикетировании.

Степень окомкования марганцевых хвостов обогащения по обычной технологии при дополнительном увлажнении составляет 1,62, а прочность гранул менее 1 кг/на образец. Спекания такого материала практически не происходит, что ограничивает возможности их использования в шихте для агломерации. Ввод специально подготовленного растительного остатка (реагент) в количестве 5 % повысил степень окомкования с 1,62 до 3,27. При окатывании на тарельчатом грануляторе с диаметром тарелки 3 м с частотой вращения 12 об/мин была достигнута производительность 1,0 – 1,2 т/ч с получением прочных окатышей. Гранулы были высушены в обычных условиях в течении 12 часов, что повысило их прочность и целостность при перегрузках.

Как установлено практикой агломерации, существует оптимальное содержание углерода в агломерационной шихте. При увеличении содержания углерода свыше 8 % происходит оплавление верхних слоев шихты, вследствие чего ухудшается газопроницаемость и нижние слои шихты остаются непропеченными. Снижение его менее 5% ухудшает прочность агломерата вследствие недостаточного количества жидкой фазы. Как показали исследования, ввод связующего до 10 кг/т агломерата обеспечил: повышение производительности агломашины на 10 %; снижение расхода аглотоплива на 5 кг/т агломерата; снижение содержания фракции менее 5 мм в агломерате на 3 %.

В лабораторных условиях НМетАУ реагент испытан при получении агломерата из шихты, содержащей хвосты обогащения марганцевой руды. Шихта для агломерации состояла: хвосты обогащения руды – 73,53 %; коксик – 7,35 %; реагент – 4,41 %; возврат – 14,71 %. Спекание производили при следующих условиях: высота слоя шихты – 300 мм; разрежение – 1000 мм вод.ст.; время зажигания – 1,5 мин.; температура зажигания – 1220 °С; время спекания – 14,5 мин.; максимальная температура спекания – 1360 °С; усадка – 80 мм. Качество полученного агломерата: выход годного – 81,3 %; прочность на удар – 3,0 %; прочность на истирание – 1,5 %; химический состав готового агломерата: $Mn_{\text{общ}}$ – 28,72 %, S – 0,211, C – 0,91 %. Морфологический анализ спеченной смеси и исходных компонентов проводили с помощью растрового электронного микроскопа NeoScore II (фирмы Jeol, Япония) в режиме высокого вакуума при ускоряющем напряжении 15 кВ. Режим наблюдения - secondary electron image (вторичные электроны). Характерный вид структур смеси до спекания и после спекания показан на рис.1 и 2.

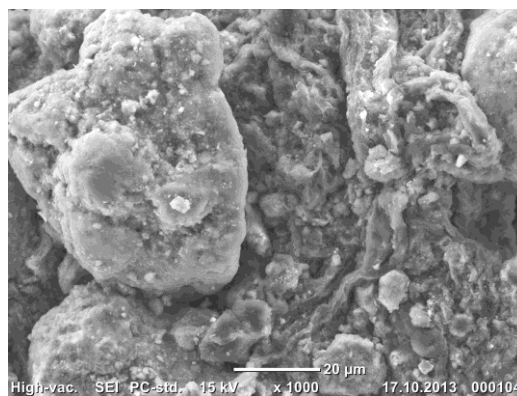
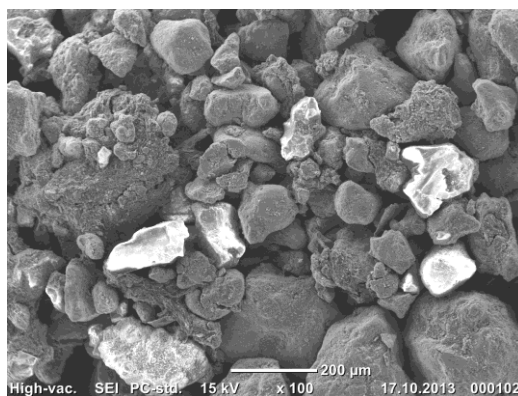


Рисунок 1 – Структура смеси для спекания: *a* – $\times 100$; *б* – $\times 1000$;

Структура исходной смеси представлена двумя структурными составляющими, которые различаются по способу отражать вторичные электроны, размеру, форме и по способу распределения частиц в смеси. Согласно классификации по способу отражать вторичные электроны, в структуре различаются светлая структурная составляющая, имеющая в своей основе углерод (торф) и темно-серая структурная составляющая, имеющая в своей основе металл. В структуре исходной смеси, согласно размерного фактора, торф представлен частицами дисперсностью от 0,6 – 170 мкм, в тоже время, частицы, содержащие металл имеют дисперсность от 5,6 – 500 мкм, что существенно превышает размер торфяных частиц. Мелкодисперсные частицы торфа (до 1,5 мкм) равномерно распределяется на поверхности крупных частиц, сформированных в процессе окомкования. Согласно формы, темно-серая структурная составляющая представлена частицами гранной формы и частицы, образовавшиеся в процессе окомкования (частицы порядка 20 мкм, которые слиплись под влиянием повышенной влажности и разрушаются под действием незначительной нагрузки (рис. 1,*a*). В тоже время, торфяная составляющая не имеет столь резкого различия по форме. Согласно результатам фрактографического анализа, в процессе формирования хрупкого разрушения

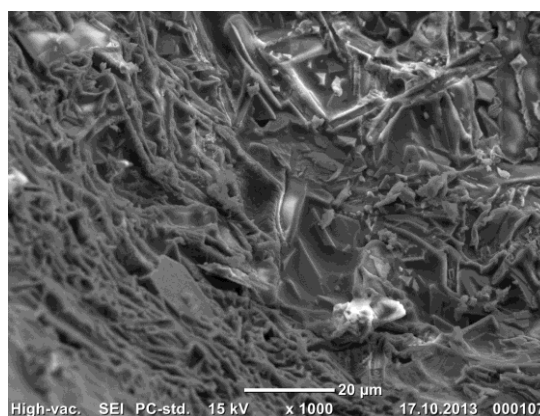
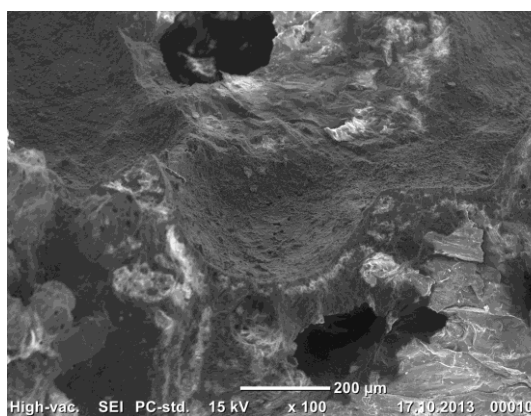


Рисунок 2 – Структура спеченной смеси: *a* – $\times 100$; *б* – $\times 1000$

Таким образом, для улучшения процесса окомкования необходимо: применять материалы, хорошо смачиваемые водой; вводить в состав шихты тонкоизмельченные материалы; создавать в окомковательном устройстве оптимальную влажность; вводить в шихту коллоидные добавки или применять руды с глинистой пустой породой. Изменением физико-химических свойств увлажняющей жидкости можно улучшить окомкование шихты. Уменьшение краевого угла смачивания не всегда приводит к улучшению процесса окомкования шихты.

Библиографический список:

1. Марганец. Гасик М.И. – М.: Металлургия. – 1992. 608 с.
2. Развитие производства марганцевых ферросплавов в электропечах. /Сафонов Б.М., Мураховский В.В. //Сталь, 1983. №5. – С.5–7.
3. Исследование газодинамики содержимого ванны электропечи РПЗ-48, выплавляющей силикомарганец. /Нежурин В.И., Карманов Э.С., Кучер И.Г.//Проблемы научно-технического прогресса электротермии неорганических материалов. Тезисы докл. республ. Научно-технической конференции. Днепропетровск: 1989. – С.30–31.
4. Металлургия марганца Украины. / Величко Б.Ф., Гаврилов В.А., Гасик М.И., Грищенко С.Г. и др. // Київ: Техніка, 1996. – 472 с.
5. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов. / Гасик М.И., Лякишев Н.П. // СП Интермет Инжиниринг. 1999. – 764 с.
6. Получение офлюсованного марганцевого агломерата и выплавка высокоуглеродистого ферромарганца. /Гасик М.И., Зубанов В.Т., Щербицкий Б.В. и др. // Сталь. 1982. №9. – С.51–53.
7. Утков В.А. Высокоосновной агломерат. // М.: Металлургия. 1977. – 156 с.

Раздел 6. КАЧЕСТВО ФЕРРОСПЛАВОВ, ПЕРСПЕКТИВЫ ПРОИЗВОДСТВА НОВЫХ ВИДОВ ФЕРРОСПЛАВОВ

ИССЛЕДОВАНИЕ БАЛАНСА ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПРИМЕСЕЙ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ФЕРРОСИЛИКОМАРГАНЦА

*Кучер Д.И., Федоров Д.О., научный руководитель к.т.н. Дедов Ю.Б.
ПАО «Никопольский завод ферросплавов»*

Широкое внедрение в промышленную практику новых способов получения высококачественных сталей и сплавов, ужесточение требований к качеству металла получаемого в металлургических агрегатах, выдвигает задачу дальнейшего улучшения качества ферросплавов, в том числе и по содержанию вредных примесей, которые не регламентируются действующими стандартами. В этой связи в последнее время практически на все виды ферросплавов введены некоторые новые стандарты, которые регламентируют их повышенное качество.

Как известно, качество ферросплавов характеризуется содержанием и пределами колебаний в них ведущего элемента, концентрацией сопутствующих (вредных) примесей (С, S, P, Pb, Zn, As, Cu и др.) гранулометрическим составом, плотностью, температурой плавления, содержанием неметаллических включений, а также кислорода, водорода, азота и др.

Основным показателем качества ферросплавов является его химсостав и, прежде всего, содержание в нем ведущего элемента. В соответствии с требованиями производителей стали, заинтересованных в использовании малой массы легирующих присадок, ферросплавная промышленность производит преимущественно сплавы с высокой концентрацией ведущего элемента. Для большинства ферросплавов величина этого отклонения находится в пределах (\pm) 2 %, что обеспечивает получение стали с узкими заданными пределами содержания легирующих элементов.

С целью уменьшения угара легирующих элементов присадка ферросплавов в стальную ванну осуществляется, как правило, в заключительный период плавки, когда возможность рафинирования стали от вредных примесей весьма ограничена. В связи с этим необходимо учитывать содержание в ферросплавах примесей, вредное влияние которых на свойства стали определено и установлено [1, 2] а по возможности должно быть и регламентировано.

Особо вредными в ферросплавах являются примеси цветных металлов (Cu, Pb, Zn, As, Sn, Sb, Bi). В частности присутствие в стали свинца, олова, мышьяка, цинка ухудшает ее механические свойства и ковкость в холодном и горячем состоянии [3]. Отличительной особенностью примесей указанных металлов является то, что они практически не удаляются из металла по ходу плавки при обычных методах ее осуществления.

Поэтому, нет иного выхода, кроме ограничения содержания вредных примесей в металлической части шихты, и в первую очередь, в ферросплавах. Особую актуальность этот вопрос приобрел в последнее время, поскольку в условиях вынужденного использования импортных руд и с целью получения конкурентоспособных на мировом рынке отечественных ферросплавов по содержанию фосфора не всегда можно гарантировать постоянство химического состава в отношении содержания вредных примесей в производимых ферросплавах.

В этой связи представляет большой научный и практический интерес исследования поведения вредных примесей (цветных металлов) в процессе производства ферросплавов, в частности марганцевых, с использованием импортного марганцевого сырья.

Исследования проводили с использованием импортного марганцеворудного сырья, содержащего повышенное (по сравнению с отечественными) содержанием цветных

металлов таких как (Cu, Pb, Zn, As) в виде необогащенной марганцевой руды и концентрата, химический состав которых приведен в таблице.

Таблица – Химический состав импортной марганцевой руды и концентрата

Материал	Содержание мас. %										
	Mn	SiO ₂	CaO	MgO	Fe	P	Cu	Pb	Zn	As	Al ₂ O ₃
Руда	25,5	20,6	9,0	5,0	1,2	0,025	0,09	0,025	0,027	0,002	3,2
Концентрат	39,2	16,9	3,6	2,2	1,7	0,026	0,4	0,3	0,066	0,0021	2,7
Никопольский концентрат	36,8	18,5	4,8	1,7	1,6	0,19	0,008	0,012	0,0014	0,0007	1,4

Опытные плавки ферросиликомарганца проводили в лабораторной печи типа РКО-05 мощностью трансформатора 50 кВа. Результаты выплавки ферросиликомарганца с использованием необогащенной марганцевой руды показали весьма низкие технологические показатели процесса. Это в первую очередь по степени извлечения кремния (не более 25 %), а также высокого удельного расхода электроэнергии (более 6000кВт·ч/т сплава) сырья и восстановителя. В этой связи опыты продолжили с использованием в шихту только обогащенной марганцевой руды (концентрата).

Результаты выплавки товарного ферросиликомарганца из импортного марганцевого концентрата показали возможность получения сплава с содержанием марганца в пределах 71 – 72 %, кремния 16,5 – 17,1 % и фосфора до 0,1 %, что соответствует ферросиликомарганцу марки MnC17P10. Извлечение марганца в сплав составило 82 %.

Содержание цветных металлов и вредных примесей в ферросиликомарганце находились в пределах, %мас.: медь 0,57 – 0,63; свинец 0,014 – 0,017; цинк 0,0002 – 0,0004; мышьяк 0,0048 – 0,0058.

Таким образом, при выплавке ферросиликомарганца с использованием импортного (марокканского) марганцевого концентрата перераспределение цветных (вредных) металлов происходит следующим образом: в металл-свинец до 1 %, медь – более 90 %, мышьяк более 80 %, цинк – до 1 %. В улет: свинец до 98 %, медь до 8 %, мышьяк до 15 % и цинк до 99 %, а вшлак до 0,3, 2,4, 2,9 и 0,1 % соответственно.

Библиографический список:

1. Структура и качество промышленных ферросплавов и лигатур. Гасик Л.Н. Игнатьев В.С. Гасик М.И. «Техника», – 1975. – 152 с.
2. Физико-химия и технология электро ферросплавов. Гасик М.И. Лякишев Н.П. – Днепропетровск: ГНПП. «Системные технологии», – 2005. – 448с.
3. Приданцев М.В. Жаропрочные стареющие стали. М., «Металлургия», 1973г. 96с.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РАФИНИРОВАНИЯ ЭЛЕКТРОПЕЧНОГО ФЕРРОНИКЕЛЯ В АГРЕГАТАХ С ДОННЫМ ПОДВОДОМ ДУТЬЯ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ТОВАРНОГО ПРОДУКТА

*Романцов С.А., научный руководитель асист. Подгорный С.Н.
Национальная металлургическая академия Украины*

На сегодняшний день ферроникель получают в Украине на ООО «ПФК» из привозной окисленной высокомагнезиальной руды. Методом статистической обработки опытных данных полученных на ООО «ПФК», установлено, что электропечной ферроникель в среднем содержит 7 % кремния; 2,5 % углерода и 1,9 % хрома.

Ферроникель является одним из основных "насыпных" материалов для производства коррозионностойких, никелевых и литых сплавов.

Наиболее рационально проводить процесс рафинирования в агрегатах с донным подводом дутья, которые имеют следующие основные преимущества: улучшаются условия перемешивания ванны, увеличивается межфазная поверхность металл-дутьё и облегчаются условия выделения пузырьков СО, повышении выхода годного металла на 1 – 2 %, сокращении длительности продувки, ускорении плавления лома, меньшей высоте здания цеха и т. д.

Одним из главных преимуществ донной продувки расплава является отсутствие выбросов, ровный спокойный ход процесса рафинирования.

Рафинирование электропечного ферроникеля необходимо производить в два этапа последовательно: сначала в агрегате с «кислой» футеровкой, а затем в агрегате с «основной» футеровкой, после предварительной десульфурации кальцинированной содой в ковше, что позволяет удалять до 70 – 80 % серы.

Агрегаты с донным дутьем имеют удельный объем 0,85 м³/т и оборудованы съёмными днищами, в которых установлены по три донных дутьевых устройства (фурмы) типа «труба в трубе»: материал наружной трубы – нержавеющая сталь (08X18H10T); материал внутренней трубы – медь.

В качестве газов для продувки применяют кислород, азот и природный газ.

Основными задачами рафинирования электропечного ферроникеля в агрегате с «кислой» футеровкой являются:

- снижение концентрации кремния в металле до значений 0,30 – 0,35 %;
- переработка металлических отходов текущего производства;
- повышение температуры металла до значений 1450 – 1500 °С.

Рафинирование в агрегате с «кислой» футеровкой осуществляют за счет продувки расплава кислородом с защитным (природным) газом через донные дутьевые устройства с интенсивностью 0,8 – 1,2 нм³/т в мин. Расход природного газа, подаваемого через периферийные каналы фурм, составляет 10% от расхода кислорода. После окончания продувки кислородом расплав продувают азотом (подают в оба канала фурм) с интенсивностью 0,5 – 0,6 нм³/т в мин.

Первую стадию рафинирования ферроникеля от кремния, хрома, углерода осуществляют в вертикальном агрегате с донным подводом дутья. Процесс рафинирования проходит с большим выделением тепла, поэтому расплав необходимо охлаждать присадками охладителя, например, скрапом или продуктами магнитной сепарации конвертерных шлаков.

В результате теоретических исследований, установлено, что в первую очередь при температуре 1400 °С будет окисляться элемент, который определяет минимальную концентрацию кислорода в металле, это кремний, но с повышением температуры до 1500 – 1600 °С, в первую очередь будет идти окисление углерода, так как его сродство к кислороду с ростом температуры увеличивается, в большей степени чем сродство к кислороду у кремния.

Итак, последовательность при продувке при высокой температуре, расплава на основе железа с высокой концентрацией никеля (электропечного ферроникеля) кислородом будет следующий: кремний будет окисляться после углерода, т.е. сначала углерод, а потом кремний, что позволяет вести процесс рафинирования электропечного ферроникеля от углерода и кремния с минимальными потерями железа и никеля.

При этом образующиеся шлаковые частицы (оксид железа) реагируют с кремнием расплава, что не приводит к избыточному накоплению оксида железа в шлаке. Скорость последующего обезуглероживания легко регулируется скоростью подачи кислорода через донные дутьевые устройства. Образующийся низкожелезистый кислый шлак является не технологичным. Для его разжижения, а также, для регулирования температурного режима плавки, на наш взгляд, следует применять исходную никелевую руду. Ее присадки, по видимому, не приведут к заметному обогащению расплава никелем (на 0,3 – 0,33 %), так как

при продувке ванны нейтральным газом будут одинаково успешно восстанавливаться остаточным кремнием и углеродом оксиды никеля и железа, но позволят разжижать шлак, оптимизировать температуру процесса и увеличить общий выход металла.

Основными задачами рафинирования электропечного ферроникеля в агрегате с «основной» футеровкой являются:

- дефосфорация металла;
- удаление всех других примесей, оставшихся после рафинирования в агрегате с «кислой» футеровкой;
- обогащение ферроникеля до требуемых содержаний никеля.

В агрегате с основной футеровкой с донным дутьем также представляется перспективным применение присадок окисной никелевой руды. В этом случае, присадки окисной никелевой руды в смеси с известью после окончания процесса дефосфорации и скачивания фосфористого шлака, позволит организовать селективное восстановление оксида никеля железом металлического расплава. При наличии интенсивного перемешивания за счет донной продувки расплава нейтральным газом этот процесс, для одной присадки руды реализуется в течении 3 – 4 минут.

Возможность создания восстановительных условий в агрегате с донным дутьем позволяет, при необходимости, решать вопросы эффективной десульфурации конвертерной ванны. За счет меньшей окисленности шлака и увеличением поверхности контакта газ – металл. Последнее обстоятельство способствует удалению части серы в газовую фазу в виде SO_2 .

Экспериментально установлено в 1т агрегате с донным подводом дутья в условиях НМетАУ, что применение донной или комбинированной продувки обеспечивает снижение потерь никеля в шлаке в виде оксидов с 0,25 – 0,2 % до 0,1 % при его содержании в металле 14 – 25 %.

В целом перевод, рафинировочных агрегатов на Побужском ферроникелевом комбинате на донную или комбинированную продувку позволит исключить потери никеля, который находится в шлаке в окисной форме. Что касается корольков ферроникеля, запутавшихся в недостаточно жидкоподвижном шлаке, то их извлечение можно легко реализовать на установке по магнитной сепарации конверторных шлаков, которое имеется на комбинате.

Что касается хрома, содержание которого в ферроникеле достаточно высокое, то понадобится промежуточная стадия скачивания высокохромистого шлака из основного конвертера.

Рекомендовано, провести реконструкцию рафинировочного участка в условиях ООО «ПФК» с заменой имеющегося оборудования на агрегаты с донным или комбинированным подводом дутья, что позволит значительно расширить технологические возможности процесса рафинирования черного ферроникеля, снизить потери никеля на конвертерном переделе и улучшить другие технико-экономические показатели производства. При этом, важным элементом реконструкции является система подачи сыпучих материалов и уровень автоматизации технологического процесса.

При использовании агрегатов с донным подводом дутья возможно общее использование никеля на конвертерном переделе колебалось в пределах 95 – 97,5 %.

Раздел 7. ПРИМЕНЕНИЕ ФЕРРОСПЛАВОВ В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

ОСОБЛИВОСТІ ДОЗУВАННЯ ФЕРРОСПЛАВІВ В УМОВАХ КИСНЕВО- КОНВЕРТЕРНОЇ ПЛАВКИ

*Антоненко А.І., Пономаренко В.В., Бондаренко Є.К., Капусняк О.О.
науковий керівник к.т.н., Жук С.В.*

Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

Розрахунок точної дози феросплавів проводиться після отримання результатів хімічного аналізу металу в конвертері перед зливанням плавки. Розрахунок проводиться також у випадку отримання тільки інформації про вміст вуглецю та температуру сталі перед випуском.

Розкислення киплячої сталі марок 3кп, 4кп, 08кп, 10кп, 15кп, 20кп проводиться фероманганом. Коректування окисненості металу проводиться алюмінієм і фероалюмінієм. На початку випуску присаджується 50 – 100 % необхідної кількості, а решта по ходу випуску плавки. Розраховане значення фероалюмінію перевіряється на границі і у випадку виходу за межі приймається граничне значення.

Таблиця 1 – Діапазон зміни витрат фероалюмінію при розкисненні киплячих марок сталі

Вміст вуглецю перед зливанням, %	Добавка фероалюмінію, г/т	
	Вміст мангану перед зливанням	
	≤ 0,09	> 0,10
0,04	525–600	450–525
0,05	375–450	300–345
0,06	225–300	150–195
0,07	150	0–75

Якщо додувка проводилася при середньому положенні фурми вище 1400 мм (розігрівання, видалення сірки, охолодження вапном з роздув кою шлаку), то витрати фероалюмінію збільшуються на 50 – 75 г/т сталі.

Розкиснення марок сталі 3пс, 5пс, 3Гпс, 5Гпс, 35ГСм, проводять у ковші фероманганом та силікоманганом із розрахунку отримання силіцію 0,07 % і середньомасової долі мангану в готовій сталі. У випадку неможливості отримання силіцію 0,07 % перевіряється його знаходження в межах 0,05 – 0,10 %. При відсутності силікомангану кінцеве розкиснення металу проводиться в ковші феросиліцієм.

Мікролегування сталі проводиться титаном, титанобокситним сплавом чи феробором із розрахунку отримання в готовій сталі титану не більше 0,03 чи бору не більше 0,005 %.

Розкиснення спокійної сталі проводиться силікоманганом чи фероманганом та 65 % чи 45 % феросиліцієм із розрахунку отримання середньомасової долі мангану і кремнію в готовій сталі. Феросплави вводяться в такій послідовності: силікоманган, фероманган, феросиліцій.

Витрати фероалюмінію для марок 1сп і 2сп складають 120/1800 г/т сталі, для марки 3сп – 1000/1500 г/т, для марки сталі 5сп – 700/1050 г/т. Фероалюміній вводиться у ківш в наступній послідовності: на початку випуску плавки до введення феросплаву присаджується 40–50 % необхідної кількості фероалюмінію, а решта після присадки феросплавів.

Розкиснення сталі марок 20ГС, 27ГС, 30ГС, 25Г2С, 35ГС проводиться силікоманганом і 65 % феросиліцієм із розрахунку отримання середньомасової долі мангану і силіцію в готовій сталі та фероалюмінієм із розрахунку 500(750) г/т сталі.

**РАСШИРЕНИЕ СОРТАМЕНТА БЕСШОВНЫХ ТРУБ ИЗ НЕПРЕРЫВНОЛИТЫХ
ЗАГОТОВОК МЗ «ДНЕПРОСТАЛЬ» АКТУАЛИЗИРУЕТ РЕШЕНИЕ ЗАДАЧИ
ВЫПЛАВКИ ЭЛЕКТРОСТАЛИ ЧИСТОЙ ПО НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИМ
ВКЛЮЧЕНИЯМ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ФЕРРОСПЛАВОВ СТАБИЛЬНОГО
ХИМИЧЕСКОГО И ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВОВ**

*Климчик Ю. В., научный руководитель проф. Гасик М.И.
МЗ «Днепросталь»*

Электросталеплавильный комплекс МЗ «Днепросталь» является основным производителем стали и непрерывнолитых заготовок для производства на НТЗ (Интерпайп сталь) бесшовных труб широкого сортамента и функционального назначения. Электросталь трубного сортамента производится по совмещенному с колесной сталью магистральному технологическому маршруту сквозной агрегатно-технологической схеме: выплавка металлопродуктов дуговой электропечи ДСП-190, внепечное раскисление, легирование, рафинирование на установке ковш-печь (УКП) под оксидно-фторидкальциевыми высокоосновными шлаками и вакуумной обработке в камерном ковшевом вакууматоре с последующей разливкой на МНЛЗ. Колесная сталь разливается на 4-х ручьевой МНЛЗ № 2 с получением заготовок диаметром от 385 мм до 470 мм, а сталь трубного сортамента – на 5-ти ручьевой МНЛЗ № 1. Непрерывнолитые трубные заготовки отливаются диаметром от 150 мм до 290 мм. Проектом сквозных технологий производства колесных и трубных заготовок предусмотрены серийные разливы металла: 4 плавки трубной стали разливают на МНЛЗ № 1 и 7 плавков колесной стали на МНЛЗ № 2.

Современная технология выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки трубной стали в сочетании с компьютерным программным обеспечением, поэтапным контролем параметров процессов позволяет производить заготовки стали трубного сортамента, легированной в том числе и редкими элементами (Mo, Nb, V и др.).

Таблица 1 – Химические составы электростали трубного сортамента, выплавляемой на МЗ «Днепросталь»

Марка стали	Содержание элементов, % масс.										
	C	Si	Mn	Cr	Cu _{пол.}	Al	Mo	Nb	V	H _{max.}	S _{max.}
32XA	0,32-0,35	0,17-0,57	0,55-0,85	1,0-1,15	0,20	0,02-0,05	-	-	-	0,025	0,025
35Г2ФУ	0,36-0,40	0,17-0,37	1,50-1,70	max 0,30	0,30	0,02-0,06	-	-	0,10-0,15	0,015	0,015
32Г2У1	0,30-0,35	0,17-0,57	1,25-1,35	max 0,30	0,30	0,02-0,06	-	-	-	0,025	0,025
12Г2МБТУ	0,11-0,15	0,17-0,57	1,30-1,60	max 0,30	0,10	0,02-0,06	0,05-0,08	0,03-0,05	-	0,030	0,025
ER7(R7)	0,47-0,49	0,25-0,37	0,65-0,76	0,18-0,25	0,25	0,015-0,030	max 0,08	-	0,025-0,04	0,018	0,013
42XM4 (42CrMo4)	0,41-0,45	0,15-0,40	0,6-0,8	0,9-1,2	0,030	0,015-0,045	0,15-0,30	-	max 0,03	0,020	0,008-0,015

Примечание: 1. В стали марки 42XM4 содержится 0,47-0,52% Ni; 2 – в стали марки 12Г2МБТУ содержится 0,01-0,03% Ti и не более 0,009 N; 3 – в стали марки 35XA и ER(R7) содержание водорода не должно превышать max 2 ppm, а сумма % Cr + % Mo + % Ni – max 0,50 %.

Раскисление стали производится ФС65, MnC17, конечное Al, а легирование (главным образом микролегирование) – феррохромом, феррониобием, ферромolibденом, феррованадием, ферротитаном (табл. 2) и некоторыми другими ферросплавами – ферробором, никелем и др.

Таблица 2 – Химические составы стандартных ферросплавов в соответствии с нормами ДСТУ и ГОСТ

Наименование	ДСТУ	Химсостав, % масс.						
		Si	C	P	Al	Cr	Mn	S
Ферросилиций ФС75	4127-2002	74–80	≤ 0,2	≤ 0,05	≤ 3,0	≤ 0,3	≤ 0,4	≤ 0,02
Ферросилиция ФС65	4127-2002	63–68	≤ 0,2	≤ 0,05	≤ 2,5	≤ 0,4	≤ 0,4	≤ 0,02
Ферросиликомарганец МнС17	3548-97	15–20	≤ 2,5	≤ 0,3	–	–	65–75	≤ 0,03
Феррохром ФХ006А	4757-2009	≤ 0,10	≤ 0,10	≤ 0,10	≤ 0,10	≤ 0,10	≤ 0,10	≤ 0,10
Феррониобий Фнб60	ГОСТ 16773:2004	≤ 1,5	≤ 0,1	≤ 0,10	≤ 3,0	Nb 55–65	Ta ≤ 1,0	≤ 0,03
Ферромolibден ФМо	ГОСТ 4759: 2009	≤ 1,0	≤ 0,1	≤ 0,1	≤ 0,05	Mo 55–65	Cu ≤ 0,5	≤ 1,0
Феррованадий FeV80	ГОСТ 27130-94	≤ 2,0	≤ 0,3	≤ 0,06	≤ 1,0	V 75–85	≤ 0,70	≤ 0,05
Ферротитан FeTi70	ГОСТ 4761: 2009	≤ 0,10	≤ 0,2	≤ 0,03	≤ 0,5	Ti 65–75	≤ 0,20	≤ 0,03

Из приведенных в табл. 2 данных следует, что требования к качеству ферросплавов по ДСТУ и ГОСТ сведены, в основном, к ограничению в них вредных примесей. Практика сталеплавильных заводов подтверждает о необходимости учета при оценке качества ферросплавов не только химического состава, но и физических характеристик, как то: температура плавления, плотность и др., которые определяют эффективность процессов раскисления и легирования стали. Известно, что с целью снижения дорогих и дефицитных ферросплавов, присадка их в стальную ванну (ковш) производится в заключительный период плавки, когда возможности рафинирования металла от примесей, привнесенных ферросплавами, весьма ограничены. Следует особо обратить внимание на возможность повышения «загрязненности» стали неметаллическими включениями из ферросплавов. Проведенные масштабные пионерные исследовательские работы в нашей стране и за рубежом подтверждает взаимосвязь оксидных, нитридных включений водорода и азота в ферросплавах и выплавляемой стали. Требования к качеству ферросплавов должны обоснованно устанавливаться в зависимости от технологического назначения каждого ферросплава (раскислителя, легирующего).

В работах зав. кафедрой электрометаллургии ДМетИ, проф. С.И.Хитрика с сотрудниками было установлено, что пластичность стали 1Х13 с применением вакуумированного в жидком состоянии феррохрома, выше пластичности стали, выплавленной с невакуумированным феррохромом. В работах Златоустовского метзавода было выявлено, что неудовлетворительная пластичность металла (сталь марок Х18Н10Т, Х17Н13М2Т и др.), связана с низким качеством ферротитана, содержащего повышенное количество серы, оксидных и сульфидных включений и бора. В работе Е.Н.Коровина и др. было установлено, что причиной низкой пластичности слитков стали ОХ18Н22В2Т2 является повышенное содержание примесных элементов (Pb, Sn, Sb, Zn, Bi). Использование более чистых по содержанию цветных металлов, позволило сократить брак этой стали по пластичности с 30,8 % до 4 %.

Наряду с ухудшением качества стали некоторые сорта ферросилиция, особенно марки ФС 75, склонны в условиях влажной атмосферы рассыпаться с образованием одним из наиболее ядовитых промышленных газов – фосфина PH_3 и арсина AsH_3 . Причиной явления рассыпания ферросилиция является не контролируемое высокое содержание в сплаве Са, Al и Р. Несмотря на известность явления рассыпания и отравление персонала новым

стандартом на ферросилиций ДСТУ 4127: 2102 содержание кальция в сплаве ФС75, ФС65 не регламентировано.

Недооценка сталеплавильным персоналом возможно вредного влияния загрязненности ферросплавов на качество стали, в определенной мере можно связать с вакуумированием жидкой стали перед разливкой, хотя целый ряд привносимых ферросплавных загрязнений не всегда могут быть устранены вакуумированием. При этом следует иметь ввиду, что много миллионов тонн стали выплавляется в дуговых и индукционных электропечах в цехах, не оборудованных установками вакуумирования стали.

В связи с этим актуальным является продолжение экспериментальных исследований и опытно-промышленных работ по изучению загрязненности всех видов ферросплавов примесями цветных металлов, неметаллическими включениями, азотом и водородом. Например, установлена прямая связь содержания кальция, нерегламентированного в ферросилиции ФС65 и пораженности подшипниковой стали глобулярными включениями. Решением проблемы повышения качества стали явилась научно обоснованная замена ферросилиция ферросиликомарганцем, что позволило повысить выход годного сортового проката с 70 – 72 % до 98 – 100 % [4].

Библиографический список

1. Гасик М.И. Качество ферросплавов для выплавки электростали с контролем проката по неметаллическим включениям.
2. Гасик М.И., Игнатъев В.С., Каблуковский А.Ф., С.И.Хитрик. Газы и примеси в ферросплавах. М.: Металлургия, 1970, – 152 с.
3. Гасик Л.Н., Игнатъев В.С., Гасик М.И. Структура и качество промышленных ферросплавов и лигатур. К.: Техника. 1975, 152 с.
4. А.И.Панченко, А.С.Сальников // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2011, № 1, – с. 21–26.

ГИДРОДИНАМИКА СТАЛЬНОГО РАСПЛАВА ПРИ КОВШЕВОЙ ОБРАБОТКЕ

*Вовк В.В., Порхун В.С., научный руководитель проф. Богушевский В.С.
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»*

Равномерное распределение в стали добавок, является одной из наиболее сложных задач ковшевой металлургии, особенно при выпуске плавки из печи в ковш. Скорости процессов растворения добавок в стали определяются в первую очередь интенсивностью массопереноса как во всём объёме расплава, так и на границе “сплав-сталь”. Как правило, выделяют два уровня – мелкомасштабный (реакционная поверхность и пограничные слои) и крупномасштабный (турбулентные циркуляционные течения).

Наиболее точной характеристикой интенсивности перемешивания объёма расплава является коэффициент эффективной диффузии D_e , объединяющий все основные виды переноса – вынужденную и свободную (естественную) конвекцию, молекулярную диффузию. При заливке ковшей ведущей является вынужденная конвекция. После наполнения ковшей вынужденная конвекция сменяется естественной, при которой значения D_e существенно снижаются. Величины осреднённых значений (от начала до конца выпуска плавки) D_e для ковшей большой ёмкости, определённые с помощью радиоактивного метода (рис.), показывают, что интенсивность перемешивания снижается с уменьшением ёмкости сталеразливочного ковша.

Продолжительность выпуска плавки в ковш оказывает заметное влияние на время полного перемешивания металла в ковше. Наиболее эффективным считается краткий выпуск, когда достигаются наибольшие значения удельной мощности перемешивания струёй сливаемого металла. Удельная мощность перемешивания стали в ковше падающей струёй по

ходу выпуска плавки максимальна в начале выпуска, к наполнению половины ковша она резко снижается, но при дальнейшем заполнении ковша это снижение мало выражено. Вероятность захвата лёгких частиц добавок струёй стали резко понижается вследствие увлечения ею значительных количеств воздуха в прилегающий к струе объём расплава. Это связано с возникновением восходящих потоков стали, вызываемых всплывающими пузырями инжескированного воздуха. Вследствие этого, в верхнем слое стали в ковше дополнительно к основному циркуляционному потоку, возбуждаемому струёй в объёме стали, образуется второй поток с меньшим масштабом. Направление его вращения противоположно основному потоку, а скорость движения металла в контуре не превышает 0,3 м/с.

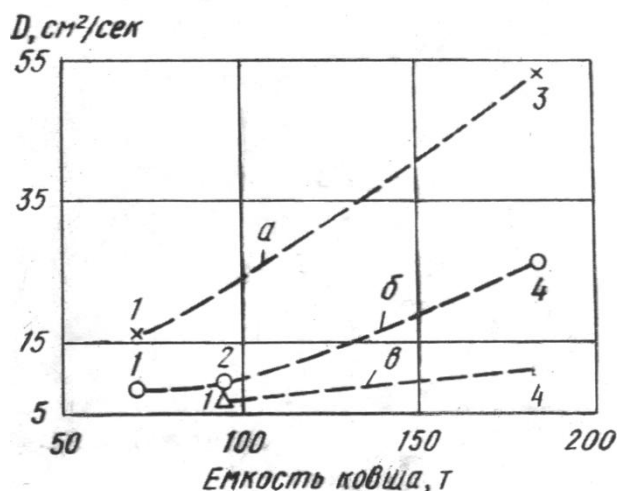


Рисунок — Средние коэффициенты эффективной диффузии металла (цифры у знаков — число плавков): a — при выпуске стали в ковш; b — при выдержке в ковше; v — при разливке.

Как установлено, выпуск плавки с большими скоростями компактной струёй способствует ускорению плавления ферросплавов, т. е. форсированию теплообмена в ковше. Компактная струя пробивает зеркало стали без существенного разрушения её поверхности, и проникает на большую глубину, где создаётся очаг окисления металла за счёт захваченного воздуха. В случае удара некомпактной струи о поверхность стали происходит её сильное разрушение. При этом зона окисления перемещается вверх и интенсивность окисления стали возрастает. Непостоянство параметров этих факторов при выпуске как различных плавков из одной печи, так и условий выпуска из печей разного типа неблагоприятно влияет на стационарность гидродинамических процессов в ковше и на стабильность усвоения легирующих присадок, вводимых в твёрдом виде под струю стали. Физическое и математическое моделирование процессов наполнения и циркуляции расплава в ковше выполнялось, как правило, без учёта воздухозахвата струёй, при её центральном вертикальном входе в ковш. Поэтому многие рекомендации, полученные с помощью таких подходов в основном, носят качественный характер. Обезразмеренная разность в содержании вещества добавок ΔC (при их вводе в виде кусков в процессе наполнения ковша) в верхних и нижних горизонтах стали в ковше находится по формуле, установленной на основе “прикладной теории пути смешения”

$$\Delta C = 4 \exp\left(-\frac{\pi^2 (\mathcal{G}_t - \mathcal{G}_0)}{H_k^2}\right)$$

где $\vartheta = \int_0^t D_s(\tau) d\tau$;

H_k — высота стали в наполненном ковше, м.

Значения \mathcal{G}_t отвечает времени наполнения ковша, а \mathcal{G}_0 — времени начала растворения присадок с учётом теплового этапа их расплавления.

Для выравнивания химсостава жидкой стали в наполненном ковше и флотации продуктов раскисления широко используется продувка аргоном с расходом 0,08 – 0,13 м³/мин, а для ускорения растворения легирующих присадок применяются большие расходы (0,30 – 0,45 м³/мин). Перемешивания стали со шлаком достигается при расходах 0,45 – 0,90 м³/мин. Порошкообразные десульфурierende материалы или предварительно расплавленный алюминат кальция вдуваются глубоко в ванну жидкой стали посредством фурм с одним или двумя каналами при расходе аргона 0,9 – 1,8 м³/мин.

Скорость массопереноса между шлаком и сталью возрастает по мере увеличения интенсивности продувки и глубины погружения фурмы. Её внецентральное положение в ковше снижает массоперенос между этими фазами, улучшает и ускоряет перемешивание в объёме всего ковша. Наиболее равномерное распределение в объёме стали в ковше инжесктированной дисперсной добавки за минимальное время достигается при глубине погружения фурмы в сталь $h_f = 0,8 H_k$ и при смещении фурмы от оси ковша на 0,5 – 0,6 его радиуса. При увеличении глубины погружения фурмы масса находящегося в металле порошка и вовлечённого в металл шлака возрастает, но количество шлака намного превосходит количество добавок. Погружение фурмы на глубину большую, чем половина высоты стали в ковше, мало сказывается на улучшении равномерности распределения добавки в ковше, но требует значительного увеличения давления газа. При скоростях газа до 40 – 60 м/с существует пузырьковый режим, и на срезе сопла образуются газовые объёмы, отрывающиеся от него с частотой 5 – 30 Гц. У сопла появляется пульсирующая с частотой 10 – 15 Гц газовая полость, с конца которой отрываются пузыри газа. Такие пульсации определяют колебания давления в канале фурмы и её вибрацию.

После окончания продувки движение металла прекращается не сразу, оно продолжается ещё некоторое время с интенсивностью, зависящей от режима предшествующей продувки и вязкости расплава. Вязкость жидкой стали и степень неоднородности её структуры в значительной мере влияют на формирование структуры и физико-механических свойств литого металла.

ОСОБЛИВОСТІ РОЗКИСЛЕННЯ СТАЛІ ФЕРОСПЛАВАМИ

*Дрей Є.О, Чернозубов О.С., Закусило С.С., Злигорев К.В.,
науковий керівник к.т.н. Сергеева К.О.*

Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

Обов'язковою завершуючою операцією сталеплавильного процесу є розкислення сталі у ковші. Окисний характер плавки призводить до високої концентрації в металі FeO, що викликає червоноламкість при горячій деформації, кристалізаційні тріщини при зварюванні та ін. Розкислення з видаленням кисню із рідкої сталі – це процес відновлення заліза із FeO. Розкислення маловуглецевих сталей звичайно проводять марганцем, кремнієм або алюмінієм. Кремній та марганець вводять у вигляді відповідних феросплавів, алюміній частіше – у чистому вигляді. Частіше всього киплячу сталь розкислюють тільки феромарганцем; напівспокійну розкислюють феромарганцем та невеликою кількістю феросиліцію; спокійну сталь розкислюють комплексно феромарганцем, феросиліцієм, феромарганцем та алюмінієм (до 0,02 % Al). Після розкислення в киплячій сталі міститься не менше 0,05 % Si, в напівспокійній 0,05 – 0,015 % Si, в спокійній 0,15 – 0,035 % Si.

Для вибору технології та розкислювачів, що використовуються, повинен виконуватися ряд умов:

- 1) повинен бути досягнутий максимальний ступінь розкислення сталі та можливе більш повне видалення з металу продуктів розкислення;
- 2) склад, форму, розміри та положення неметалевих включень бажано отримати такими, щоб звести до мінімуму погіршення якості сталі;

- 3) забезпечення дрібнозернистої структури;
- 4) питомі витрати феросплавів повинні бути найнижчими;
- 5) можливість використання недорогих та недефіцитних феросплавів;

Важливою умовою є також те, що прийнята методика розкислення забезпечувала відтворюваність хімічного складу окремих плавок даної марки.

При виплавці низьколегованих сталей, що вміщують хром на кремній (наприклад, 14ХГС, 15ХСНД, ЮХСНД та ін.) раціонально використовувати силікохром, що містить 30 – 50 % Cr та 30 – 50 % Si. В теперішній час ряд заводів широко використовує силікохром при виплавці хромовмістної низьколегрованої сталі. Марку силікохрому потрібно обирати в залежності від співвідношення хрому і кремнію в складі сталі, що виплавляється. Особливо перспективне використання екзотермічних феросплавів при виплавці киснево-конвертерної низьколегрованої сталі розкислення і легування якої проводять у ковші. Екзотермічний феросплав у даному випадку являє собою подрібнений феромарганець та ферохром з добавкою порошку натрієвої силітри, алюмінію, фтористого кальцію та пеку. Сплав вводили у ківш до початку випуску металу. Отримані продукти розкислення швидко взаємодіють з рідкою фазою екзотермічних феросплавів та спливають у шлак. Цьому сприяє і енергетичний барботаж рідкого металу в ковші при протіканні екзотермічної реакції. Якість металу при такому способі розкислення та легування була не нижчою, ніж при розкисленні з використанням звичайних феросплавів.

МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ МЕТАЛЛОДОБАВОК К КОНТАКТУ СО СТАЛЬЮ

*Забайрацкий М.И., Тарнопольский А.Ю.,
научный руководитель проф. Богусевский В.С.
НТУУ «Киевский политехнический институт»*

Этап подготовки ковшевых металлодобавок к взаимодействию со сталью имеет весьма важное влияние на конечные результаты обработки стали. Сложившееся в стране положение с внепечной обработкой стали может быть улучшено за счёт нового поколения эффективных металлургических агрегатов и технологий и, в частности, для подготовки ковшевых металлодобавок к результативному взаимодействию со сталью.

Применяется расплавление одного или нескольких видов металлических материалов при получении однородных или композиционных добавок для ковшевой обработки стали. Для этих целей используются газовые горелки, индукционные тигельные печи (ИТП) ёмкостью до 6 т, плазменно-дуговые печи вместимостью до 1 т, ДСП ёмкостью до 30 т. Однако эффективность перевода ферросплавов в жидкое состояние снижается при использовании печей, разработанных для плавки стали и чугуна (ДСП, ИСТ, ИЧТ) и допускающих большие потери на угар легирующих элементов при расплавлении и выдержке жидких высоколегированных сплавов. Такие печи имеют относительно невысокий коэффициент передачи энергии в сплав и большие габариты, характеризуются сложностью регулирования расхода сливаемого сплава при легировании разных марок различными массами расплава. Подобных недостатков лишён магнитодинамический агрегат, специально созданный для экономной плавки и регулируемой дозируемой подачи в сталь жидких ферросплавов в процессе легирования стали в ковше методом смешения.

На современном этапе для получения раскисляющих и модифицирующих сплавов на основе стандартных ферросплавов применяют промышленные электропечи, прежде всего ИТП. Индукционные каналные печи (ИКП) имеют существенно более высокий коэффициент полезного действия (до 0,90), чем ИТП (до 0,65). Однако получение в ИКП сплавов с высоким содержанием компонентов затруднено. Прежде всего, это связано с существенной зависимостью устойчивой работы печей в номинальном режиме от величины удельного электросопротивления получаемого сплава, которое изменяется при растворении

компонентов в металле-основе сплава. На электросопротивлении расплава сильно сказывается попадание твёрдых компонентов в узкий труднодоступный для очистки канал печи.

Металлургические установки нового класса – магнитодинамические (МДН), разработанные на базе ИКП и магнитодинамического насоса обеспечивают интенсификацию процессов теплопереноса при обработке расплавов. Это позволяет существенно повысить качественные характеристики сплавов, прежде всего их однородность по химическому составу и физическим свойствам.

Под действием магнитного поля диффузия в металлах происходит более сложным образом по сравнению с диффузией только при термическом воздействии и зависит как от величины и характера магнитного поля, так и магнитных характеристик диффундирующих материалов.

Многокомпонентные сплавы для внепечной обработки стали получают не только в электропечах, но и методом смешения в ковшах. В легкоплавкую присадку расплавленную в ковше (как правило, Al с помощью газовых горелок) сливается из электропечи жидкий более тугоплавкий компонент сплава либо в пустой ковш сливаются металлические ингредиенты сплава, расплавленные в разных печах. Более сложные технологические задачи решаются на этапе предварительной обработки металлодобавок при получении композиционных материалов. При этом наиболее часто реализуется принцип защитной оболочки. Он используется в двух вариантах. В одном более активный металл покрывает менее активный, а в другом – наоборот. При этом в первом варианте реализуется концепция локальных зон, а во втором – защиты активного металла от действия шлака и увеличения плотности металлодобавок. Благодаря новым композиционным материалам – ферросплавам в плёнке Al в объёме стали создаются локальные зоны, в которых условия протекания реакций раскисления и легирования ускоряются и при этом достигается повышение качества стали, эффективность использования реагентов и их экономия. Установлено, что прочную и плотную плёнку Al на ферросплаве можно получать только в определённом интервале температур жидкого Al, в который погружается кусок сплава. Однако режимы термовременной обработки кусков ферросплавов в расплаве Al как и толщины получаемых плёнок весьма различаются. Так для частиц FeTi процесс нанесения покрытия толщиной ~0,07 мм ведёт при температуре жидкого алюминиевого сплава 600 – 700 °С, FeMn 800 – 900 °С, FeV 820 – 950 °С (толщина плёнки 0,4 – 1,1 мм). Толщина плёнки Al наносимой на ферросплавы при такой технологии зависит от размеров кусков, что при практическом использовании этих добавок усложняет контроль за количеством вводимого в сталь Al.

Такой контроль обеспечивается при вводе Al или других активных металлов в расплавленном состоянии в защитную металлическую оболочку, особенно если внутри Al ещё размещается утяжелитель или литьём формируется дополнительная наружная чугунная оболочка. Меньшие затраты, возможность более равномерного распределения в стали металлических реагентов и уменьшение их угара достигаются смешением дискретных объёмов твёрдых реагентов, в том числе частиц более плотных металлов, с расплавленным Al в металлической литейной форме. Это, в частности, способствует формированию более мелких объёмов расплавленного Al при разрушении композитного материала в жидкой стали. Несколько упрощённая технология предварительной обработки активных металлодобавок предусматривает отливку Al контейнеров-стаканов и заполнение их дроблённым SiCa. При этом контейнер является защитной оболочкой для наполнителя. Однако такие контейнеры требуют предварительного закрепления на ложном стопоре в ковше перед выпуском плавки, обладают относительно большой массой (30 кг), а наполнитель не подвергается предварительной термообработке. Подобная технология заложена в процессе получения брикетов SiCa в двойной оболочке Al. В стакан, отлитый из Al или его сплавов, засыпается необходимое количество SiCa и заливается жидким Al. Однако для эффективной термообработки SiCa используется значительный перегрев жидкого Al (>1000 °С), что ведёт к существенному повышению его окисления и загрязнению

металлодобавки оксидами.

Рассмотренные способы предварительной обработки ковшевых металлодобавок имеют как достоинства, определяющие их использование в производстве, так и недостатки, ограничивающие область применения или стабильность получаемых результатов. В частности, для многих способов получения композитов на основе Al для ковшевой обработки стали характерным является недостаточная плотность связи Al с другими компонентами сплава, в основном вследствие загрязнённости их поверхности пылью, оксидами, адсорбированными газами. Для преодоления поверхностных барьеров используют энергоёмкую термовременную обработку. Вместе с тем многофакторность действия электромагнитных полей и электрических токов на гетерофазные электропроводные расплавы обеспечивает возможность экономного проведения различных технологических операций, направленных на получение качественного сплава. Особое влияние при получении плотного контакта в системе расплав-твёрдый сплав могут оказать электрические токи, пропускаемые по гетерофазным расплавам.

ПРОИЗВОДСТВО ЭЛЕКТРОСТАЛИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ОТЕЧЕСТВЕННЫХ ФЕРРОСПЛАВОВ ДЛЯ НЕПРЕРЫВНОЛИТЫХ ЗАГОТОВОК, ПОЛУЧЕНИЕ ЦЕЛЬНОКАТАНЫХ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ КОЛЕС С КОНТРОЛЕМ КАЧЕСТВА МЕТАЛЛА ПО НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИМ ВКЛЮЧЕНИЯМ

*Климчик Ю. В., научный руководитель проф. Гасик М.И.
МЗ «Днепросталь»*

До недавнего времени цельнокатанные железнодорожные колеса на ПАО «ИНТЕРПАЙП НТЗ» производились из мартеновской стали, которая подвергалась внепечной обработке на установке ковш-печь (УКП) и вакуумированию в камерном вакууматоре с последующей разливкой металла по изложницам. Заготовки, полученные из слитков массой 3,6 т, после прессопрокатки, подвергались противоблоксной обработке, термическому упрочнению и последующей механической обработке обода и ступицы.

ПАО «ИНТЕРПАЙП НТЗ» является одним из ведущих в Европе производителей известной на мировых рынках металлургической продукции – не только цельнокатанных железнодорожных колес, но и бесшовных труб для газовой и подшипниковой промышленности, кольцевых изделий (бандажей) для составных колес локомотивов железнодорожного транспорта. В связи с повышением требований к качеству металлургической продукции первоочередной проблемной задачей ПАО «ИНТЕРПАЙП НТЗ» являлось повышение качества продукции, и эффективности ее получения за счет замены мартеновского способа выплавки стали колесного и трубного сортамента электросталеплавильным процессом.

Сооруженным компанией «Интерпайп» электросталеплавильным комплексом, получившего название ООО «МЗ «Днепросталь» с производительностью 1 млн. 320 тыс.т металла с современными ресурсо- и энергосберегающими технологиями выплавки металла полупродукта в дуговой электропечи ДСП-190, раскислением и легированием металла отечественными ферросплавами – ферросилицием и ферросиликомарганцем, обработкой на установке УКП и непрерывной разливкой стали, предусматривалось снижение потребления природного газа, используемого в мартеновских печах и на последующих стадиях металлургических переделов.

Выплавка металла полупродукта производится в ДСП-190, а раскисление, легирование ферросплавами и науглероживание – в сталеразливочном ковше. Металл из печи с донным выпуском в количестве 160 т (плавка в режиме с «болотом») поступает в ковш с присадками по ходу выпуска алюминия (150 кг), ферросиликомарганца MnC17 производства ПАО НЗФ, ферросилиция ФС65 поставок ПАО ЗФЗ и науглероживателя. В процессе обработки металла на УКП в ковш дополнительно присаживали алюминий для

раскисления шлака, легирование металла MnC17, ФС65, шлакообразующие (известь, плавиковый шпат), и производили корректировку содержания углерода путем присадок расчетного количества углерода. Продолжительность обработки металла на УКП составляет 40 – 60 мин, температура стали после обработки 1610 – 1620 °С, расход аргона 40 – 60 м³ на ковш-плавку. В последующем сталь подвергается обработке на вакууматоре в течение 40 – 60 мин.

Содержание алюминия в стали после обработки на УКП составляло 0,009 %, после вакуумирования с дополнительным раскислением металла СК30 – 0,007 %.

Для определения влияния сквозной технологии производства электростали по маршруту «ДСП-УКП-ВК-МНЛЗ – прессопрокатка колес» выполнен технологический мониторинг контроля качества металла плавки действующей технологии (микроструктура, ультразвуковой контроль дефектов, механические испытания, металлографический анализ).

Дополнительно к регламентированным стандартами методов контроля качества, выполнено исследование видов, количества и состава неметаллических включений с применением электронной микроскопии (электронной микроскоп JSM-6360 LA) и в сочетании с рентгеноспектральным микроанализом (РСМА). Результаты исследования показали, что химико-минералогическое многообразие мелких по размерам включений обусловлено остаточным содержанием в металле перед разливкой кальция и алюминия и, что особенно важно отметить, магния, восстановленного из магниевой футеровки. Классифицируя неметаллические включения в целом, можно заключить, что практически все они имеют микроструктуру, состоящую из частных окисных систем общей системы (MgO-Al₂O₃-CaO-SiO₂-FeO) и комплексных сульфидов (Mn_{1-x}Ca_x)S.

Таким образом, проведенное комплексное исследование качества непрерывнолитых колесных заготовок и цельнокатаных железнодорожных колес с использованием в сквозной технологии отечественных ферросплавов и принятых режимов конечного раскисления металла силикокальцием подтвердило соответствие нормам межгосударственного стандарта ГОСТ 10791-2011 [3].

Библиографический список:

1. Колесная сталь. / И.Г.Узлов, М.И.Гасик, А.Т.Есаулов и др. – Киев: Техника, 1985, – 168 с.
2. Есаулов Г.А., Климчик Ю.В., Гасик М.И., Горобец А.П. Исследование методом РСМА состава и природы гетерофазных неметаллических включений в цельнокатаных железнодорожных колесах из непрерывнолитых заготовок. // *Металлургическая и горнорудная промышленность.* – 2013, с. 20–23.
3. Межгосударственный стандарт ГОСТ 10791–2011. Колеса цельнокатаные. Технические условия. – М.: Стандартинформ. – 2011.

ТЕХНОЛОГІЯ ОДЕРЖАННЯ ЛЕГОВАНОЇ ВАНАДІЄМ СТАЛІ ПРЯМИМ ЛЕГУВАННЯ РОЗПЛАВУ ОКСИДНИМИ МАТЕРІАЛАМИ

*Орлова Ю.А., Куцик І.Г., науковий керівник проф. Богушевський В.С.
Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»*

Ванадійовмісткі сплави вводять в підготовлений для легування метал в процесі плавки або випуску сталі в умовах, що обмежують окислення ванадію шлаком або газовою фазою. Традиційною формою цього методу є застосування ферованадію. Висока температура плавлення, велика щільність і підвищена концентрація ванадію в ряді випадків, наприклад при легуванні в ковші, затрудняє швидке розчинення ферованадію і рівномірне розподілення ванадію в об'ємі металу [1].

Останнім часом знайшов широке застосування метод прямого легування сталі

ванадієм, що полягає у введенні оксидів ванадію в пічний шлак у вигляді шлакової або легуючо-відновлювальної суміші, подальше їх відновлення і перехід ванадію в метал [2].

Найбільш ефективно процес відновлення оксидів металів реалізується в умовах рідкофазної відновлювальної плавки в плавильних агрегатах, що широко використовуються в металургії. Актуальність цього напрямку полягає ще й у тому, що в Україні відсутні сировинні ресурси для виробництва більшості легуючих елементів, у тому числі ванадію.

Дослідні плавки проводили в плазмово-дуговій лабораторній печі постійного струму з кислотою футерівкою. В основу технології покладені наступні принципи: спільне окискування подрібненої суміші, що складається з оксидовміщуючих матеріалів, флюсів та відновлювача; відновлення оксидів металів при високих температурах у зоні інтенсивного теплообміну; використання рідкого шлаку як теплоносія процесу відновлення та допалення технологічних газів у реакційному об'ємі. Для проведення плавки використовували вихідну шихту складу, %: 0,28 C; 0,32 Si; 0,35 Mn; 0,16 Ni; 0,23 Cr решта Fe та ванадієвий концентрат складу, %: 18 – 22 V₂O₅; 14 – 18 SiO₂; 8 – 11 MnO; 7 – 10 TiO₂; 2 – 4 Cr₂O₃; 1 – 4 CaO; 2 – 4 MgO; 1 – 3 Al₂O₃; 35,5 Fe₂O₃.

В якості відновлювача та флюсотвірної присадки застосовували феросиліцій марки ФС65 і вапно (CaO) відповідно. Кількість відновника визначали за стехіометричним співвідношенням на відновлення заліза і ванадію, з урахуванням втрат на вигар. Ванадієвий концентрат вводили в ванну печі в суміші з феросиліцієм та вапном з розрахунку одержання у виплавленій сталі вмісту ванадію 0,40; 0,27 і 0,20 %.

Аналіз даних проведених плавки (табл. 1) показує, що вміст ванадію в виплавленій сталі змінюється в межах 0,14 – 0,37 %, залежно від кількості введеного концентрату. Найбільш висока концентрація ванадію в виплавленій сталі, спостерігається при введенні ванадієвого концентрату в кількості 6 кг на 1 т сталі, що відповідає кінцевому вмісту ванадію в сталі 0,37 %.

Таблиця 1 – Хімічний склад виплавленої сталі з ванадієм

№ плавки	Розрахунковий вміст ванадію в сталі, %	Хімічний склад виплавленої сталі, мас.%			
		Si	Mn	V	Cr
1	0,20	0,31	0,10	0,14	0,16
2	0,27	0,35	0,20	0,16	0,11
3	0,40	0,49	0,15	0,37	0,13

Зі зменшенням кількості концентрату, що вводиться у ванну печі, вміст ванадію в виплавленій сталі знижується до 0,14 %. Це говорить про те, що зміною вмісту в шихті ванадієвого концентрату можна виплавити сталь із заданою концентрацією ванадію.

Аналіз хімічного складу кінцевого шлаку (табл. 2) показав, що шлак більшості плавки має підвищений вміст оксиду ванадію. Це говорить про те, що при введенні суміші, що містить ванадієвий концентрат, в рідку ванну після розплавлення шихти і перегріву розплаву протягом 7 – 10 хвилин не досягається повне відновлення ванадію.

Таблиця 2 – Хімічний склад кінцевого шлаку

№ п/п	Компоненти шлаку, %							
	SiO ₂	MnO	MgO	Al ₂ O ₃	CaO	TiO ₂	V ₂ O ₂	Cr ₂ O ₃
1	20,77	7,43	1,40	3,72	51,68	4,25	3,97	0,62
2	16,51	7,96	1,45	0,82	49,98	3,36	4,56	1,37
3	26,97	10,48	1,50	2,71	37,03	4,04	4,08	1,32

При таких режимах плавки ступінь відновлення ванадію знаходиться в межах 0,58 – 0,62. Має місце, підвищений вміст оксиду кальцію в шлаку. Останній вводили в суміш з розрахунку забезпечення співвідношення CaO / SiO₂ = 1 після розплавлення суміші. При

даному способі введення суміші в розплав вміст вапна повинен бути набагато менше, кількість вапна в суміші не повинен перевищувати 50 % від введеного вмісту феросиліцію.

У випадку, коли сталь виплавляли за режимом додавання легуючої суміші в шихту на початку плавки, були одержані наступні результати (табл. 3).

Таблиця 3 – Хімічний склад виплавленої сталі з ванадієм

№ плавки	Розрахунковий вміст ванадію в сталі, %	Хімічний склад виплавленої сталі, мас.%			
		Si	Mn	V	Cr
1	0,20	0,23	0,31	0,35	0,33
2	0,27	0,25	0,24	0,50	0,26
3	0,40	0,26	0,16	0,83	0,33

Аналіз наведених даних показує, що збільшення кількості ванадієвого концентрату підвищує вміст ванадію в сталі. З цих даних також випливає, що фактичний вміст ванадію вище розрахункового від 1,7 до 2,0 разів. Це пояснюється тим, що при розрахунку кількості концентрату ступінь відновлення ванадію і його угар приймалися рівними 50 %. Однак виявилось, що ступінь відновлення ванадію з концентрату в реальних умовах значно вищий. Так, згідно з отриманими даними, його величина склала 0,89 – 0,93 %. Встановлено, що вміст оксиду ванадію в шлаку не перевищує 1,62 %. У раніше проведених дослідженнях при введенні суміші ванадієвого концентрату, відновника і вапна в метал після розплавлення шихти концентрація оксиду ванадію в шлаку була вища в 2,8 рази. Це свідчить про більш повне відновлення ванадію при введенні легуючої суміші у ванну печі на початку плавки разом з металеву шихтою.

Вивчена також поведінка ванадію в процесі плавки сталі. Дослідження проведено методом відбору металу по ходу плавки з моменту повного розплавлення шихти. Концентрація ванадію в сталі змінюється по ходу плавки. Найбільш висока його концентрація спостерігається в виплавленій сталі. Слід зазначити, що вже після повного розплавлення шихти вміст ванадію в сталі перевищує розрахункову його концентрацію.

Таким чином, виконані дослідження показали, що введення ванадієвого концентрату разом з відновником і флюсоутворюючою присадкою у ванну печі разом з металеву шихтою на початку плавки забезпечує досить високу ступінь відновлення ванадію.

Бібліографічний список:

1. Опыт получения ванадийсодержащих лигатур из отходов производства / Одинок С. Ф., Мальцев Ю. Б., Ярин В. В. и др. // Сталь. – 2006. – № 9. – С. 102 – 103.
2. Филлипенков А.А., Дерябин Ю.А., Смирнов Л.А. Эффективные технологии легирования стали ванадием. – Екатеринбург: Уро РАН, 2001, с. 210.

ПОВЫШЕНИЕ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ КОНСТРУКЦИОННЫХ СТАЛЕЙ ЗА СЧЕТ ПРИМЕНЕНИЯ АЗОТИРОВАННЫХ ФЕРРОСПЛАВОВ

*Козлов Я.Р., научные руководители доц., к.т.н. Бубликов Ю.А. и асс. Подгорный С.Н.
Национальная металлургическая академия Украины*

Наиболее широкое применение в качестве свариваемых конструкционных материалов и стального литья сегодня получили низколегированные конструкционные стали, механические свойства которых определяются их химическим составом и соотношением фазовых составляющих. Известное уравнение Холла-Петча для расчета предела текучести (σ_T) сталей этого класса имеет вид:

$$\sigma_T = \sigma_0 + \Delta\sigma_{\text{гп}} + \Delta\sigma_{\text{п}} + \Delta\sigma_{\text{д}} + \Delta\sigma_{\text{д.у.}} + \Delta\sigma_3, \quad (1)$$

где σ_0 – напряжение трения решетки α -железа (напряжение Пайерлса-Наббаро); $\Delta\sigma_{\text{тр}}$ – упрочнение твердого раствора α -железа при легировании; $\Delta\sigma_{\text{п}}$ – упрочнение за счет перлита; $\Delta\sigma_{\text{д}}$ – деформационное упрочнение; $\Delta\sigma_{\text{д.у.}}$ – дисперсионное упрочнение; $\Delta\sigma_3$ – зернограничное упрочнение.

Теоретически рассчитанная величина σ_0 сопротивления решетки α -феррита движению свободных дислокаций составляет всего 17 МПа. По экспериментальным данным она может достигать 27 – 40 МПа однако это составляет не более 10 % суммарного значения $\sigma_{\text{т}}$.

Величина деформационного упрочнения определяется из уравнения:

$$\Delta\sigma_{\text{д.у.}} = 0,5Gbp_0^{1/2} \quad (2)$$

где G – модуль сдвига, равный для сталей этого класса $(8 - 9) \cdot 10^4$ МПа; b – вектор Бюргерса, равный $(2-3) \cdot 10^{-7}$, мм; p_0 – плотность дислокаций, мм^{-2}

Вклад этой составляющей в термически обработанном металле очень невелик и, как правило, не превышает 10 МПа (5 %), достигая в горячекатаной стали не более 10 %, т. е. также не более 30 – 40 МПа. В литом металле независимо от термической обработки деформационное упрочнение вообще отсутствует.

Остальные составляющие уравнения (1) зависят только от химического состава стали и определяются концентрацией легирующих элементов в твердом растворе и количеством, формой и характером распределения в нем избыточных упрочняющих фаз.

Эмпирически установлено, что твердорастворное упрочнение при одновременном легировании несколькими элементами имеет аддитивный характер и количественно может быть оценено линейным суммированием вкладов каждого из них по уравнению:

$$\Delta\sigma_{\text{тр}} = \sum_{i=1}^n K_i^{\phi} C_i^{\phi}, \quad (3)$$

где K_i^{ϕ} – коэффициент упрочнения феррита i – элементом, МПа / %; C_i^{ϕ} – концентрация этого элемента в твердом растворе, %.

При этом следует иметь в виду, что роль таких элементов как титан, алюминий, а также углерод и азот в твердорастворном упрочнении, несмотря на очень высокие значения K_i^{ϕ} , особенно у двух последних, весьма мала, в связи с их крайне низкой остаточной концентрацией в феррите в результате образования избыточных карбонитридных фаз. Доля твердорастворной составляющей в конструкционных сталях может достигать 40 % и более. Поэтому одним из основных направлений производства конструкционных сталей с повышенными механическими и эксплуатационными характеристиками является увеличение степени их легированности относительно недорогими и доступными для Украины элементами, такими как марганец, кремний, а иногда и более дорогими хромом и никелем.

Механизм влияния этих элементов в низколегированных сталях ферритного и феррито-перлитного классов определяется образованием твердого раствора замещения. В силу определенного различия в размерах и строении атомов элементы замещения создают напряженность в ОЦК решетке α -феррита, вызывающую ее искажение и соответственно изменение периода, что в свою очередь непосредственно влияет на свойства стали.

Углерод и азот в силу малых размеров атомов образуют во всех полиморфных модификациях железа твердые растворы внедрения, располагаясь в междоузлиях основной решетки. При этом растворимости и углерода и азота в железе при атмосферном давлении последнего в области комнатных температур крайне мала, что практически полностью исключает сколь-нибудь существенное твердорастворное упрочнение ими ферритных и феррито-перлитных сталей. Положительное влияние углерода в конструкционных сталях проявляется, прежде всего, через количество перлитной фазы, доля которой является прямой функцией его концентрации, а ее влияние на предел текучести по литературным данным может достичь 15 % отн. Эта составляющая для низкоуглеродистых сталей описывается эмпирическим уравнением:

$$\Delta\sigma_{\text{п}} = 2,4 \cdot \% \text{П}, \quad (4)$$

где 2,4 – эмпирический коэффициент; %П – количество перлита, % об.

Легирование конструкционной стали только кремнием и марганцем, при ограничении содержания углерода до 0,25 %мас., по причинам ухудшения свариваемости металлоизделий, обеспечивает величину σ_T не более 375 МПа, что сегодня не удовлетворяет большинство потребителей. Получение металлоконструкций более высокого класса прочности без легирования стали дорогостоящими элементами замещения (Cr, Ni, Mo и т. д.) возможно лишь за счет механизмов дисперсионного и зернограничного упрочнений, которые являются следствием образования избыточных карбонитридных фаз при легировании стали элементами, обладающими повышенным сродством к углероду и азоту. Доля этих взаимосвязанных составляющих может достигать 60 % общего упрочнения, при преобладающей роли последней.

Величина дисперсионного упрочнения (~20 %) определяется расстоянием между частицами карбонитридов, затрудняющих движение и скольжение дислокаций, и описывается уравнением:

$$\Delta\sigma_{д.у.} = \frac{9,8 \cdot 10^3}{\lambda} \cdot \ln 2\lambda, \quad (5)$$

где λ – расстояние между частицами, нм

Зернограничное упрочнение (~40 %) обратно пропорционально корню квадратному из размера зерна (d , м):

$$\Delta\sigma_z = K_y \cdot d^{-1/2}, \quad (6)$$

где K_y – коэффициент, изменяющийся в пределах 0,57–0,73 МПа·м^{1/2}.

Этот коэффициент характеризует трудность эстафетной передачи пластической деформации через границу зерна. Пределы его колебания зависят от химического состава матрицы. В частности, кремний повышающий активность примесей внедрения (углерода и азота), способствует обогащению ими границ зерна и определяет повышение величины K_y .

Для реализации дисперсионного и зернограничного упрочнения в конструкционные стали дополнительно легируют азотом (0,015 – 0,030 %) и сильными натридо- и карбонитридообразующими элементами, чаще всего это ванадий (0,07 – 0,15 %). Учитывая высокую стоимость и дефицитность ванадия и его сплавов для украинской промышленности, основным направлением повышения механических свойств и эксплуатационных характеристик конструкционных сталей является реализация процессов карбонитридного упрочнения (КНУ) на основе более дешевых и доступных металлов, а именно титана и алюминия, и разработка состава и технологии выплавки высокопрочных сталей на основе такого микрولةгирования. При этом наиболее эффективный способ ввода азота в жидкую сталь предусматривает применение азотированных ферросплавов. Для выплавки низколегированных конструкционных сталей рационально применение азотированных ферромарганца или силикомарганца производство которых было освоено на Украине.