

расположенного на литейном дворе; автоматическое управление общим расходом кислорода и на каждую фурму; аварийное отключение с помощью быстродействующих отсечных клапанов. Предполагается также создание автоматизированной системы пропорционирования расходов дутья, топливных добавок и кислорода по окружности печи.

Таким образом, теоретические и экспериментальные исследования показали, что в условиях доменной плавки горение угольной пыли происходит в диффузионном режиме. Полная газификация больших количеств вдуваемого ПУТ может быть обеспечена повышением локальной концентрации кислорода в районе выгорания коксового остатка угольных частиц. Экспериментальные промышленные исследования с отбором проб из горна ДП подтвердили целесообразность данного способа интенсификации сжигания ПУТ по сравнению с традиционным обогащением дутья кислородом.

Список литературы

1. **Ярошевский С.Л.** Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива. — М.: Metallurgia, 1988. — 176 с.
2. **Состояние и перспективы технологии доменной плавки с вдуванием пылеугольного топлива / А.И.Бабич, С.Л.Ярошевский, В.В.Кочура, В.П.Терещенко // Metall и литье Украины, 1995. — № 11–12. — С. 12–18.**
3. **Производство первичного металла в странах Западной Европы / А.И.Бабич, В.В.Кочура, А.Формосо, Л.Гарсия // Metall и литье Украины, 1997. — №5. — С. 32–37.**
4. **Померанцев В.В.** Основы практической теории горения. — Л.: Энергоатомиздат, 1986. — 243 с.
5. **Расчетная оценка режима и полноты сгорания пылеугольного топлива в доменной печи / В.Н.Андронов, В.В.Степанов, А.И.Бабич, В.В.Кочура // Доменное производство. — М.: Metallurgia, 1989. — С. 39–42.**
6. **Изучение горения пылеугольного топлива в лабораторных условиях / В.В.Кочура, А.И.Бабич, О.В.Митасов и др. // Деп. в «Черметинформ», 30.04.1987, № 3976. — 11 с.**
7. **Бабич А.И., Ярошевский С.Л., Терещенко В.П.** Интенсификация использования пылеугольного топлива в доменной плавке. — К.: Техника, 1993. — 200 с.
8. **Эффективность и перспективы применения кислорода в доменной плавке / С.Л.Ярошевский, В.А.Ноздрачев, А.И.Бабич и др. // Сборник научных трудов Донецкого государственного технического университета. Metallurgia. Выпуск 8. — Донецк: ДонГТУ, 1999. — С. 39–55.**
9. **Бабий В.И., Куваев Ю.Ф.** Горение угольной пыли и расчет пылеугольного факела. — М.: Энергоатомиздат, 1986. — 208 с.
10. **Individual delivery of process oxygen to blast furnace tuyeres / A.I.Babich, V.V.Kochura, V.A.Nozdachev, E.N.Skladanovskiy, V.V.Stepanov // Steel USSR-Eng. Tr., 1991. — Vol. 21. — No 12. — P. 538–540.**
11. **Intensifying pulverised coal combustion in blast furnace / V.V. Kochura, A.I. Babich, S.L.Yaroshevskiy // International blast furnace lower zone symposium. — Wollongong, Australia, 2002. — P. 35–47.**

© Кочура В.В., Бабич А.И., 2004

ТРОЯНСКИЙ А.А., РОСТОВСКИЙ В.И., СКРЯБИН В.Г., РАДЖИ О.И. (ДОННТУ)

ПЕРСПЕКТИВЫ КОМПЛЕКСНОЙ УТИЛИЗАЦИИ ЦИНКСОДЕРЖАЩИХ ШЛАМОВ ПО «ХИМВОЛОКНО» И ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Приведены сведения о ресурсах и состоянии использования цинксодержащих шламов ПО «Химволокно» и черной металлургии, а также возможные направления комплексной их переработки на специальных установках черной и цветной металлургии. Для разработки пирометаллургической технологии комплексной переработки отходов производства на основе анализа температур плавления, кипения и рассчитанных

температур восстановления цветных металлов из их оксидов определен возможный перечень восстанавливаемых элементов в сплаве и возгонах.

В настоящее время в промышленном производстве черных металлов и вискозно-штапельного волокна образуется значительное количество отходов, комплексное использование которых позволяет расширить сырьевую базу, а также сократить расходы первичного сырья, материалов и топливно-энергетических ресурсов на производство соответствующей продукции. Актуальные вопросы ресурсо-сбережения при комплексном использовании вторичных материальных ресурсов очень важны для народного хозяйства Украины, для которого в различных отраслях и промышленных регионах разработаны и разрабатываются соответствующие программы. Реализация мероприятий этих программ позволит существенно уменьшить ущерб окружающей среде и повысить экономическую эффективность общественного производства.

На ПО «Химволокно» Украины (Черкасское, Киевское, Сокальское) при производстве вискозно-штапельного волокна образуется значительное количество шламов, в которых содержание цинка соответственно составляет, %: 5,42–5,64; 9,53–12,37 и 38,8. Общие ресурсы цинка на этих предприятиях составляют более 10 тыс.т. Кроме цинка в этих шламах содержатся, %: Fe — 1,42–4,91; Pb — 0,3–0,62; Cu — 0,04–0,08; Sn — 0,012–0,047; CaO — 13,5–27,0; MgO — 0,84–1,58; SiO₂ — 2,3–5,46; сульфатов — 6,78–9,58 и органических соединений — 26,54–41,56.

Существующие способы [1–3] регенерации этих шламов в технологических потоках сложные и дорогостоящие, поэтому они, в основном, складываются в соответствующих шламонакопителях. При этом теряются ценные компоненты этих шламов и происходит отрицательное влияние на состояние окружающей среды.

В черной металлургии проблема утилизации железосодержащих шламов в последнее время обострилась в связи с повышением содержания цинка и других цветных металлов в доменных и сталеплавильных шламах. Переработка цинксодержащих шламов в агломерационном производстве способствует повышению содержания цинка в агломерате, что приводит к превышению предельно допустимого количества цинка, поступающего с шихтой в доменную печь. Наличие цинка в шихтовых материалах доменных печей служит причиной снижения прочности кокса и железорудного сырья в печи, преждевременного разрушения огнеупорной кладки и разрывов кожухов печей, изменения свойств шлака, резкого ухудшения газодинамических условий доменного процесса и увеличения расхода кокса [4].

Шламы ПО «Химволокно» гидрофильные, влагоемкие и сильно обводнены. Влажность шламов после очистных сооружений составляет 60–90%, а после длительной выдержки в шламонакопителе влажность верхних слоев достигает 30%. По нашим исследованиям транспортабельность шламов сохраняется до влажности 60%. Для пиromеталлургической переработки этих шламов с извлечением цинка целесообразно их после соответствующей подготовки отгружать на близлежащие металлургические предприятия, где будет организована переработка цинксодержащих металлургических шламов, с которыми заскладировано более 50 тыс.т цинка. Указанные шламы могут быть ценным сырьем для производства в Украине дефицитного цинка, потребности в котором ежегодно увеличиваются.

Для извлечения цветных металлов из пылей и шламов, в основном, используются высокотемпературные способы их переработки, которые можно подразделить следующими образом [5]:

- пиromеталлургические с температурой процесса 1100–1200°C;
- обработка расплава в ванне при температуре 1600–1800°C;
- переработка с применением низкотемпературной (3000–5000°C) плазмы.

Выбор способа переработки зависит от содержания полезных и вредных примесей, дисперсного состава и целей, поставленных перед производством. Сейчас наиболее

распространены пирометаллургические способы, основанные на термообработке отходов в восстановительной атмосфере с получением металлизированного продукта и улавливанием пыли, обогащенной цветными металлами [6].

Большое число способов извлечения цинка из цинксодержащих отходов находится в разных стадиях исследования и разработки. Кроме этого, в указанных шлаках содержатся другие цветные, легирующие и редкие металлы и их оксиды, поведение которых в пировосстановительных процессах недостаточно изучено и требует соответствующих обоснований. Поэтому цель данной работы состояла в определении недостающих температур начала их восстановления и дальнейшего поведения в соответствующих процессах.

В работах [7,8] отмечаются две тенденции усовершенствования пирометаллургического передела:

- разработка новых процессов, осуществляемых в отдельных агрегатах;
- объединение процессов переработки с основными процессами в многокамерных агрегатах.

Первая группа включает новые разновидности процессов, использующих электротермические методы (карбидотермический процесс, обеднение цинковых шлаков в электропечах коксовой проводимости, восстановительную электроплавку сплавов, цементационные методы обеднения цинковых шлаков с помощью ферросилиция и другие восстановительные способы).

Выявление совокупности технологических приемов, обязательных для пирометаллургического передела выделения цветных металлов из шлаков, позволило бы сформулировать обобщенную схему обеднения. Такая схема должна содержать цепочку элементарных звеньев процессов, взаимосвязанных между собой. Обобщенная схема позволит объективно оценивать конкретные способы, выявлять причины их недостатков, а также облегчить математическое описание обеднительного процесса в целом.

Общие закономерности восстановительного обеднения цинксодержащих материалов можно описать с учетом того, что шлаки цветной металлургии содержат, в основном, соединения цветных металлов. Восстановители действуют на многокомпонентные системы избирательно. Обычно не восстанавливаются CaO , MgO , Al_2O_3 . Для процессов восстановительного обеднения важно оценить возможность восстановления соединений железа и цветных металлов. Обычно, в качестве восстановителя используется углерод [9].

Последовательность восстановления выявляется термодинамически при сравнении парциальных давлений продуктов реакции P_p или кислородных потенциалов оксидов P_o . Восстановление протекает, если

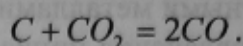
$$\begin{aligned} P_p &\geq P_{zф}; \\ P_{o(MeO)} &\geq P_{o(zф)}, \end{aligned} \quad (1)$$

где индекс «*zф*» указывает на принадлежность к газовой фазе печи.

Термодинамический анализ простых систем показывает, что свободные оксиды железа, цинка, кобальта, никеля, свинца и др. могут восстанавливаться параллельно или совместно. Условия восстановления оксида из раствора (шлака) из-за меньшей активности ухудшаются, и для выполнения условия (1) нужно увеличить температуру процесса. При постоянной температуре восстановление оксида, концентрация которого становится малой, прекращается. Полное восстановление любого из растворенных в шлаке соединений практически невозможно.

Наибольшие скорости восстановления получают при использовании газовых восстановителей, наименьшие — при использовании твердых. Во многих случаях эти различия стираются, так как восстановление углеродистыми материалами часто протекает через газовую фазу, так называемому косвенному механизму. При этом оксиды

реагируют непосредственно не с твердым углеродом, а с оксидом углерода, образуемым при газификации твердого углерода по реакции



Преобладание косвенного восстановления типично для процессов в твердой фазе, а в расплавах оба механизма играют существенную роль. При восстановлении жидких свинцовистых (35–40% PbO), цинковистых (10–18% ZnO) шлаков также преобладает косвенное восстановление.

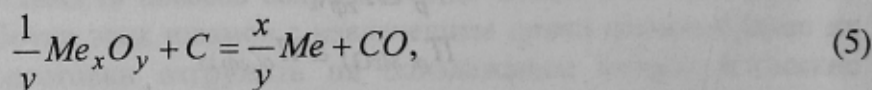
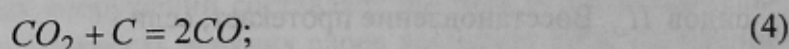
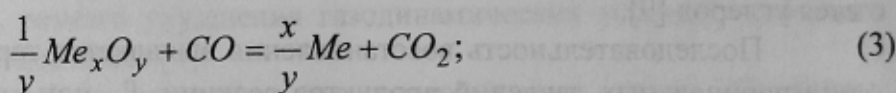
В работе [8] описана технология обеднительной электроплавки цинковистых шлаков. Плавки ведут с ограниченным расходом углеродистого восстановителя, обеспечивающие образование только металлического железа в верхнем слое шлака. Капли железа проходят через шлак, восстанавливая из него ZnO . Такой способ плавки отличается высокой интенсивностью и энергоемкостью. Извлечение цинка достигает 85–90%. Железо и цинк восстанавливаются углеродом параллельно. В цинковистых шлаках содержится до 26–35% ZnO , поэтому внутренняя металлотермия возможна только в богатых (более 27% FeO) шлаках. Из бедных по FeO шлаков оксид цинка восстанавливается только углеродом. Эта технология может оказаться эффективной и для других процессов восстановительного обеднения.

Извлечение цинка можно описать уравнением [8]:

$$\eta_{Zn} = \frac{1}{1 + xZn \left(\frac{1 - \eta_{Fe}}{\eta_{Fe}} \right) \left(1 - \frac{\eta_{Zn}^{2a3}}{\eta_{Zn}} \right)}, \quad (2)$$

где: η_{Zn} — суммарное извлечение цинка в сплав и паровую фазу; η_{Zn}^{2a3} — извлечение цинка в паровую фазу; xZn — концентрационная функция распределения цинка в сплаве; η_{Fe} — суммарное извлечение железа в сплав.

С целью оценки температурного режима проведения процесса восстановления цинксодержащих отходов твердым углеродом, а также качественного состава продуктов нами рассчитаны термодинамические температуры начала восстановления оксидов твердым углеродом по следующей схеме:



Эта система имеет четыре фазы (оксид, углерод, металл, газ) с тремя компонентами (металл, углерод, кислород). Согласно правилу фаз она моновариантна.

$$C = k + 2 + 4 = 3 + 2 - 4 = 1. \quad (6)$$

Поэтому давление в системе однозначно определяет температуру начала восстановления. Газовая фаза состоит из CO и CO_2 , сумма парциальных давлений которых равна давлению в системе.

Аналитическое выражение можно записать через температурные зависимости констант равновесия реакций (3) и (4):

$$\begin{cases} K_1 = P_{CO_2} / P_{CO} & (7) \end{cases}$$

$$\begin{cases} K_2 = P^2_{CO} / P_{CO_2} & (8) \end{cases}$$

$$\begin{cases} P = P_{CO} + P_{CO_2} & (9) \end{cases}$$

где K_1 и K_2 — константы равновесия реакций; P — давление в системе; P_{CO} и P_{CO_2} — парциальные давления CO и CO_2 .

Константы равновесия реакций можно выразить через свободные энергии образования соединений:

$$\ln K = -\Delta G^\circ / RT = -(A + BT)/(RT), \quad (10)$$

где: ΔG° — свободная энергия; R — универсальная газовая постоянная; T — абсолютная температура; A и B — коэффициенты уравнения.

Величины ΔG° реакций (3) и (4), выраженные через стандартные энергии образования оксидов, соответственно будут равны:

$$\Delta G_1^\circ = \Delta G^\circ_{CO_2} - \Delta G^\circ_{CO} - \frac{1}{y} \Delta G^\circ_{Me_xO_y}; \quad (11)$$

$$\Delta G_2^\circ = 2\Delta G^\circ_{CO} - \Delta G^\circ_{CO_2}. \quad (12)$$

Подставив в уравнения (7) и (8) P_{CO_2} из уравнения (9) и соответствующие температурные зависимости для ΔG_1° и ΔG_2° , получим систему уравнений:

$$\begin{cases} \ln \frac{P - P_{CO}}{P_{CO}} + \frac{A_1 + B_1 T}{RT} = 0 & (13) \end{cases}$$

$$\begin{cases} \ln \frac{P^2_{CO}}{P - P_{CO}} + \frac{A_2 + B_2 T}{RT} = 0 & (14) \end{cases}$$

Стандартные энергии образования оксидов углерода приняли следующие [7]:

$$C + \frac{1}{2} O_2 = CO \quad \Delta G^\circ_{CO} = -111713 - 87,65T \text{ Дж/моль}; \quad (15)$$

$$C + O_2 = CO_2 \quad \Delta G^\circ_{CO_2} = -394133 - 0,84T \text{ Дж/моль}. \quad (16)$$

Преобразовав уравнения (13) и (14) с учетом (11), (12), (15) и (16), получим расчетное выражение:

$$\exp \left(\frac{\frac{A}{yR} + 13437,34}{T} + \frac{B}{yR} + 10,54 \right) + \exp \left(\frac{\frac{2A}{yR} + 47408,15}{T} + \frac{2B}{yR} + 0,10 \right) - P = 0, \quad (17)$$

где A и B — коэффициенты температурной зависимости свободной энергии образования оксида $\Delta G^\circ_{Me_xO_y}$; y — число атомов кислорода в молекуле оксида; R — универсальная газовая постоянная; P — давление в системе, атм.

Для определения термодинамической температуры начала восстановления оксида твердым углеродом при задаваемом давлении в системе (1 ат) уравнение (17) решали поисковым методом дихотомии. После вычисления температуры определяли значение равновесного парциального давления P_{CO} по полученному из системы (13) и (14) уравнению:

$$P_{CO} = P / \left(1 + \exp \left(\frac{A / yR + 33970,81}{T} + \frac{B}{yR} - 10,44 \right) \right).$$

Табл. 1. Температуры плавления (t_n), кипения (t_k) [12,13], начала восстановления оксидов (t_0) и парциальное равновесное давление P_{CO} при t_0

№ п/п	Металл	$t_n, ^\circ\text{C}$	$t_k, ^\circ\text{C}$	Оксид	$t_n, ^\circ\text{C}$	$t_k, ^\circ\text{C}$	$t_0, ^\circ\text{C}$	$P_{CO}, \text{атм}$
1	Na	98	879	Na ₂ O	920	1350		
2	K	63	759	K ₂ O	707p			
3	Be	1287	2471	BeO	2520	3900	2338	0,999
4	Mg	650	1103	MgO	2800	3600	1852	0,999
5	Ca	850	1483	CaO	2587	3500	2144	0,999
6	Sr	770	1357	SrO	2430	3000	2005	0,999
7	Ba	710	1634	BaO	1920в	2700	2021	0,999
8	Zn	419,6	906	ZnO	1975		1036	0,995
9	Cd	321	766	CdO	826в		436	0,018
10	Mn	1244	2119	MnO	1785в	3127	1406	0,999
11	Fe	1539	2872	FeO	1371	2512	701	0,603
12	Co	1494	2957	CoO	1810	2627	275	0,0003
13	Ni	1455	2897	NiO	1957p		192	9,10 ⁻⁶
14	Cu	1084	2543	CuO	1336p		150	
15	In	156	2024	InO	1052	1727	479	0,041
16	Sn	232	2623	SnO	1042p	1527	583	0,200
17	Pb	327	1745	PbO	886	1472	-50	
18	Se	217	657	SeO	1102	1802		
19	Sc	1530	2832	Sc ₂ O ₃	2405		2086	0,999
20	Y	1500	3337	Y ₂ O ₃	2410	4300	2394	0,999
21	V	1917	3392	V ₂ O ₃	1970	3027	1509	0,999
22	Cr	1903	2567	Cr ₂ O ₃	2334	3000	1260	0,999
23	B	2075	3707	B ₂ O ₃	450	2124	1607	0,999
24	Al	660	2520	Al ₂ O ₃	2047	2980	2026	0,999
25	Ga	29,8	2205	Ga ₂ O ₃	1725		1013	0,994
26	In	157	2024	In ₂ O ₃	2000	3327	758	0,788
27	As		612	As ₂ O ₃	278	457	-46	8.10 ⁻¹⁶
28	Sb	631	1625	Sb ₂ O ₃	665	1425в	128	3.10 ⁻⁷
29	Bi	272	1557	Bi ₂ O ₃	825	1890		
30	Ti	1668	3169	TiO ₂	1870	2927	1764	0,999
31	Zr	1855	4325	ZrO ₂	2700	4300	2173	0,999
32	Mo	2617	4827	MoO ₂	1927		758	0,787
33	W	3387	5367	WO ₂	1570	1852p	757	0,784
34	Si	1415	3249	SiO ₂	1720	2950	1667	0,999
35	Ge	937	2847	GeO ₂	1116	2352	468	0,034
36	Sn	232	2623	SnO ₂			624	0,319
37	V	1917	3392	V ₂ O ₅	670	2052	911	0,975
38	Nb	2469	4842	Nb ₂ O ₅			1276	0,999
39	Ta	2997	5287	Ta ₂ O ₅	1785	2227	1451	0,999
40	P		423	P ₂ O ₅	562	605в	827	0,907
41	Mo	2617	4827	MoO ₃	801	1257	333	0,0016
42	W	3387	5367	WO ₃			686	0,545

р — разлагается; в — возгоняется. Примечание: Не определены температуры начала восстановления оксидов, для которых не имели данных по величинам свободной энергии в нужном интервале температур

Таким образом, при давлении в системе 10⁵ Па по уравнению (17) определяли термодинамические температуры начала восстановления оксидов твердым углеродом с задаваемой точностью расчета 0,1^oC и по уравнению (18) равновесное парциальное давление CO, пользуясь данными [10,11] по температурным зависимостям свободной энергии образования оксидов. Эти расчетные величины, а также справочные данные

[12,13] по температурам плавления и кипения для 42 металлов и их оксидов представлены в таблице 1, из которой видно, что температура начала восстановления оксида цинка составляет 1036°C. В расчете не учитывали, что цинк при этой температуре находится в парообразном состоянии и несколько разбавляет отходящие газы, уменьшая парциальное давление CO. Это приведет к некоторому снижению температуры начала восстановления. По литературным данным [14] оксид цинка может начинать восстанавливаться при температуре примерно 950°C. Для проведения производственного процесса температурный режим возгонки цинка можно оценить в интервале от 1100°C до температуры расплавления шихты. Ниже этих значений оказываются температуры начала восстановления следующих элементов: Zn, Cd, Fe, Co, Ni, Cu, In, Sn, Mn, Pb, Ga, As, Sb, Mo, W, Ge, V, P. Они будут восстанавливаться ниже температур их кипения, кроме цинка и элементов: Cd, As, P.

Таким образом, возгоны будут содержать Cd, Zn, P, As. Так как восстанавливаемые элементы Cu, Zn, Sn, Pb, Ga, Sb, Ge будут в жидком состоянии, то их пары частично могут попадать в возгоны. В шихте будут оставаться восстанавливаемые элементы Fe, Co, Ni, Mn, Mo, W, V и частично Cu, Zn, Sn, Pb, Ga, Sb, Ge.

Приведенные данные можно использовать при комплексной переработке пылей и шламов ПО «Химволокно» и черной металлургии, так как они содержат значительное количество цветных, легирующих и редких металлов [15]. Процесс переработки отходов будет тем более экономичным чем выше содержание в них извлекаемых металлов.

Для организации извлечения цинка из цинксодержащих отходов различных отраслей необходимо решать комплекс сложных специальных вопросов. Например, для извлечения цинка из шламов черной металлургии необходимо разрабатывать и решать вопросы их обезвоживания, подготовки для восстановительного пирометаллургического процесса, осуществление этого процесса с возгонкой цинка, улавливание возгонов цинка и дальнейшая их переработка в товарный цинк в цветной металлургии. Металлизированный железосодержащий продукт должен использоваться в сталеплавильном или доменном производствах. При этом необходимо организовать экологически чистые безотходные процессы в смежных отраслях. Должны также решаться экономические взаимоотношения между отраслями, образующими цинксодержащие отходы и производящими из них товарный цинк.

Список литературы

1. **Переработка** отходов с целью извлечения цинка / И.Г. Шимко, В.И. Галакин, В.В. Шматова и др. // Хим. Волокна, 1984. — № 1. — С. 48–50.
2. **Мапнев А.И., Синев О.П., Россинский Н.П.** Регенерация цинка из шламов. // Хим. волокна, 1973. — № 5. — С. 41–43.
3. **Сернов А.Г.** Вискозные волокна. — М.: Химия, 1973. — 293 с.
4. **О поведении** цинка в доменных печах Челябинского металлургического завода / Н. Л. Жило, Л.Б. Униговский, В.Б. Колмогорцев и др. // Сталь, 1983. — № 2. — С. 12–15.
5. **Высокотемпературные** процессы переработки шламов металлургического производства / Н.И. Иванов, В.К. Литвинов, В.Ф. Шутикова, Е.Б. Агапитов // Черная металлургия: Бюл. Ин-та «Черметинформация», 1989. — № 6. — С. 20–28.
6. **Теоретические** и экспериментальные исследования комплексного извлечения металлов из вторичных минеральных ресурсов / С.И. Павленко, В.Г. Кичеев, Ю. А. Селезнев и др. // Изв. вузов. Черн. металлургия, 2000. — № 10. — С. 36–40.
7. **Окунев А.И., Костяновский М.А., Донченко П.А.** Фьюмингование шлаком. — М.: Металлургия, 1976. — 260 с.
8. **Лакерник М.М.** Цветная металлургия. Научные поиски, перспективы. — М.: Наука, 1976. — 260 с.
9. **Herlits news, Eriksson Sune, Skogbolg Johnny** Новые поколение восстановительных процессов, основанное на плазменной технологии // Rev. Metall, 1983. — № 3. — С. 511–520.
10. **Кубашевский О., Олкокк С.Б.** Металлургическая термохимия / пер. с англ. — М.: Металлургия, 1982. — 392 с.
11. **Куликов И.С.** Раскисление металлов. — М.: Металлургия, 1975. — 504 с.

12. Свойства элементов: Справочник. / Под ред. Самсонова Г.В. — М.: Металлургия, 1976. — 600 с.
13. Физико-химические свойства окислов. Справочник / Самсонов Г.В., Борисова А.Л., Жидкова Т.Г. и др. — М.: Металлургия, 1978. — 472 с.
14. Гудима Н.В., Шейн Я.П. Краткий справочник по металлургии цветных металлов. — М.: Металлургия, 1975. — 536 с.
15. Вторичные материальные ресурсы черной металлургии. В 2-х т. Т.2. / В.Г. Барышников, А.М. Горелов, Г.И. Папков и др. Шлаки, шламы, отходы обогащения железных и марганцевых руд, отходы коксохимической промышленности, железный купорос: (Образование и использование): Справочник. — М.: Экономика, 1986. — 344 с.

© Троянский А.А., Ростовский В.И., Скрябин В.Г., Раджи О.И., 2004

ЯРОШЕВСКИЙ С.Л., НИКИШИН С.Ю. (ДОННТУ), ФЕЩЕНКО С.А.
(ОАО «СВОБОДНЫЙ СОКОЛ», Г. ЛИПЕЦК), КУЗНЕЦОВ А.М. (ОАО «ЕМЗ»,
Г. ЕНАКИЕВО), КУЗИН А.В. (ДОННТУ)

ОПТИМИЗАЦИЯ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА ШЛАКА — ОДИН ИЗ ВАЖНЕЙШИХ КОМПОНЕНТОВ СОВРЕМЕННОГО ТЕХНИЧЕСКОГО УРОВНЯ ДОМЕННОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Изучены возможности качественного повышения эффективности применения комбинированного дутья для доменных печей ОАО «Донецкий металлургический завод», ОАО «ЕМЗ», ОАО «ЛМЗ «Свободный Сокол». В качестве компенсирующих использованы мероприятия, как правило, освоенные в промышленном масштабе, по которым на предприятиях имеются значительные резервы. Во всех вариантах в качестве основного компенсирующего мероприятия использовано снижение основности шлака до уровня, оптимального по технологии.

Анализ работы современных мощных доменных печей, освоивших уровень расхода кокса 250–350 кг/т чугуна и производительность 2,3–3,5 т/(м³·сутки), показывает, что основой указанной технологии является вдувание в горн больших количеств дополнительного топлива. Высокая эффективность использования такого количества вдуваемого дополнительного топлива обеспечивается комплексом компенсирующих мероприятий, нейтрализующих негативное влияние топлива на основные компоненты доменной технологии [1–3].

Ранее было установлено, что при величине суммарного коэффициента замены (ΣK_3) 1,0 и более повышение расхода ПУТ не вызывает ухудшения технологических условий, определяющих газодинамику и уровень производительности доменной печи, степень использования восстановительной способности горновых газов, длительность и полноту сгорания дополнительного топлива, условия восстановления оксидов железа и перегрева продуктов плавки [1–3].

В связи с изложенным, комплексными компенсирующими мероприятиями могут быть улучшение качества железорудной шихты, кокса и ПУТ, повышение давления и температуры дутья, содержания в нем кислорода, мероприятия по стабилизации и оптимизации технологического режима и т.д.

Снижение выхода и основности шлака также является комплексным компенсирующим мероприятием, поскольку характеризуется сокращением расхода известняка, вводимого в шихту доменной печи или в состав агломерационной шихты. Прямыми следствиями этого изменения являются:

- вывод части или всего известняка из состава шихты доменной печи;
- снижение выхода шлака на 1 т чугуна;