



УДК 669.18

В. Б. Охотский /д. т. н./, А. Г. Величко /д. т. н./,
Лю Тянь И, Л. С. Молчанов /к. т. н./
Национальная металлургическая академия
Украины

Продувочные процессы в сталеплавильных технологиях. Шихтовка

В статье проанализированы и обобщены сведения о влиянии состава и вида шихтовых материалов на технико-экономические показатели выплавки стали по различным технологическим схемам. Установлено, что выбор состава и удельного расхода шихтовых материалов в зависимости от условий осуществления технологии определяется конъюнктурой рынка, а также тепловой и технологической сторонами процесса выплавки стали. (Ил. 2. Табл. 6. Библиогр.: 16 назв.)

Ключевые слова: сталь, технология, продувочные процессы, шихтовка.

In article data about influence of structure and type of burdening materials on technical and economic indicators of steel smelting according to various technological schemes is analyzed and generalized. It is established that the choice of structure and specific consumption of burden materials depending on conditions of implementation of technology is defined by market condition and thermal and technological aspects of process of steel smelting as well.

Key words: steel, technology, blow-off processes, burdening.

Процесс выплавки стали включает ряд обязательных операций, одной из которых является шихтовка. Удачный выбор соотношения чугуна/лом и шлакообразующие определяет эффективность протекания рафинировочных процессов (десульфурация и дефосфорация), а также технико-экономические показатели процессов выплавки стали. Кроме того, значительное влияние на ход процесса выплавки стали оказывает химический состав и качество шихтовых материалов. Поэтому целью данной работы является обобщение сведений о влиянии параметров шихтовки на эффективность процессов выплавки стали по различным технологическим схемам.

1. История и состояние вопроса

В. Н. Липин обратил внимание, что при высоком содержании кремния в чугуне ($Si_{\text{ч}}$) содержание фосфора в металле при томасовском процессе остается на исходном уровне до передувки, а при низком – начинается при соблюдении следующего условия для конвертерного шлака: $CaO \geq (2SiO_2 + 3P_2O_5 + Al_2O_3)$. Известный, в свое время, специалист в области теории сталеплавильных процессов М. Tenenbaum нашел (USA, 1948 г.), что удаление серы из ванны начинается при достижении $CaO/SiO_2 = 2$ и образовании $2CaO \cdot SiO_2$. На дальнейших этапах развития мировой металлургии И. Ю. Кожевников и Л. А. Шварцман, проанализировав экспериментальные данные, показали (1957 г.), что дефосфорация начинается при достижении металлургическим шлаком следующего условия

$(SiO_2 + P_2O_5) > 30 - 31$, при этом в шлаке появляются свободные анионы кислорода (O^{2-}).

Окислительные процессы связаны с технологией плавки. Так, исследование [1] продувки в 109-т конвертере верхнего кислородного дутья при шихте, состоящей из 10 т твердого чугуна, содержащего Co^{60} , 77 т жидкого с Au^{198} и 22 т металлолома, позволили установить, что переход в расплав твердого чугуна происходит за 12 мин, а лома – за 20, при длительности продувки 24 мин. Соответствующие критерии Фурье ($Fö \equiv \alpha t / d^2$, где α – коэффициент температуропроводности, d – характерный размер плавящегося тела, t – время) 0,117 и 0,195 соответственно. В работе [2] в качестве трассера использовался никель никельсодержащего лома, что позволило определить продолжительность расплавления лома и величину $Fö = 0,164$. При использовании железной руды ее кислород участвует в окислительных процессах. В работе [3] показано, что ее усвоение составляет 95 % и доходит до 100 %. В [4] также пришли к выводу, что при $[C] > 1$ % руда усваивается на 100 %.

Ход окислительных процессов зависит, в том числе, от темпа шлакообразования, определяемого растворением извести. При продувке расплава системы Fe-C кислородом с порошком извести оптимальное соотношение m_{CaO}/m_{O_2} , при котором дефосфорация максимизируется, равно 2,0, что отвечает образованию соединения $3CaO \cdot P_2O_5$, для которого оно 2,06 [5]. Исследование частиц извести, инжестируемых в томасовскую ванну, показало, что на их поверхно-

СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

сти присутствует прореагировавший слой толщиной 0,1 мм. В нем соотношение компонентов таково, что, по мнению авторов данной статьи, образуются соединения $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ и $(\text{MgO}, \text{MnO}, \text{FeO}) \cdot \text{P}_2\text{O}_5$. При Q-BOP-процессе [7] состав частиц извести, прореагировавших с ванной, в тройной диаграмме $\text{CaO} - \text{P}_2\text{O}_5 - \text{SiO}_2$ отвечает твердому раствору $3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5 - 2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ с $t_{\text{пл}} = 1900^\circ\text{C}$ [8], при этом поглощение частицей P_2O_5 начинается при $\text{CaO}/\text{SiO}_2 \approx 2$ и при $\text{Si} < 0,01\%$. В другом исследовании донной продувки на 5-т и 230-т конвертерах (Chiba) [9] извлеченные из ванны прореагировавшие частицы извести в период окисления кремния отвечали, по нашему мнению, соединению $3\text{CaO} \cdot 2\text{SiO}_2$ с $t_{\text{пл}} > 1600^\circ\text{C}$, а при окислении углерода – все той же системе $3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5 - 2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$, находящейся в твердом растворе с $t_{\text{пл}} \approx 2000^\circ\text{C}$.

Скорость окисления фосфора по [10] $V_p \sim (\text{FeO})^n$, где $n = 2$, при $B = 1,2 - 2,0$; $n = 1$ при $B < 1,2$, а показатель распределения $k_p = \text{P}^2\text{FeO}^5/\text{P}_2\text{O}_5$ можно определить из выражения:

$$\lg k_p = -0,145 [\text{CaO} + 0,3 \times (\text{MgO} + \text{MnO})] + 8. \quad (1)$$

Согласно [11] реакция окисления фосфора 1-го порядка по [7] для P и S:

$$\tilde{N}_i^{112} - C_{io}^{112} = \beta m, \quad (2)$$

где m – расход извести, кг/т; $\beta = 0,009$ и $0,012$ м/с, соответственно.

По мнению Т. Kootz k_p определяется массопереносом в шлаке (1967 г.) и снижается при его гетерогенизации (1970 г.).

Исследователи из BSC (В. Британия) для условий передела в конвертере чугунов с 0,080 % P обнаружили, что процесс дефосфорации протекает тем успешнее, чем ниже содержание оксида магния и углерода в ванне ($C_1 = 0,07 \rightarrow 0,03\%$) [12]. При этом необходимо использовать железную руду, контролировать температуру ванны, осуществлять акустический контроль и поддерживать необходимую высоту фурмы, а также проводить эффективное перемешивание ванны. Согласно выполненным исследованиям найдена следующая зависимость содержания фосфора на повалке (P_1) от содержания в чугуне кремния ($\text{Si}_\text{ч}$, %) и фосфора ($P_\text{ч}$, %):

$$P_1 = 0,0051 - 0,0131 \times \text{Si}_\text{ч} + 0,25 \times P_\text{ч}, \quad (3)$$

Для крупнейших в мире 385-т конвертеров завода Bruckhausen фирма August Thyssen определила, что основность (B) на уровне 4–4,5 ед. обеспечивает максимизацию степени распределения серы (L_s) как при гомогенном, так и при гетерогенном шлаке [13]. Величина L_s уменьшается с ростом удельной интенсивности продувки (i_{O_2} м³/т мин), в диапазоне 2,8–3,2.

В свое время (1930–1931 гг.) S. Schleier для основных шлаков нашел, что:

$$\text{CaO} (\%) + \text{MgO} (\%) + \text{MnO} (\%) = 60 \%. \quad (4)$$

На сегодняшний день принята следующая трактовка данного равенства [14]:

$$\text{CaO} (\%) + \text{MgO} (\%) + 0,9 \times \text{MnO} (\%) = 60 \%. \quad (5)$$

2. Неметаллическая шихта

Выбор составляющих и количества неметаллической шихты (НМШ) определяется, прежде всего, составом чугуна.

На рис. 1 представлены данные о влиянии содержания $\text{Si}_\text{ч}$ в ККЦ на ДЗП (им. Петровского) и КМЗ-2 на удельные расходы, кг/т, извести $m_\text{и1}$, руды $m_\text{р}$, известняка $m_\text{ик}$ в первую и вторую добавки (индексы 1 и 2). Увеличение $m_\text{и2}$ сопровождается уменьшением $m_\text{ик2}$ на ДЗП (им. Петровского), так как они дополняют друг друга, внося оксид кальция и формируя шлак. В ККЦ КМЗ-2 роль спарринг-партнеров выполняют первая добавка извести и известняка. Сумма добавок извести в 120-т конвертере увеличивается особенно заметно при $\text{Si}_\text{ч} > 0,8\%$, обычно характеризующем наступление выбросоопасных условий. Увеличение присадки ($m_\text{и1} + m_\text{и2}$) сопровождается уменьшением добавок известняка, что необходимо как с точки зрения теплового баланса процесса, так и получения требуемой основности шлака. Добавки руды, изменяясь, поддерживают кислородный баланс процесса без выбросов.

Увеличение удельного расхода жидкого чугуна $m_\text{ч}$, кг/т вызывает экстремальное изменение удельных расходов НМШ, так как влияет на материальную и тепловую сторону процесса. В условиях ограниченной возможности пере-

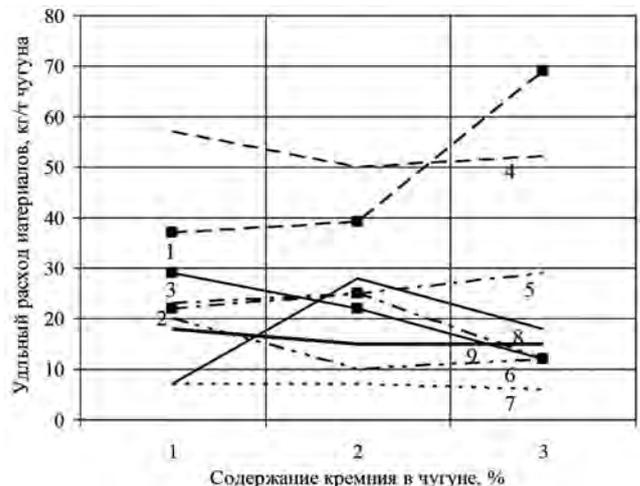


Рис. 1. Влияние $\text{Si}_\text{ч}$ на удельный расход НМШ в ККЦ ДЗП и ККЦ КМЗ-2:

- 1 – $m_\text{и1}$ КМЗ-2; 2 – $m_\text{и2}$ КМЗ-2; 3 – $m_\text{ик1}$ КМЗ-2;
- 4 – $m_\text{и1}$ ДЗП; 5 – $m_\text{и2}$ ДЗП; 6 – $m_\text{р1}$ ДЗП; 7 – $m_\text{р2}$ ДЗП;
- 8 – $m_\text{ик1}$ ДЗП; 9 – $m_\text{ик2}$ ДЗП

работки лома на ДЗП (им. Петровского) и значительных величин $m_{\text{ч}}$ наблюдается тенденция минимизации $m_{\text{и}}$ и $m_{\text{р}}$ и максимизации $m_{\text{ик}}$ в средней части диапазона $m_{\text{ч}}$. В условиях ККЦ КМЗ-2 со значительно меньшими тепловыми потерями, чем на ДЗП (им. Петровского), и, соответственно, меньшим удельным расходом жидкого чугуна, в том числе вследствие меньшего содержания недопала извести, ее удельный расход меньше (рис. 2б). Это особенно заметно при $m_{\text{ч}} \approx 1020$ кг/т, имеющем место в обоих ККЦ (рис. 2). В ККЦ КМЗ-2, как и на ДЗП (им. Петровского), $m_{\text{и}}$ максимизируется в середине диапазона $m_{\text{ч}}$, но величина $m_{\text{ик}}$ монотонно возрастает во всем диапазоне $m_{\text{ч}}$, компенсируя избыток выделяющегося тепла.

Сопоставление верхней и комбинированной продувки на ДМК (им. Дзержинского) показывает, что вторая проводилась (ДМК-ИЧМ) с $m_{\text{ч}}$ увеличивающейся с ростом $Si_{\text{ч}}$ и снижением $m_{\text{ишш}}$ (табл. 1). При верхней продувке удельный расход угля уменьшали во избежание выбросов в большей степени, чем при комбинированной.

Таблица 1
Зависимость $m_{\text{ишш}}$ от $Si_{\text{ч}}$ на ДМК*

$Si_{\text{ч}}, \%$	<0,6	0,6-0,8	0,8-1,0	>1,0
$m_{\text{и}}$ кг/т	$\frac{66}{66}$	$\frac{72}{71}$	$\frac{65}{73}$	$\frac{68}{76}$
$m_{\text{ишш}}$ кг/т	$\frac{2,2}{2,0}$	$\frac{2,6}{2,5}$	$\frac{2,4}{1,6}$	$\frac{1,9}{1,2}$
$m_{\text{уг}}$ кг/т	$\frac{16}{18}$	$\frac{16}{19}$	$\frac{13}{16}$	$\frac{9}{15}$

*В числителе указаны значения для верхней продувки, в знаменателе – для комбинированной.

3. Металлошихта

При использовании в качестве охладителей металлолома и руды ККЦ ДЗП (им. Петровско-

го) на $m_{\text{ишш}}$ максимизируется (табл. 2), а выход годного Y , рассчитанный с учетом железа руды, минимизируется при содержании $Si_{\text{ч}} = 0,6-0,8 \%$. Напротив, существует оптимальная величина $Mn_{\text{ч}} = 1,2-1,4 \%$, при которой $m_{\text{ишш}}$ минимален, а выход годного максимизируется. В области $Si_{\text{ч}} = 0,8 \%$, а $Mn > 1,4 \%$ увеличивается вероятность промежуточного скачивания шлака, которое по-разному влияет на Y в зависимости от времени осуществления.

Таблица 2
Удельный расход МШ в ККЦ ДЗП при работе на ломе и руде

$Si_{\text{ч}}, \%$	<0,6	0,6-0,8	0,8-1,0
$m_{\text{ч}}, \text{кг/т}$	1043	1080	1072
$m_{\text{л}}, \text{кг/т}$	48	31	29
$Y, \%$	89,0	87,5	89,3
$Mn_{\text{ч}}, \%$	1,0-1,2	1,2-1,4	1,4-1,6
$m_{\text{л}}, \text{кг/т}$	1071	1060	1064
$m_{\text{л}}, \text{кг/т}$	29	36	38
$Y, \%$	89,7	89,5	89,6

Сравнение продувки сверху и комбинированной верхней-донной на ДМК (им. Дзержинского) (табл. 3) показывает, что вторая обеспечивает меньший расход чугуна, больший – лома, но выход годного в среднем меньше на 0,175 %. Удельный расход чугуна минимизируется при 5–15 % доли донного дугтя (табл. 4), что соответствует данным [16]. Удельный расход металлолома увеличивается во всем исследованном диапазоне $D_{\text{дон}}$.

На МКА доля перерабатываемого металлолома в ККЦ максимизируется при $Si_{\text{ч}} = 0,6-1,0 \%$ и $Mn_{\text{ч}} = 0,8-1,0 \%$ (табл. 5). При более высоком содержании этих примесей в чугуне увеличивающаяся масса шлака вызывает опасность выбросов и заставляет принимать меры, снижающие

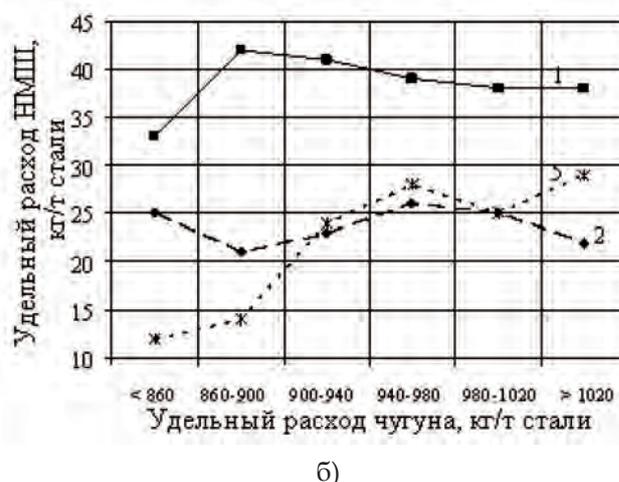
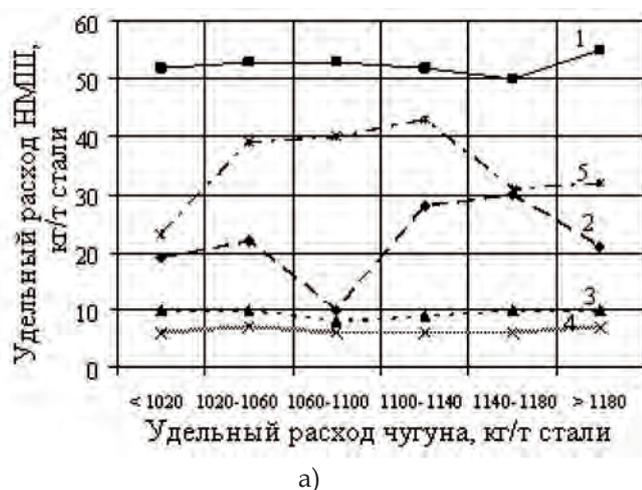


Рис. 2. Влияние $m_{\text{ч}}$ на удельный расход НМШ (а – ККЦ ДЗП, б – ККЦ КМЗ-2):

1 – $m_{\text{и1}}$; 2 – $m_{\text{и2}}$; 3 – $m_{\text{р1}}$; 4 – $m_{\text{р2}}$; 5 – $m_{\text{ик}}$

Таблица 3

Зависимость $m_{\text{мш}}$ от $Si_{\text{ч}}$ на ДМК*

$Si_{\text{ч}}$, %	<0,6	0,6–0,8	0,8–1,0	>1,0
$m_{\text{ч}}$, кг/т	$\frac{804}{788}$	$\frac{806}{796}$	$\frac{812}{787}$	$\frac{832}{730}$
$m_{\text{л}}$, кг/т	$\frac{308}{323}$	$\frac{304}{311}$	$\frac{304}{325}$	$\frac{281}{324}$
Y , %	$\frac{90,3}{89,7}$	$\frac{90,1}{90,0}$	$\frac{90,2}{90,0}$	$\frac{89,2}{89,8}$

*В числителе указаны значения для верхней про­дукции, в знаменателе – для комбинированной.

Таблица 4

Зависимость $m_{\text{ч}}$ и $m_{\text{л}}$ от $D_{\text{дон}}$ при комбинированной про­дукке в ККЦ ДЗП

$D_{\text{дон}}$, %	0	5–15	15–25	25–35
$m_{\text{ч}}$, кг/т стали	805	783	800	800
$m_{\text{л}}$, кг/т стали	299	304	325	324

Таблица 5

Влияние состава чугуна на $D_{\text{л}}$ на МКА

$Si_{\text{ч}}$, %	<0,6	0,6–0,8	0,8–1,0	>1,0
$D_{\text{л}}$	0,14	0,18	0,18	0,17
$Mn_{\text{ч}}$, %	<0,6	0,6–0,8	>0,8	–
$D_{\text{л}}$	0,17	0,17	0,18	–

долю перерабатываемого металлолома в связи с потерями тепла, в частности при скачивании шлака [15].

В табл. 6 сопоставлены удельные расходы металлошихты и Y в 1970 г. в ККЦ ДЗП при работе с рудой и ломом и КМЗ-2 – только с ломом в зависимости от температуры чугуна (числитель), а также на ДЗП в 2008 г. (знаменатель) при работе без железной руды. Отказ от использования руды в ККЦ ДЗП и эквивалентное увеличение $m_{\text{л}}$ повысило величину выхода годного в среднем на 0,68 %. С ростом $t_{\text{ч}}$ величина $m_{\text{ч}}$ уменьшается, а $m_{\text{л}}$ увеличивается. В ККЦ КМЗ-2, благодаря большей садке, тепловые потери меньше и, соответственно, меньше $m_{\text{ч}}$ и больше $m_{\text{л}}$.

Таблица 6

Влияние $t_{\text{ч}}$ на $m_{\text{мш}}$ в ККЦ ДЗП и КМЗ-2 в 1970 (числитель) и 2008 (знаменатель) годах

$t_{\text{ч}}$, °C	ДЗП				КМЗ-2
	<1250	1250–1300	1300–1350	>1350	
$m_{\text{ч}}$	1054	$\frac{1063}{990}$	$\frac{1087}{981}$	$\frac{1058}{973}$	936
$m_{\text{л}}$	39	$\frac{33}{112}$	$\frac{32}{125}$	$\frac{32}{137}$	207
Y	89,8	$\frac{89,2}{89,6}$	$\frac{88,9}{90,2}$	$\frac{90,0}{92,5}$	–

Выводы

На ряде металлургических предприятий проанализированы закономерности шихтовки конвертерной плавки и определены возможности уменьшения расхода неметаллической и металлической шихты.

Библиографический список

1. Miyagawa K., Ichigima I., Nomura E. et. al. // Trans. ISI Jap. – 1969. – Voll. 9, № 5. – P. 423–431.
2. Гольдфарб Э. М., Баптизманский В. И., Смоктий В. В. [и др.] // Бюлл. ЦНИИ ЧМ. – 1971. – № 7. – С. 31–33.
3. Fojii T., Avaki T., Marukawa K. // JISI Jap. – 1968. – Voll. 8, № 1. – P. 28–33.
4. Михневич В. Ф., Маринин А.В. // Сталь. – 1969. – № 4. – С. 306–309.
5. Kaveko T., Mizaguchi S., Farukawa N. // Trans. ISI Trans. – 1982. – Voll. 22, № 6. B-163.
6. Graef R. // J ISI. – 1962. – Voll. 200. – P. 837–845.
7. Takeuchi S., Nakamora H., Nozaki T. // Trans. ISI Jap. – 1981. – Voll. 21, № 2. – P. 53–62.
8. Атлас шлаков. Справ. изд.: пер. с нем. – М.: Металлургия, 1985. – 208 с.
9. Nozaki T. // Trans. ISI Jap. – 1983. – Voll. 23, № 6. – P. 513–531.
10. Коврайский В. Б. // Технология производства и свойства черных металлов: тр. УкрНИИМ. – Харьков: Металлургиздат, 1960. – № 6. – С. 115–126; 1964. – № 10. – С. 109–124.
11. Aratani F., Sanbongi K. // J ISI Jap. – 1972. – Voll. 72, № 9. – P. 1225–1231.
12. Thornton G., Andersen D. // Iron making & Steel making. – 1994. – № 2. – P. 247–251.
13. Koch K., Kootz Th., Pflipsen H. D. // Arch. Eisenhut. – 1981. – № 3. – S. 103–107.
14. Охотский В. Б. // Металлургия России на рубеже XXI века. Т. 1. – Новокузнецк, 2005. – С. 116–120.
15. Охотский В. Б., Плискановский А. С., Ха­рахулах В. С. [и др.] // Сталь. – 1988. – № 5. – С. 21–23.
16. Шнееров Я. А., Носов К. Г., Борисов Ю. Н. [и др.] // Сталь. – 1986. – № 1. – С. 21–24.

Поступила 05.02.2016