



There is worked out and solved the physical-chemical model of forecasting of carbon contents in furnace at production of qualitative liquid semi-product.

А. Г. АФАНАСИАДИ, РУП «БМЗ»

УДК 669.187.2

РАЗРАБОТКА ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ УГЛЕРОДА В ЖИДКОЙ ВАННЕ ПЕРЕМЕННОЙ МАССЫ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

Интенсификация процесса выплавки жидкого полупродукта для кордовых марок сталей выдвигает новые требования к решению технологических процессов. Одно из основных требований – прогнозирование содержания углерода в печи в реальном времени работы при жидкой ванне переменной массы. Многолетний опыт выплавки кордовой стали подтвердил получение качественного жидкого полупродукта. Качество этого полупродукта характеризуется особо низким содержанием вредных, цветных примесей и азота и содержанием углерода не выше 0,20%.

Основное влияние на получение полупродукта оказывает процесс обезуглероживания.

На рис. 1 приведены зависимости температуры металла (T), массы жидкого металла (m) и изменения содержания углерода $[C]$ от продолжительности времени работы печи в динамической физико-химической модели.

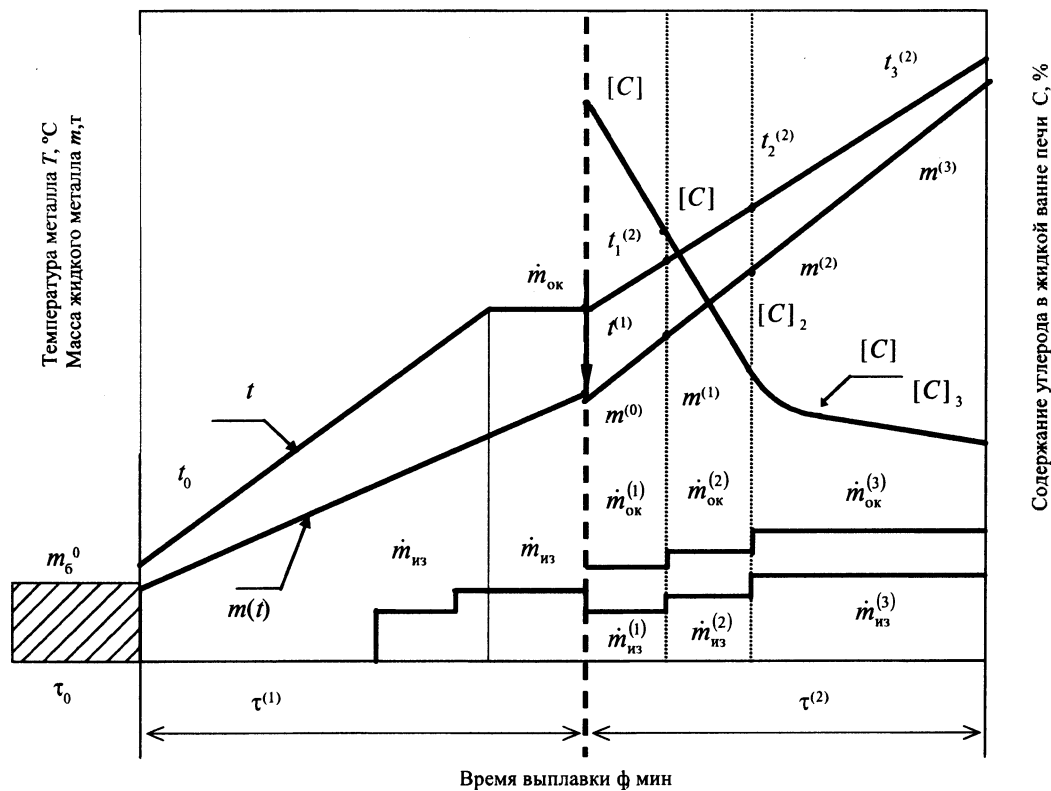


Рис. 1. Зависимости температуры металла (T), массы жидкого металла (m) и изменения содержания углерода $[C]$ от продолжительности времени работы печи в динамической физико-химической модели углерода

Основные параметры: $m_{ок}$ – скорость непрерывной загрузки в печь металлизированных окатышей, кг/с; $m_{из}$ – скорость непрерывной загрузки в печь извести, кг/с.

Основное время работы печи можно условно разделить на два периода:

- нагрев и частичное расплавление завалочной шихты – период $\tau^{(1)}$, мин;

• нагрев и расплавление оставшейся завалочной шихты и металлизированных окатышей при непрерывной загрузке их в печь – период $\tau^{(2)}$, мин.

Непрерывная загрузка металлизированных окатышей начинается в момент окончания первого периода работы печи при температуре металла, равной температуре плавления завалочной шихты. Отсюда и начинается отсчет содержания углерода в жидкой ванне печи. Непрерывная загрузка металлизированных окатышей проводится на трех скоростях (рис. 1): первая и вторая стартовые скорости, а третья – заключительная.

Основное уравнение баланса массового содержания углерода имеет следующий вид:

$$[m]_C(\tau) = [m]_C^0 + [m]_C^{Ш(2)} + [m]_C^{OK}(\tau) - ([m]_C^{ОБЕЗ}(\tau) + [m]_C^{(FeO)}), \quad (1)$$

где m_C^0 – массовое содержание углерода в жидкой ванне в конце первого периода работы печи:

$$[m]_C^0 = ([m]_C^Б + [m]_C^{Ш(1)}), \text{ кг};$$

$[m]_C^{Ш(2)}$ – массовое содержание углерода в жидкой ванне при расплавлении оставшейся завалочной шихты во втором периоде, кг;

$[m]_C^{OK}(\tau)$ – текущее массовое содержание углерода, вводимого металлизированными окатышами при их непрерывной загрузке в течение второго периода, кг;

$[m]_C^{ОБЕЗ}(\tau)$ – текущее массовое содержание углерода, удаляемого из жидкой ванны при обезуглероживании, кг;

$[m]_C^{(FeO)}$ – массовое содержание углерода, удаляемого из жидкой ванны при окислении углерода закисью железа шлака, кг.

Заменим в уравнении (1) массовое содержание углерода числом молей углерода, которое определяется по выражению [1, 2]:

$$n_C(\tau) = n_C^Б + n_C^{Ш(1)} + n_C^{Ш(2)} + n_C^{OK}(\tau) - (n_C^{ОБЕЗ}(\tau) + n_C^{(FeO)}), \quad (2)$$

или

$$n_C(\tau) = n_C^0 + n_C^{Ш(2)} + n_C^{OK}(\tau) - (n_C^{ОБЕЗ}(\tau) + n_C^{(FeO)}), \quad (3)$$

где

$$n_C^0 = n_C^Б + n_C^{Ш(1)}. \quad (4)$$

Число молей углерода в жидкой ванне печи в конце первого периода работы находим по выражению:

$$n_C^Б = m_B^0 [C]_B^0 \cdot 10^3 / (100 \cdot 12), \quad n_C^{Ш(1)} = K_1 \Delta m_{Ш}^{(1)} C_{Ш} \cdot 10^3 / (100 \cdot 12).$$

Левая часть уравнения (4) преобразуется к виду

$$n_C^0 = K_1 (m_B^0 + \Delta m_{Ш}^{(1)}) [C]_0 \cdot 10^3 / (100 \cdot 12).$$

Подставляя полученные значения в левую и правую части (4) и проведя преобразования, получаем уравнение содержания углерода в жидкой ванне в конце первого периода работы печи:

$$[C]_0 = (m_B^0 [C]_B^0 + K_1 \Delta m_{Ш}^{(1)} C_{Ш}) / [K_1 (m_B^0 + \Delta m_{Ш}^{(1)})], \quad (5)$$

где K_1 – коэффициент выхода жидкой стали на 1 т твердой шихты, т/т;

m_B^0 – масса «болота» в печи предыдущей плавки, т;

$[C]_B^0$ – содержание углерода в «болоте» от предыдущей плавки, %;

$\Delta m_{Ш}^{(1)}$ – частичная масса завалочной шихты, расплавленной в первом периоде;

$C_{Ш}$ – среднее содержание углерода в завалочной шихте, %.

Значение $n_C^{Ш(2)}$ (число молей углерода оставшейся завалочной шихты во втором периоде) определяется следующим образом:

$$n_C^{Ш(2)} = K_1 m_{Ш}^{(2)} C_{Ш} \cdot 10^3 / (100 \cdot 12). \quad (6)$$

Значение $n_C^{OK}(\tau)$ (число молей углерода, вносимого металлизированными окатышами при их непрерывной загрузке [2]) рассчитывается так:

$$n_C^{OK}(\tau) = K_1 \xi_C^{OK} C_{OK} \dot{m}_{OK} \tau_{OK} \cdot 60 \cdot 10^{-3} \cdot 10^3 / (100 \cdot 12), \quad (7)$$

где ξ_C^{OK} – степень усвоения углерода окатышей жидкой ванной (определяется опытным путем);

C_{OK} – среднее содержание углерода в окатышах, %;

m_{OK} – скорость непрерывной загрузки окатышей;

τ_{OK} – продолжительность загрузки окатышей в печь.

Окисление углерода в ванне печи происходит с его выделением в виде монооксида. Возможны два варианта протекания этого процесса.

1. Газокислородное рафинирование производится двумя фурмами – продувочной и комбинированной. При этом происходит реакция: $[C] + 1/2 O_2 = CO_{(г)}$. Тогда число молей при обезуглероживании составит [3]:

$$n_C^{OБЕЗ} = 2 \dot{n}_{O_2} \tau_{O_2} = 0,107 \eta_{O_2}^C \dot{q}_{O_2} \tau_{O_2} \cdot 10^3 / (100 \cdot 12), \quad (8)$$

где $\eta_{O_2}^C$ – суммарный коэффициент использования кислорода на окисление углерода (определяется опытным путем);

\dot{q}_{O_2} – суммарный расход кислорода в печи, м³/мин;

τ_{O_2} – продолжительность продувки металла кислородом, мин.

2. Окисление углерода происходит по реакции $[C] + FeO_{ж} = CO_{(г)} + Fe_{ж}$. Тогда число молей углерода определяется следующим образом:

$$n_C^{(FeO)} = K_2 (m_B^0 + m_{ш} + m_{OK}) \Delta(FeO\%) \cdot 10^3 / (100 \cdot 72), \quad (9)$$

где $\Delta(FeO\%)$ – разность между конечным и начальным содержанием закиси железа в шлаке (определяется опытным путем);

$m_{ш}$ – суммарная масса завалочной шихты;

K_2 – коэффициент выхода шлака на 1 т твердой шихты.

Левая часть уравнения (3) представляет собой сумму перечисленных составляющих мольных чисел углерода, которая приводит левую часть уравнения к виду:

$$n_C(\tau) = 10^3 \Sigma m_C / 12 = K_1 (m_B^0 + \Delta m_{ш}^{(1)} + \Delta m_{ш}^{(2)} + \dot{m}_{OK} \tau_{OK} \cdot 60 \cdot 10^{-3}) [C] \cdot 10^3 / (100 \cdot 12). \quad (10)$$

Тогда проведя преобразование уравнений (4) – (10), получаем обобщенное уравнение содержания углерода в конце первого и второго периодов (рис. 1).

Содержание углерода в жидкой ванне печи в конце первого периода (рис. 1):

$$[C]_0 = (m_B^0 [C]_B^0 + K_1 \Delta m_{ш}^{(1)} C_{ш}) / [K_1 (m_B^0 + \Delta m_{ш}^{(1)})]. \quad (11)$$

Содержание углерода в жидкой ванне печи в конце второго периода (рис. 1):

$$[C] = \left\{ \left[(m_B^0 + K_1 \Delta m_{ш}^{(1)}) [C]_0 + K_1 (\Delta m_{ш}^{(2)} C_{ш} + \xi_C^{OK} C_{OK} \dot{m}_{OK} \tau_{OK} \cdot 60 \cdot 10^{-3}) \right] - \left[0,107 \eta_{O_2}^C \dot{q}_{O_2} \tau_{O_2} + 0,166 K_2 \times \right. \right. \\ \left. \left. \times (m_B^0 + m_{ш} + \dot{m}_{OK} 60 \cdot 10^{-3}) \Delta(FeO\%) \right] \right\} / \left[K_1 (m_B^0 + m_{ш} + \dot{m}_{OK} \tau_{OK} \cdot 60 \cdot 10^{-3}) \right]. \quad (12)$$

Для динамической модели прогнозирования углерода в жидкой ванне переменной массы (определение содержания углерода в ванне печи в любой момент времени) примем следующие ограничения (рис. 1): $\Delta m_{ш}^{(1)} = m_{ш} \tau^{(1)} / \tau_T$ – частичная масса расплавившейся шихты в первом периоде работы печи ограничена соотношением времени первого периода $\tau^{(1)}$ к общему фиксированному времени работы печи под током τ_T .

В то же время работа печи под током будет определяться суммарным временем первого и второго периодов $\tau_T = \tau^{(1)} + \tau^{(2)}$ (рис. 1). Так как $\tau^{(2)}$ имеет фиксированное значение, оно определяется скоростью загрузки окатышей, степенью их нагрева и скоростью плавления, а также скоростью расплавления оставшейся завалочной шихты. Тогда текущее значение массы расплавленной шихты во втором периоде будет определяться выражением:

$$m_{ш}^{(2)} = m_{ш}(\tau) - \Delta m_{ш}^{(1)} = m_{ш} (1 - \tau^{(1)} / \tau_T) = m_{ш} (\tau_T - \tau^{(1)}) / \tau_T = m_{ш} \tau / \tau_T, T_0.$$

Если $m_{ш} \tau / \tau_T \rightarrow m_{ш}^{(2)}$, тогда $\tau^{(2)} = (\tau_T - \tau^{(1)})$.

Текущая масса расходуемых окатышей во втором периоде $m_{ок}(\tau)$ будет определяться суммарным их расходом в предыдущих периодах работы печи и на текущем участке непрерывной загрузки:

$$m_{ок}(\tau) = (m_{ок}^0 + \dot{m}_{ок} \tau \cdot 60 \cdot 10^{-3}), \text{ т.}$$

Изменение содержания закиси железа в шлаке ($\Delta FeO\%$) с момента начала непрерывной загрузки металлизированных окатышей (рис. 1) находим по выражению:

$$\Delta(FeO\%)(\tau) = \Delta(FeO\%) \tau / \tau^{(2)}.$$

Для определения продолжительности второго периода принимаем следующее условие: $\tau = \tau_{о2} = \tau_{ок}$, где $\tau_{о2}$ – время кислородного рафинирования; $\tau_{ок}$ – время загрузки окатышей.

Таким образом, с учетом указанных ограничений после преобразования уравнений (4) и (5) выражение начального содержания углерода в жидкой ванне печи примет вид

$$[C]_0 = ([C]_B^0 m_B^0 \tau_T + K_1 C_{ш} m_{ш} \tau^{(1)}) / [K_1 (m_B^0 \tau_T + m_{ш} \tau^{(1)})]. \quad (13)$$

Прогнозируемое содержание углерода в жидкой ванне в любой момент второго периода работы печи будет определяться выражением:

$$[C] = \left\{ K_1 (m_B^0 \tau_T + m_{ш} \tau^{(1)}) \tau^{(2)} [C]_0 + [K_1 (m_{ш} C_{ш} \tau^{(2)} + \xi_C^{OK} C_{ок} \tau_T \tau^{(2)} \cdot 60 \cdot 10^{-3} \dot{m}_{ок}) - \right. \\ \left. - [0,107 \eta_{о2}^c \dot{q}_{о2} \tau_T \tau^{(2)} + 0,167 K_2 \Delta(FeO\%) (m_B^0 \tau_T + m_{ш} \tau^{(1)} + m_{ок}^0 \tau_T)] \right\} \tau - 0,167 K_2 \Delta(FeO\%) \times \\ \times (m_{ш} + \dot{m}_{ок} \tau_T \cdot 60 \cdot 10^{-3}) \tau^2 \left\} / \left\{ K_1 \tau^{(2)} [(m_B^0 \tau_T + m_{ш} \tau^{(1)} + m_{ок}^{(0)} \tau_T) + (m_{ш} + \dot{m}_{ок} \tau_T \cdot 60 \cdot 10^{-3}) \tau] \right\}, \%$$

где τ_i – текущее значение времени на i -м участке, мин; $[C]_0$ – предыдущее значения углерода на $i-1$ -м участке времени, %; $m_{ок}^0$ – предыдущее значение массы используемых окатышей на $i-1$ -м участке времени, т.

Таким образом, полученное уравнение динамической физико-химической модели углерода позволило провести на шести разработанных плавках компьютерное моделирование процесса обезуглероживания жидкой ванны переменной массы. При получении кинетических кривых на каждой плавке при различной интенсивности подвода кислорода (рис. 2) выявлены области критической концентрации углерода, которые адекватны характеру кривых, приведенных в работах по исследованию кинетики обезуглероживания [4].

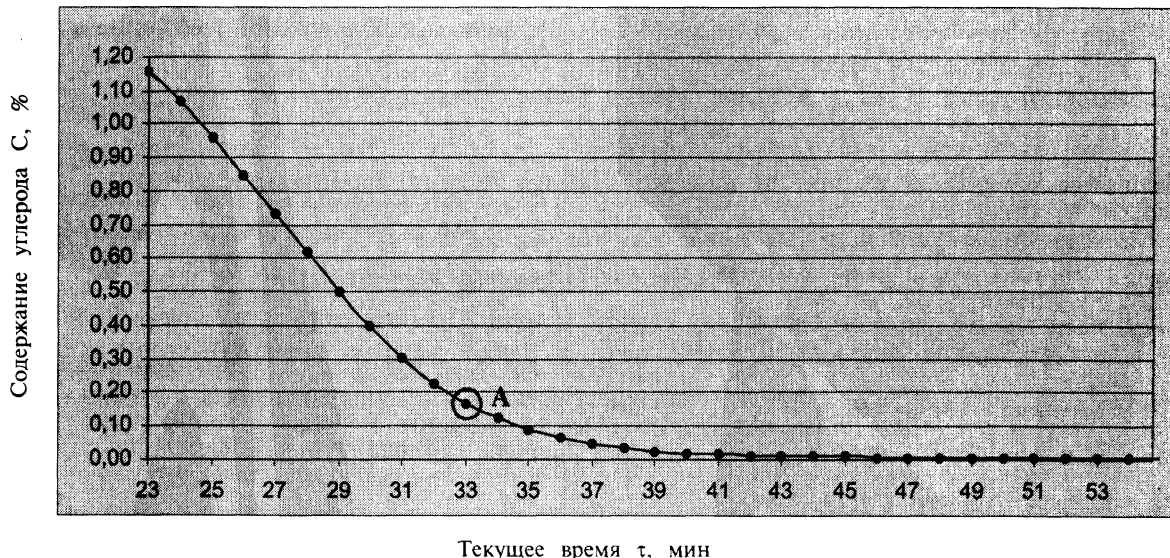


Рис. 2. Кинетика процесса обезуглероживания жидкой ванны переменной массы (A – область критических концентраций углерода)

На рисунке показано изменение процесса обезуглероживания при изменении времени выше критической области. Зависимость содержания углерода в металле от времени τ до критической области характеризуется прямой линией, что свидетельствует о том, что процесс лимитируется интенсивностью подачи кислорода [4]. При снижении содержания углерода до критических концентраций массоперенос в зону реакции уменьшается и режим процесса изменяется, но в области концентраций ниже критических обезуглероживание слабо зависит от интенсивности продувки и лимитируется скоростью массопереноса к месту реакции.

Экспериментально установлено, что влияние температуры на скорость обезуглероживания в жидком полупродукте железо – углерод незначительно. Также было отмечено, что окисление углерода до очень низких ($< 0,05\%$) пределов изменения происходит дважды ($\approx 0,30$ и $< 0,05\% C$), т. е. до $0,30\% C$ процесс определяется массопереносом кислорода к поверхности раздела в области $0,30$, до $0,05\% C$ реакция вступает в смешанный режим, который лимитируется скоростью химической реакции и доставкой кислорода. При $< 0,05\% C$ процесс лимитируется только скоростью реакции.

Получение жидкого полупродукта при выплавке кордовых сталей в ДСП-100 с конечной концентрацией углерода $\leq 0,20\%$ вполне оправдано существующей технологией, используемой на РУП «БМЗ».

Литература

1. Стромберг А. Г., Семченко Д. П. Физическая химия. М.: Высш. шк., 1999.
2. Кноре Д. Г., Крылова Л. Ф., Музыкантов В. С. Физическая химия. М.: Высш. шк., 1990.
3. Афанасиади А. Г. Физико-химические закономерности и разработка энерготехнологических режимов выплавки полупродукта в сверхмощных дуговых печах ДСП-100: Дис. ... канд. техн. наук. М., 1992.
4. Кудрин В. А. Металлургия стали. М.: Металлургия, 1989.



В черной металлургии США

В 2001 г. стоимость продукции, произведенной на заводах черной металлургии и на литейных предприятиях США, по данным Геологической службы США, составила 73 млрд. долл.

В данной отрасли промышленности действовали 105 стальных компаний, им принадлежало 144 металлургических предприятия общей мощностью 119 млн. т стали в год.

Удельный вес шт. Индиана в общем производстве стали в стране составлял примерно 23%, Огайо – 16%, Пенсильвания – 7%.

Чугун производили 13 компаний на металлургических комбинатах. В эксплуатации находилось 35 доменных печей.

Отгрузки стальной продукции в 2001 г. распределялись следующим образом (%): оптовые складские организации – 25, производители средств транспорта – 13, строительные фирмы – 16, производители тары и упаковки – 3.

Производство стали в США в 2001 г. уменьшилось по сравнению с 2000 г. на 12,4%, отгрузки стальной продукции – на 6,5%.

Положение с черными металлами в стране характеризовалось следующими данными (млн. т):

	1999 г.	2000 г.	2001 г. ¹⁾
Производство чугуна	46,3	47,9	44,2
Производство стали	97,4	102,0	92,9
В том числе:			
Кислородно-конвертерная	53,7	53,0	53,2
Электросталь	46,3	47,0	46,8
МНЛЗ (%)	95,9	96,3	96,8
Отгрузки стальной продукции	96,3	99,0	92,6
Импорт	32,4	34,4	26,2
Экспорт	4,9	5,9	5,6
Видимое потребление	116,0	119,0	118,0
Индекс средних цен (1982 г. = 100)	105,3	108,4	100,7
Запасы ²⁾	7,7	7,8	7,1
Число занятых (тыс.)	160	160	160

¹⁾ Оценка

²⁾ На конец года у стальных компаний, оптовых фирм

Импорт стальной продукции в США в 2001 г. уменьшился на 23,8%. Удельный вес импорта в потреблении стальной продукции в стране в 2001 г. составлял 15%. Основными поставщиками стальной продукции на американский рынок в 1997 – 2000 гг. были страны ЕС (19%), Канада (14%), Япония (10%), Мексика (9%).

Импортные пошлины на стальную продукцию в США были следующими (% ад валорем):

	I	II
Из углеродистой стали		
Полуфабрикаты	1,3	0,8
Конструкционные профили	0,3	0,1
Прутки горячекатаные	0,6	0,3
Тонкий лист горячекатаный	1,5	0,9
Тонкий лист холоднокатаный	1,0	0,6
Оцинкованный лист	2,0	1,3
Из нержавеющей стали		
Полуфабрикаты	1,6	1,0
Прутки калиброванные	3,2	2,1
Тонкий лист холоднокатаный	3,0	2,0
Трубы для трубопроводов	2,3	Без пошлины

Примечание. I – для всех стран, II – для Мексики.