



In this article there is described the process of slugs production by the method of centrifugal electroslag casting. There is presented the developed the mathematical kinetics model of interaction of metal, slag and gas at electroslag casting at all stages of technological process – from burning-off to crystallization of casting in mode. There are given the optimal parameters of the process and chemical composition of the offered slag skull.

А.Г. ЯНИШЕВСКАЯ, Омский государственный технический университет, Россия

УДК 621.74.047

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ЦЭШЛ

Одним из путей повышения качества электрошлакового металла и эффективности электрошлаковой технологии является максимальная интенсификация процесса электрошлакового рафинирования, достигаемого за счет использования определенных составов флюсов.

Процесс получения заготовок методом центробежного электрошлакового литья (ЦЭШЛ) состоит из следующих основных стадий:

- расплавление и накопление металла электрошлаковым способом в специальной плавильной емкости;
- разливка металла и шлака во вращающуюся изложницу;
- формирование и кристаллизация металла заготовки в поле центробежных сил.

Отличительными особенностями электрошлаковой тигельной плавки являются высокие температуры шлака и металла в зоне их контакта, применение низкофористых шлаков с небольшим содержанием оксидов кремния, железа, марганца и других непрочных оксидов, очень развитая поверхность контакта металла и шлака, сравнительно большая длительность контакта расплавов металла и шлака, обогащение шлакового расплава в процессе плавления компонентами огнеупорной футеровки тигля, такими, как MgO , CaO , C и др. При ЦЭШЛ в литейную форму разливается металл, прошедший электрошлаковое рафинирование, чистый от ряда вредных примесей, прежде всего от серы и кислорода, а также неметаллических включений. Он препятствует отводу тепла с внутренней поверхности полый заготовки, уменьшая вероятность образования встречного фронта кристаллизации.

Обогащение шлака компонентами футеровки тигля играет заметную роль в металлургическом процессе ЦЭШЛ и характеризует степень разрушения футеровки. При ЦЭШЛ должны использоваться флюсы, способствующие повышению стойкости футеровки и снижению энергозатрат, т.е. с минимальным содержанием CaF_2 [1, 2]. Для удовлетворения требований, предъявляемых к электрошлаковому металлу, ЦЭШЛ следует проводить при оптимальных технологических параметрах, выбор которых непосредственно связан с кинетическим анализом реакций на межфазных границах металл–шлак–газ. В плавильной емкости происходит фазовый переход при плавлении металла, химические реакции – в зоне металл–шлак. Перенос тепла осуществляется через медную водоохлаждаемую стенку, защищенную слоем гарнисажа.

Математическая модель кинетики взаимодействия металла, шлака и газа при электрошлаковом литье позволяет прогнозировать химический состав металла по толщине отливки и учитывает многообразие факторов термодинамического, кинетического, химического, диффузионного и электролитического воздействия всех элементов с металлом, шлаком, футеровкой, атмосферой и раскислителем на стадиях технологического процесса ЦЭШЛ – от плавления электрода до кристаллизации отливки в форме.

Допущение, используемое в модели: жидкие металл и шлак однородны по химическому составу.

Рассмотрим подробнее каждую из стадий процесса. Обозначим через $\mathcal{E}_i$ и $(\mathcal{E}_m O_m)$ концентрации элемента и его оксида, мас. %.

Стадия электрода. Происходит плавление электрода с концентрацией элемента $[\mathcal{E}_i]_0$, химические реакции осуществляются на границах шлака с металлической пленкой на оплавленном торце электрода и растущими каплями. В результате концентрация элемента изменяется до величины $[\mathcal{E}_i]_1$. Затем капля жидкого металла отрывается от электрода и взаимодействие происходит на поверхности падающей капли. Эта стадия, по данным многочисленных работ, малосущественна [3].

Стадия ванны. В период накопления металла в плавильной емкости реакция происходит на границе металл–шлак. В это время также вводятся модификатор $[\mathcal{E}_i]_m$ и раскислитель $[\mathcal{E}_i]_r$ через шлаковую

ванну, подсыпается флюс $(\mathcal{E}_{in}O_m)_0$, происходит растворение в шлаке оксидных пленок с поверхности электрода $(\mathcal{E}_{in}O_m)_{ок}$ и футеровки $(\mathcal{E}_{in}O_m)_ф$. Когда накоплено необходимое количество металла, плавление электрода прекращается и начинается процесс разливки. В период разливки в плавильной емкости продолжается взаимодействие на границе металл–шлак.

Стадия разливки. Из плавильной емкости начинают разливать жидкие металл $[\mathcal{E}]_3$ и шлак $(\mathcal{E}_{in}O_m)_3$. Вначале выливается небольшая порция шлака, затем металл выливается в шлаковой оболочке. Химические реакции происходят на границе металл–шлак в струе.

Стадия кристаллизации. Жидкие металл $[\mathcal{E}]_4$ и шлак $(\mathcal{E}_{in}O_m)_4$ разливаются во вращающуюся форму. Порция шлака, вылившаяся в начале процесса разливки, за счет центробежных сил растекается по стенкам формы, остывает и образует шлаковую корочку, которая защищает от взаимодействия металла с формой. Затем разливается уже металл в шлаковой оболочке. За счет центробежных сил металл скапливается ближе к боковой поверхности формы, а в середине собирается шлак.

Материальный баланс, кг/с, для рассматриваемого элемента в металле можно описать на стадиях процесса следующим образом:

на стадии электрода ($j=1$)

$$\frac{G_{Me1}}{100} \frac{d[\mathcal{E}]_1}{d\tau} = \mathcal{G}_{Me1} \frac{[\mathcal{E}]_0}{100} - I_1 S_1 M_{\mathcal{E}} - \mathcal{G}_{Me1} \frac{[\mathcal{E}]_1}{100}; \quad (1)$$

на стадии ванны ($j=2$)

$$\frac{[\mathcal{E}]_2}{100} \frac{dG_{Me2}}{d\tau} + \frac{G_{Me2}}{100} \frac{d[\mathcal{E}]_2}{d\tau} = \mathcal{G}_{Me2} \frac{[\mathcal{E}]_1}{100} + \mathcal{G}_p \frac{[\mathcal{E}]_p}{100} + \mathcal{G}_m \frac{[\mathcal{E}]_m}{100} - I_2 S_2 M_{\mathcal{E}}, \quad (2)$$

где $[\mathcal{E}]_0, [\mathcal{E}]_j, [\mathcal{E}]_m, [\mathcal{E}]_p$ – массовое содержание i -го элемента в электроде, на стадии j , в модификаторе и раскислителе, мас.%; $\mathcal{G}_{Me1}, \mathcal{G}_{Me2}$ – скорости плавления электрода и накопления металла в тигле, кг/с; $\mathcal{G}_m, \mathcal{G}_p$ – скорости подсыпки модификатора и раскислителя, кг/с;

на стадии струи ($j=3$)

$$\frac{G_{Me3}}{100} \frac{d[\mathcal{E}]_3}{d\tau} = -I_3 S_3 M_{\mathcal{E}}; \quad (3)$$

на стадии кристаллизации ($j=4$)

$$\frac{[\mathcal{E}]_4}{100} \frac{dG_{Me4}}{d\tau} + \frac{G_{Me4}}{100} \frac{d[\mathcal{E}]_4}{d\tau} = -I_4 S_4 M_{\mathcal{E}} - \mathcal{G}_{Me4} \frac{[\mathcal{E}]_4}{100 \cdot \kappa} + \mathcal{G}_{Me4} \frac{[\mathcal{E}]_3}{100}, \quad (4)$$

где $\mathcal{G}_{Me4}, \mathcal{G}_{Me4\kappa}$ – скорости разливки и кристаллизации металла, кг/с.

Материальный баланс для рассматриваемого элемента в шлаке описывается следующими уравнениями:

на стадии ванны ($j=2$)

$$\frac{(\mathcal{E}_{in}O_m)_2}{100} \frac{dG_{шл2}}{d\tau} + \frac{G_{шл2}}{100} \frac{d(\mathcal{E}_{in}O_m)_2}{d\tau} = \mathcal{G}_ф \frac{(\mathcal{E}_{in}O_m)_0}{100} + I_1 S_1 M_{\mathcal{E}inO_m} + I_2 S_2 M_{\mathcal{E}inO_m} + \mathcal{G}_{рф} \frac{(\mathcal{E}_{in}O_m)_ф}{100} + \mathcal{G}_{эл}^{ок} \frac{(\mathcal{E}_{in}O_m)_{ок}}{100}, \quad (5)$$

где $(\mathcal{E}_{in}O_m)_0, (\mathcal{E}_{in}O_m)_2, (\mathcal{E}_{in}O_m)_ф$ – концентрация оксида i -го элемента в исходном флюсе, шлаковой ванне и футеровке, мас.%; $\mathcal{G}_ф, \mathcal{G}_{рф}, \mathcal{G}_{эл}^{ок}$ – скорости подсыпки флюса, растворения футеровки и оксидных пленок с электрода, кг/с; $(\mathcal{E}_{in}O_m)_{ок}$ – концентрация $\mathcal{E}_{in}O_m$ в оксидной пленке на электроде, мас.%;

на стадии струи ($j=3$)

$$\frac{(\mathcal{E}_{in}O_m)_3}{100} \frac{dG_{шл3}}{d\tau} = I_3 S_3 M_{\mathcal{E}inO_m}; \quad (6)$$

на стадии кристаллизации ($j=4$)

$$\frac{(\mathcal{E}_{in}O_m)_4}{100} \frac{dG_{шл4}}{d\tau} + \frac{G_{шл4}}{100} \frac{d(\mathcal{E}_{in}O_m)_4}{d\tau} = \mathcal{G}_{шл4} \frac{(\mathcal{E}_{in}O_m)_3}{100} + I_4 S_4 M_{\mathcal{E}inO_m} - \mathcal{G}_{шл4\kappa} \frac{(\mathcal{E}_{in}O_m)_4}{100 \cdot \kappa}, \quad (7)$$

где $(\mathcal{E}_{in}O_m)_3, (\mathcal{E}_{in}O_m)_4$ – концентрация оксида i -го элемента на стадиях струи и кристаллизации, мас.%; $\mathcal{G}_{шл4\kappa}, \mathcal{G}_{шл4}$ – скорости кристаллизации и разливки шлака, кг/с.

Из уравнения (1), пренебрегая нестационарностью [4, 5] (левая часть уравнения), находим уравнение для расчета концентрации элемента на стадии электрода:

$$[\mathcal{E}]_1 = [\mathcal{E}]_0 - \frac{I_1 S_1 M_{\mathcal{E}} \cdot 100}{\mathcal{G}_{Me1}}. \quad (8)$$

Для определения концентрации $[Э_i]$ любого элемента в металлической ванне и оксида $(Э_{in}O_m)$ в шлаковой ванне разобьем время процесса τ на достаточно малые отрезки времени $\Delta\tau$, в течение которых скорости химических реакций можно считать постоянными. Тогда для промежутка времени от $k\Delta\tau$ до $(k+1)\Delta\tau$ изменения концентрации элементов в металле и их оксидов в шлаке после преобразований уравнений (2), (5) соответственно равны:

$$[Э_i]_2^{k+1} = [Э_i]_2^k \frac{G_{Me2}^k}{G_{Me2}^{k+1}} + (\vartheta_{Me1}[Э_i]_1 + \vartheta_m[Э_i]_m + \vartheta_p[Э_i]_p - I_2 S_2 M_{Э_i} \cdot 100) \frac{\Delta\tau}{G_{Me2}^{k+1}}, \quad (9)$$

$$\begin{aligned} (Э_{in}O_m)_2^{k+1} &= (Э_{in}O_m)_2^k \frac{G_{шл2}^k}{G_{шл2}^{k+1}} + \{ (Э_{in}O_m)_0 \vartheta_{шл1} + I_1 S_1 M_{Э_{in}O_m} \cdot 100 + \\ &+ I_2 S_2 M_{Э_{in}O_m} \cdot 100 + \vartheta_{рф}(Э_{in}O_m)_ф + \vartheta_{эл}^{ок}(Э_{in}O_m)_{ок} \} \frac{\Delta\tau}{G_{шл2}^{k+1}} + \Delta(Э_{in}O_m)_k^{k+1}, \end{aligned} \quad (10)$$

где $\Delta(Э_{in}O_m)_k$ – поступление оксида i -го элемента в шлак при взаимодействии капель раскислителя (модификатора) со шлаком, мас. %.

Для расчета изменения концентрации элемента в металле и его оксида в шлаке на стадиях струи и кристаллизации отливки используем аналогичный подход. Из уравнений (3), (4), (6), (7) для промежутка времени от $k\Delta\tau$ до $(k+1)\Delta\tau$ находим:

на стадии струи

$$[Э_i]_3^{k+1} = [Э_i]_3^k - \frac{I_3 M_{Э_i} \cdot 400 \Delta\tau}{d \rho_{Me}}, \quad (11)$$

$$(Э_{in}O_m)_3^{k+1} = (Э_{in}O_m)_3^k + \frac{I_3 M_{Э_{in}O_m} \cdot 400 d \Delta\tau}{(d_1^2 - d^2) \rho_{шл}}, \quad (12)$$

на стадии кристаллизации

$$[Э_i]_4^{k+1} = [Э_i]_4^k \left\{ 1 - \left(\vartheta_{Me4} - \vartheta_{Мекр} + \frac{\vartheta_{Мекр}}{N} \right) \frac{\Delta\tau}{G_{Me4}^{k+1}} \right\} + \frac{\vartheta_{Me4}[Э_i]_3 - I_4 S_4 M_{Э_i} \cdot 100}{G_{Me4}^{k+1}} \Delta\tau, \quad (13)$$

$$(Э_{in}O_m)_4^{k+1} = (Э_{in}O_m)_4^k \left\{ 1 - \left(\vartheta_{шлкр} - \vartheta_{шл4} - \vartheta_{шлкр} \frac{1}{N} \right) \frac{\Delta\tau}{G_{шл4}^{k+1}} \right\} + \frac{\vartheta_{шл4}(Э_{in}O_m)_3 + I_4 S_4 M_{Э_{in}O_m} \cdot 100}{G_{шл4}^{k+1}} \Delta\tau. \quad (14)$$

Расчет состава металла и шлака производится последовательно для каждой из стадий.

Для нахождения скоростей реакций использовали ранее разработанный метод кинетического анализа одновременно протекающих реакций [6]. Взаимодействие металла со шлаком описывали реакциями с общим реагентом FeO.

В результате химических реакций, взаимодействия с футеровкой тигля и других факторов масса шлаковой ванны изменяется, что можно учесть с помощью выражения

$$G_{шл}^{k+1} = G_{шл}^k + \sum_{i=1}^i \sum_{j=1}^2 I_j^k \left(M_{Э_i} - \frac{m}{n} M_{Fe} \right) S_j \Delta\tau + \vartheta_{эл}^{ок} S_{ок} \rho_{ок} \Delta\tau + \vartheta_{подс} \Delta\tau - \vartheta_2 \Delta\tau. \quad (15)$$

В нашем случае шлак образует и защитный гарнисаж на охлаждаемой медной обечайке. За основу шлакового гарнисажа был взят флюс следующего химического состава, %: Al_2O_3 – 23,1; MgO – 21,8; CaF_2 – 55,0; P – 0,004; S – 0,004; FeO – 0,04. В него добавляли различное содержание оксида магния.

Расчеты проводили на примере стали Р6М5, состав которой приведен в таблице. Масса электрода составляла 10 кг, шлака – 6 кг. По ходу плавления электрода в ванну вводили модификатор и раскислитель. Составы модификатора и раскислителя даны в таблице, коэффициенты ликвации, учитывая высокие скорости кристаллизации фаз, приняты равными единице [7].

Химический состав стали Р6М5, модификатора и раскислителя, мас. %

Элемент	Fe	C	Si	Mn	Cr	V	Zr	Al	P	S	O	Ca
Сталь Р6М5	92,00	0,85	0,40	0,45	3,90	2,00	-	-	0,030	0,030	0,005	-
Модификатор	96,40	-	1,50	-	-	-	2,00	-	0,005	0,005	-	-
Раскислитель	5,00	0,10	63,80	-	-	-	-	1,00	0,005	0,005	-	30,00

Остальные данные для расчета приведены ниже.

Толщина гарнисажа, м	$5 \cdot 10^{-3}$
Время плавления электрода, с	1246
Время разливки, с	90
Диаметр струи жидкого металла, м	$2,7 \cdot 10^{-2}$
Внешний диаметр струи жидкого шлака, м	$3,3 \cdot 10^{-2}$
Температура металла на торце электрода, К	1820
Температура капли модификатора, раскислителя, в ванне, струе, К	1860
Температура при кристаллизации, К	1810

Расчеты проводили с использованием рекомендаций авторов [7, 8]. Предложенная математическая модель позволила учесть основные факторы, влияющие как на качество получаемой отливки, так и сохранения футеровки плавильной емкости.

Анализ деформаций плавильной емкости, отливки и формы выполняли с помощью программного продукта ANSYS. Исходными данными для расчета служили следующие свойства материала: коэффициент теплопроводности — 50 Вт/(м·К), коэффициент линейного расширения — $0,00001332$ град $^{-1}$, теплоемкость — 898 Дж/(м 3 ·К). Задавали граничные условия для модели: начальная температура, температура окружающей среды и коэффициент теплоотдачи с поверхности.

Расчеты показали величину деформаций гарнисажа плавильной емкости и отливки в форме при остывании и кристаллизации металла и шлака. По результатам экспериментов был установлен оптимальный химический состав шлакового гарнисажа с точки зрения более лучших теплоизоляционных свойств с сохранением своих физико-химических функций. Хорошая сходимость результатов расчета и экспериментальных данных позволила рекомендовать данный технологический процесс для широкого использования на практике.

Обозначения

- S_j — площадь реакционной поверхности на стадии j , м 2 ;
 τ — время процесса, с;
 I_j — скорость перехода элемента в шлак на стадии j , т.е. скорость химической реакции, моль·Э $_i$ / (м 2 ·с);
 $M_{Э_i}$ — атомная масса i -го элемента, кг/моль;
 G_{Me2} , G_{Me4} — масса металла в тигле и форме, кг;
 K — коэффициент ликвации;
 $M_{ЭinOm}$ — молекулярная масса оксида Э $_in$ О $_m$, кг/моль;
 $G_{шл2}$, $G_{шл3}$, $G_{шл4}$ — масса шлака на различных стадиях, кг;
 d, d_1 — внешние диаметры струи жидких металла и шлака, м;
 ρ_{Me} , $\rho_{шл}$ — плотности жидких металла и шлака, кг/м 3 .

Литература

1. Медовар Б.И., Цыкуленко А.К., Шевцов В.Л. и др. Металлургия электрошлакового переплава. Киев: Наукова думка, 1986.
2. Шевцов В.Л., Мартын В.М. и др. Электрошлаковая тигельная плавка и разливка металла/Под ред. Б.Е. Патона, Б.И. Медовара. Киев: Наукова думка, 1988.
3. Ключев М.М., Каблуковский А.Ф. Металлургия электрошлакового переплава. М.: Металлургия, 1980.
4. Бороненков В.Н., Шанчуров С.М. Кинетика взаимодействия многокомпонентного металла со шлаком в диффузионном режиме // Автомат. сварка. 1985. № 6. С. 22–27.
5. Шанчуров С.М., Заломов Н.И., Бороненков В.Н. Математическая модель прогноза состава слитков электрошлакового переплава // Проблемы спец. электрометаллургии. 1991. № 1. С. 26–33.
6. Бороненков В.Н., Шанчуров С.М., Зиниград М.И. Кинетика взаимодействия многокомпонентного металла со шлаком в диффузионном режиме // Изв. АН СССР. Металлы. 1979. № 6. С. 21–27.
7. Баландин Г.Ф. Основы теории формирования отливки. М.: Машиностроение, 1979. Ч. 11.
8. Шмайдук Г., Этерс Ф. Влияние технологических параметров плавки на износ огнеупорной футеровки дуговой сталеплавильной печи // Черные металлы. 1980. №20. С. 17–22.