

ИНТЕНСИВНОСТЬ ПРОТЕКАНИЯ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ РЕАКЦИЙ В ПРОЦЕССАХ СПЕЦИАЛЬНОЙ ЭЛЕКТРОМЕТАЛЛУРГИИ

Г.М. Григоренко, Р.В. Козин

ИЭС им. Е.О. Патона НАН Украины.

03150, г. Киев, ул. Казимира Малевича, 11. E-mail: office@paton.kiev.ua

Для всех способов специальной электрометаллургии (вакуумно-дугового, электрошлакового, электронно-лучевого, плазменно-дугового переплава) общим является наличие расходуемой заготовки, жидкой пленки на ее торце, капель, которыми металл переносится в ванну, жидкой ванны и формирующегося слитка. В статье сделана попытка обобщить и уточнить имеющиеся данные, полученные ранее, о рафинировании на каждом из этапов существования жидкого металла (пленка, капля, ванна). Приведены результаты расчетов степени рафинирования для различных скоростей плавления, размера капель, геометрии электрода и дана аналитическая оценка о влиянии каждого из этапов на эффективность рафинирования. Библиогр. 7, табл. 2, рис. 3.

Ключевые слова: рафинирование; электрод; кристаллизатор; слиток; этапы; пленка; капля; ванна

Развитие авиационной и ракетной техники, газотурбиностроения, атомной энергетики, судостроения, химического машиностроения, приборостроения и радиоэлектроники потребовало значительного увеличения объемов производства легированных сталей и специальных сплавов с повышенным уровнем служебных свойств и разработки новых металлических материалов, работающих в разнообразных условиях. Это привело к созданию новой отрасли — специальной электрометаллургии (СЭМ), в основе которой лежит процесс рафинирования металла от вредных примесей и формирования слитка путем переплава заготовки. Процессы СЭМ отличаются один от другого тем, что в каждом из них при переплаве используются различные рафинирующие средства. При электрошлаковом (ЭШП) — расплавленный синтетический шлак, вакуумно-дуговом и электронно-лучевом (ВДП, ЭЛП) — вакуум, плазменно-дуговом (ПДП) — нейтральный или активный газ [1].

Для всех видов рафинирующих переплавок имеет место наличие расходуемой заготовки, жидкой пленки на торце заготовки, капель, которыми металл переносится в ванну, жидкой ванны и формирующегося слитка.

Цель данной статьи — обобщить, уточнить и сравнить имеющиеся данные, полученные авторами [1–4, 7], о рафинировании на каждом из этапов существования жидкого металла (пленка, капля, ванна), а также провести расчеты степени рафинирования для различных скоростей плавления, размера капель, геометрии электрода и сделать аналитическую оценку влияния каждого этапа на эффективность рафинирования.

Для управления процессами дегазации необходимо иметь информацию об интенсивности протекания этих процессов на разных этапах переплава. Как было сказано выше, общим для всех переплавных процессов является взаимодействие металла с окружающей средой в пленке на торце электрода, в капле жидкого металла и металлической ванне.

Вследствие молекулярной диффузии газы удаляются из жидкого металла при условии, что их концентрация в металле больше равновесной с газовой фазой.

Наибольший интерес представляют реакции, связанные с удалением растворимых в сплаве вредных примесей, газов и цветных металлов. Это типичные гетерогенные реакции, протекающие на границе газ–шлак–металл. В реакциях такого типа всегда можно выделить три основные стадии: транспорт газа к поверхности реагирования, собственно реакция дегазации и отвод продуктов взаимодействия от границы раздела металла и газовой фазы или металла [2]. Самая медленная стадия или лимитирующее звено и определяет скорость протекания всего процесса в целом. Принято считать, что в обменных реакциях между металлическим расплавом и газом самой медленной стадией является диффузионный перенос газа в не перемешиваемом поверхностном слое, который описывается уравнением:

$$Q = \beta S(C - C_p), \quad (1)$$

где Q — количество примесей, переносимых в единицу времени; S — площадь поверхности реагирования; C — концентрация примеси в металле; C_p — равновесная концентрация газа для данных условий; β — коэффициент массопереноса (для металлических расплавов порядка 10^{-2} см/с).

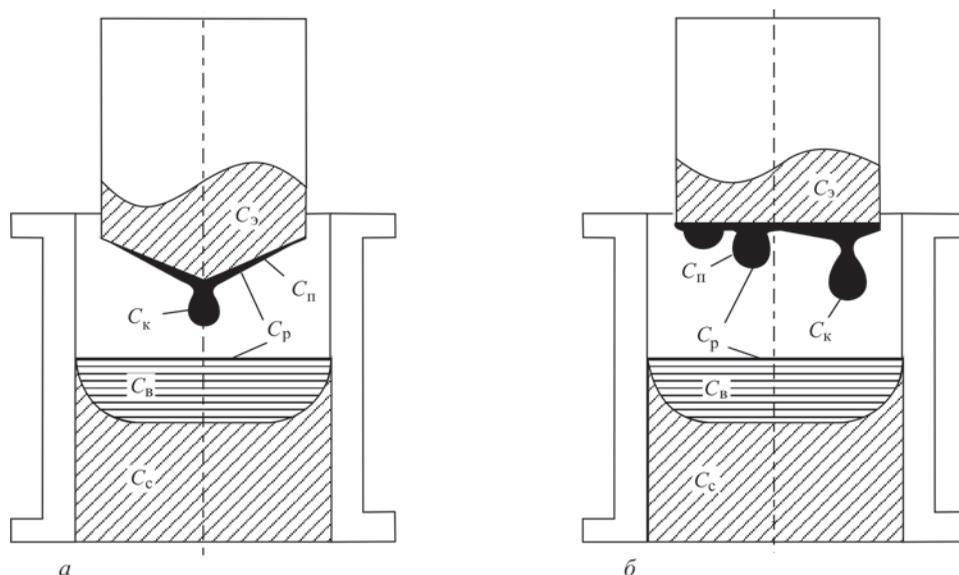


Рис. 1. Схема капельного переноса жидкого металла с торца заготовки в металлическую ванну: а — конусный торец электрода, характерный для ЭШП и ЭЛП; б — плоский — для ПДП и ВДП; C_3 — концентрация газа в металле электрода; $C_{п}$ — концентрация газа в пленке жидкого металла на торце заготовки; $C_к$ — концентрация газа в металле капли; $C_в$ — концентрация газа в металле ванны; $C_р$ — равновесная концентрация с газовой фазой для данных условий

Диффузионный поток зависит от теплофизических свойств расплава и площади поверхности реагирования. Рассмотрим три этапа взаимодействия жидкого металла с газом: в пленке на торце переплавляемой заготовки (1-ый этап); в каплях (2-ой этап); в металлической ванне (3-ий этап). Жидкий металл разогревается дугой или другим концентрированным источником энергии уже находясь в пленке и в дальнейшем, вплоть до попадания в металлическую ванну, его температура изменяется незначительно. Поэтому принимаем, что на всех стадиях взаимодействия температурные условия гетерогенных реакций одинаковы. Таким образом, различия в результатах на разных этапах взаимодействия будут обусловлены, в основном, разными значениями площадей поверхности реагирования, пренебрегая потерями на испарение. Объем жидкого металла в единицу времени, находящийся в виде пленки на торце электрода, каплях и в металлической ванне, практически одинаков. Другими словами, в стационарном режиме сколько металла приходит в виде каплей, столько же кристаллизуется в слиток.

Размер капель на электродах большого диаметра определяется в основном поверхностным натяжением. По разным данным и в различных средах при переплавных процессах размер капель составляет 5,4...10,0 мм [6, 7].

Рассмотрим схему капельного переноса жидкого металла с торца расходуемой заготовки в ванну (рис. 1).

Следует заметить, что при ПДП и ЭЛП используются короткие кристаллизаторы и слитки из них вытягиваются в процессе переплава.

1-ый этап. Пленка на торце электрода. При плавлении электрода площадью поперечного сечения S_3 с концентрацией газовой примеси C_3 за единицу времени в пленку попадает количество примеси Q_1 . Часть этой примеси Q_2 удаляется из пленки при взаимодействии с газовой фазой, а другая часть Q_3 уходит с каплями. Таким образом, баланс примеси на первом этапе следующий: $Q_1 = Q_2 + Q_3$. Расписав это выражение получим:

$$v_{пл} S_3 C_3 = v_{пл} S_3 C_{п} + \beta C_{п} (C_{п} - C_р), \quad (2)$$

где $v_{пл}$ — линейная скорость плавления электрода; $S_{п}$ — площадь контакта пленки металла с газовой фазой; $C_{п}$ — концентрация примеси в пленке; $C_р$ — равновесная концентрация с газовой фазой.

Приведем уравнение (2) к удобному для использования виду:

$$\frac{C_3 - C_р}{C_{п} - C_р} = 1 + \frac{\beta S_{п}}{v_{пл} S_3}. \quad (3)$$

Эта зависимость определяет характер взаимодействия жидкого металла с газовой фазой на первом этапе. Чем выше коэффициент массопередачи, меньше скорость плавления электрода и больше площадь оплавленного торца электрода отличается от плоской, тем большее количество газовой примеси удаляется в газовую фазу.

2-ой этап. Капля. В капли из пленки в единицу времени переходит с металлом количество примеси Q_3 , а уходит в газовую фазу в результате рафинирования часть примеси Q_4 и в металлическую ванну с каплями Q_5 . Баланс примеси на втором этапе $Q_3 = Q_4 + Q_5$, тогда

$$v_{\text{пл}} S_{\text{э}} C_{\text{п}} = v_{\text{пл}} S_{\text{э}} C_{\text{к}} + \beta S_{\text{к}} (C_{\text{к}} - C_{\text{п}}), \quad (4)$$

где $C_{\text{к}}$ — концентрация примеси в металле капель; $S_{\text{к}}$ — площадь поверхности капель.

После соответствующих преобразований получаем уравнение

$$\frac{C_{\text{п}} - C_{\text{п}}}{C_{\text{к}} - C_{\text{п}}} = 1 + \frac{\beta S_{\text{к}}}{v_{\text{пл}} S_{\text{э}}}, \quad (5)$$

которое подобно зависимости (3) для первого этапа.

Особенность второго этапа состоит в том, что степень рафинирования металла можно регулировать путем изменения поверхности, изменяя размер капель.

Поэтому в расчетах рассматриваются два размера капель — 5,4 и 10 мм [5, 6].

3-й этап. Ванна. На поверхность металлической ванны с каплями приходит количество газовой примеси Q_5 , в слиток попадает количество примеси Q_6 , равное количеству примеси на жидкотвердой границе в ванне, а переходит в газовую фазу при рафинировании часть примеси Q_7 . В этом случае баланс примеси $Q_5 = Q_6 + Q_7$, а уравнение имеет вид:

$$v_{\text{пл}} S_{\text{э}} C_{\text{к}} = v_{\text{пл}} S_{\text{э}} C_{\text{в}} + \beta S_{\text{в}} (C_{\text{в}} - C_{\text{п}}), \quad (6)$$

где $S_{\text{в}}$ — площадь поверхности металлической ванны.

После преобразования получаем равенство

$$\frac{C_{\text{к}} - C_{\text{п}}}{C_{\text{в}} - C_{\text{п}}} = 1 + \frac{\beta S_{\text{в}}}{v_{\text{пл}} S_{\text{э}}}. \quad (7)$$

Как видно, уравнение (7) идентично уравнениям первых двух стадий.

Рассмотрев все три стадии совместно, получаем общее уравнение процесса рафинирования

$$\frac{(C_{\text{э}} - C_{\text{п}})}{(C_{\text{в}} - C_{\text{п}})} = \left(1 + \frac{\beta S_{\text{п}}}{v_{\text{пл}} S_{\text{э}}}\right) \left(1 + \frac{\beta S_{\text{к}}}{v_{\text{пл}} S_{\text{э}}}\right) \left(1 + \frac{\beta S_{\text{в}}}{v_{\text{пл}} S_{\text{э}}}\right). \quad (8)$$

Согласно уравнению (8) для достижения наиболее полного рафинирования металла необходимо обеспечить высокий коэффициент массопередачи, низкую скорость плавления электрода и более развитые поверхности пленки, капли и ванны [3, 4].

Для более глубокой оценки этапов рафинирования упростим выражение (8), введя значение $W_{\text{об}}$ (объемная скорость переплава), которое равно отношению $v_{\text{пл}} S_{\text{э}}$.

Тогда массовая скорость переплава $W_{\text{мас}} = W_{\text{об}} \gamma$, где γ — плотность металла, который подвергается переплаву.

Учитывая, что площадь зеркала металлической ванны равна площади поперечного сечения слитка [$S_{\text{в}} = S_{\text{с}}$] уравнение (8) принимает следующий вид:

$$\frac{(C_{\text{э}} - C_{\text{п}})}{(C_{\text{в}} - C_{\text{п}})} = \left(1 + \frac{\beta S_{\text{п}} \gamma}{W_{\text{мас}}}\right) \left(1 + \frac{\beta S_{\text{к}} \gamma}{W_{\text{мас}}}\right) \left(1 + \frac{\beta S_{\text{с}} \gamma}{W_{\text{мас}}}\right). \quad (9)$$

Учитывая, что парциальное давление примеси в газовой фазе (вакууме или инертном газе) мало, принимаем $C_{\text{п}} = 0$.

Заменив $C_{\text{в}}$ на $C_{\text{с}}$ получаем уравнение следующего вида:

$$\frac{(C_{\text{э}})}{(C_{\text{с}})} = \left(1 + \frac{\beta S_{\text{п}} \gamma}{W_{\text{мас}}}\right) \left(1 + \frac{\beta S_{\text{к}} \gamma}{W_{\text{мас}}}\right) \left(1 + \frac{\beta S_{\text{с}} \gamma}{W_{\text{мас}}}\right). \quad (10)$$

Для сравнения эффективности рафинирования жидкого металла на различных этапах проведены расчеты, в которых использовали следующие исходные данные:

диаметр электрода, мм	300
диаметр кристаллизатора, мм	400
высота конуса электрода на торце электрода, мм	150
скорость плавления электрода, мм/мин	от 1 до 20
диаметр капель, мм [5] и [6]	соответственно 10,0 и 5,4
коэффициент массопередачи, см/с	$\beta = 10^{-2}$
концентрация примесей в электроде $C_{\text{э}}$, %	0,1

В табл. 1 приведены результаты расчетов степени рафинирования расплава на каждом его этапе в зависимости от геометрии торца электрода, характерного для разных способов переплава (плоский торец, конус) и скорости переплава.

На рис. 2 построены зависимости степени рафинирования жидкого металла по этапам рафинирования (пленка, ванна) от скорости переплава.

Степень рафинирования на каждом этапе существования жидкого металла определяли по формуле:

$$\frac{(C_{m-1} - C_m)}{C_{\text{э}}} \cdot 100\%, \quad (11)$$

где C_{m-1} соответствует $C_{\text{э}}$, $C_{\text{п}}$, $C_{\text{к}}$; C_m — $C_{\text{п}}$, $C_{\text{к}}$, $C_{\text{в}}$.

Из табл. 1 и рис. 2 видно, что при скоростях переплава до 12 мм/мин наиболее существенную роль в рафинировании играют пленка на торце электрода и ванна.

Степень рафинирования на этапе ванны жидкого металла с ростом скорости переплава до 9...10 мм/мин повышается, затем она практически остается неизменной.

При выбранных скоростях переплава степень рафинирования в капле незначительна как для размера капли 5,4, так и для 10,0 мм и ее значения

Таблица 1. Степень рафинирования жидкого металла на этапах переплава в зависимости от геометрии торца электрода, %

Скорость переплава, мм/мин	В пленке	В капле, мм		В ванне при размере капель, мм		Общая
		5,4	10,0	5,4	10,0	
	<i>Плоский торец электрода</i>					
1	91,429	0,0661	0,223	7,776	7,633	99,2710
2	84,211	0,0612	0,208	13,245	13,121	97,5166
3	78,049	0,0568	0,193	17,088	16,982	95,1939
4	72,727	0,0529	0,181	19,796	19,703	92,5764
5	68,085	0,0496	0,169	21,696	21,614	89,8302
6	64,000	0,0466	0,159	23,010	22,938	87,0568
7	60,377	0,0440	0,150	23,897	23,832	84,3179
8	57,143	0,0416	0,142	24,466	24,408	81,6505
9	54,237	0,0395	0,135	24,799	24,747	79,0758
10	51,613	0,0376	0,129	24,955	24,908	76,6051
11	49,231	0,0359	0,123	24,976	24,934	74,2431
12	47,059	0,0343	0,117	24,897	24,858	71,9905
<i>Конусный торец электрода</i>						
1	89,457	0,0813	0,274	9,565	9,389	99,1033
2	80,926	0,0739	0,251	16,000	15,851	96,9999
3	73,880	0,0675	0,230	20,334	20,207	94,2811
4	67,962	0,0622	0,212	23,255	23,146	91,2794
5	62,923	0,0576	0,197	25,205	25,110	88,1851
6	58,579	0,0536	0,183	26,475	26,392	85,1076
7	54,796	0,0502	0,172	27,263	27,190	82,1088
8	51,472	0,0471	0,161	27,703	27,638	79,2224
9	48,528	0,0444	0,152	27,893	27,834	76,4654
10	45,903	0,0420	0,144	27,899	27,847	73,8443
11	43,547	0,0399	0,137	27,773	27,725	71,3596
12	41,421	0,0379	0,130	27,549	27,505	69,0079

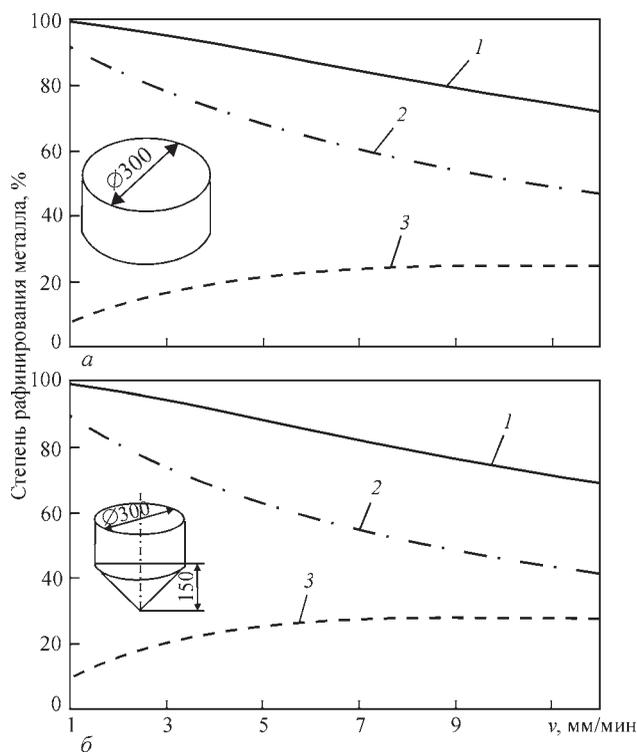


Рис. 2. Зависимость степени рафинирования жидкого металла (1 — общая; 2 — в пленке на торце электрода; 3 — в ванне жидкого металла) от скорости переплава при плоском (а) и конусном (б) торце электрода

практически совпадают как для варианта с плоским торцом электрода, так и с конусным (табл. 1).

С ростом скорости переплава снижается и общая степень рафинирования, это объясняется тем, что существенно сокращается время пребывания металла в жидком состоянии на всех этапах.

Полученные уравнения можно использовать при оценке степени рафинирования металла при ВДП, ЭЛП и ПДП не только от газов, но и при оценке десульфурации при электрошлаковом или дугошлаковом (ДШП) переплавах путем удаления серы в шлаковую фазу.

Также можно оценить интенсивность азотирования металла из газовой фазы на разных этапах при ПДП или ДШП. В этом случае зависимость будет иметь вид:

$$\frac{(C_p - C_{\text{э}})}{(C_p - C_c)} = \left(1 + \frac{\beta S_{\text{п}}}{v_{\text{пл}} S_{\text{э}}}\right) \left(1 + \frac{\beta S_{\text{к}}}{v_{\text{пл}} S_{\text{э}}}\right) \left(1 + \frac{\beta S_{\text{в}}}{v_{\text{пл}} S_{\text{э}}}\right). \quad (12)$$

Применяя уравнение (12) произведены расчеты насыщения металла азотом на разных этапах переплава. Эти данные приведены в табл. 2.

При расчетах использовали те же исходные данные, что и при расчете эффективности ра-

Таблица 2. Степень насыщения металла азотом на этапах переплава, %

Скорость переплава, мм/мин	В пленке	В капле, мм		В ванне при размере капель, мм		Общая
		5,4	10,0	5,4	10,0	
1	93,4286	0,051	0,171	5,962	5,852	99,4411
2	87,8947	0,047	0,159	10,154	10,060	98,0960
3	83,1707	0,044	0,148	13,101	13,019	96,3153
4	79,0909	0,041	0,138	15,177	15,106	94,3086
5	75,5319	0,038	0,130	16,633	16,571	92,2032
6	72,4000	0,036	0,122	17,641	17,586	90,0769
7	69,6226	0,034	0,115	18,321	18,271	87,9770
8	67,1429	0,032	0,109	18,757	18,713	85,9320
9	64,9153	0,030	0,104	19,013	18,973	83,9581
10	62,9032	0,029	0,099	19,132	19,096	82,0639
11	61,0769	0,027	0,094	19,149	19,116	80,2530
12	59,4118	0,026	0,090	19,088	19,058	78,5260

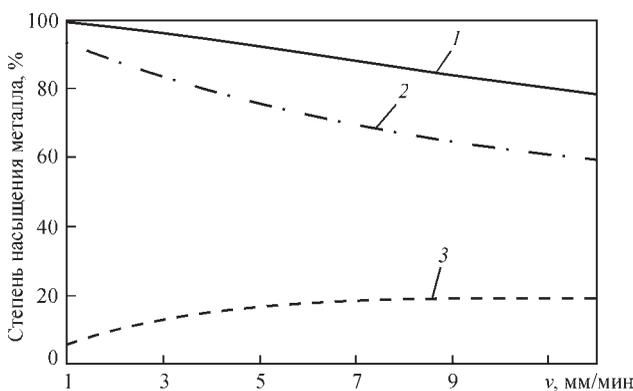


Рис. 3. Зависимость степени насыщения металла (1 — общая; 2 — в пленке; 3 — в ванне) азотом от скорости переплава

финирования, но исходное содержание азота в электроде из стали X15Г17 составляло 0,07 %.

Равновесное содержание азота рассчитывали по методике, предложенной в работе [1]. Для стали X15Г17 при температуре 2073 К и давлении 1 атм. $C_p = 0,3$ %.

В случае с плоским торцом электрода, характерного для ДШП и ПДП, с ростом скорости переплава снижается общая степень насыщения (рис. 3). Это объясняется тем, что существенно сокращается время пребывания металла в жидком состоянии на всех этапах.

Степень насыщения на этапе ванны жидкого металла с ростом скорости переплава до 9...10 мм/мин повышается, а затем она практически остается неизменной.

Выводы

1. Наибольший эффект рафинирования достигается в жидкой пленке на торце электрода.
2. Заметную роль в рафинировании металла играет также ванна жидкого металла.
3. Геометрия электрода (конус или плоский торец) незначительно влияют на степень рафинирования.

4. Наименьшую роль в рассмотренных этапах рафинирования металла играют капли и их размер.

5. Подобный способ может быть использован в расчетах по удалению примесей не только газообразных, но и таких вредных, как сера.

6. Представленная методика может быть использована для расчетов легирования металла азотом из газовой фазы.

Список литературы

1. Григоренко Г.М., Помарин Ю.М. (1989) *Водород и азот в металлах при плазменной плавке*. Киев, Наукова думка.
2. Григоренко Г.М., Лакомский В.В., Помарин Ю.М. (1988) О месте протекания физико-химических процессов при ЭШП. *Проблемы специальной электрометаллургии*, 2, 70–75.
3. Григоренко Г.М., Медовар Б.И., Помарин Ю.М. (1991) Математическая модель поведения азота в металле при электрошлаковых процессах под давлением. *Там же*, 1, 3–7.
4. Григоренко Г.М., Медовар Б.И., Лакомский В.В. и др. (1992) Математическая модель поглощения азота при переплавных процессах. *Тез. докл. 2-ой Всесоюзной конференции по высокоазотистым сталям, 21–23 апреля 1992 г., г. Киев*. Киев, с. 23.
5. Патон Б.Е., Тихоновский А.Л. (1974) Классификация и основы математического описания металлургических процессов рафинирования жидкого металла. *Рафинирующие переплавы*. Киев, Наукова думка.
6. Медовар Б.И., Цикуленко А.К., Шевцов В.Л. и др. (1986) *Металлургия электрошлакового процесса*. Киев, Наукова думка.
7. Ключев М.А. Каблуковский А.Ф. (1969) *Металлургия электрошлакового переплава*. Москва, Металлургия.

References

1. Grigorenko, G.M., Pomarin, Yu.M. (1989) *Hydrogen and nitrogen in metals during plasma melting*. Kiev, Naukova Dumka [in Russian].
2. Grigorenko, G.M., Lakomsky, V.V., Pomarin, Yu.M. (1988) Area of running of physical and chemical processes in ESR. *Problemy Spets. Elektrometallurgii*, 2, 70–75 [in Russian].
3. Grigorenko, G.M., Medovar, B.I., Pomarin, Yu.M. (1991) Mathematical model of nitrogen behavior during electroslag processes under pressure. *Ibid.*, 1, 3–7 [in Russian].

4. Grigorenko, G.M., Medovar, B.I., Lakomsky, V.V. et al. (1992) Mathematical model of nitrogen absorption in remelting processes. In: *Abstr. of Papers of 2nd All-Union Conf. on High-Nitrogen Steels (Kiev, Ukraine, 21–23 April 1992)*. Kiev, 23 [in Russian].
5. Paton, B.E., Tikhonovsky, A.L. (1974) Classification and bases of mathematical description of metallurgical processes of liquid metal refining. In: *Refining remelting*. Kiev, Naukova Dumka [in Russian].
6. Medovar, B.I., Tsykulenko, A.K., Shevtsov, V.L. et al. (1986) *Metallurgy of electroslag process*. Kiev, Naukova Dumka [in Russian].
7. Klyuev, M.A., Kablukovsky, A.F. (1969) *Metallurgy of electroslag remelting*. Moscow, Metallurgiya [in Russian].

ІНТЕНСИВНІСТЬ ПЕРЕБІГУ ФІЗИКО-ХІМІЧНИХ РЕАКЦІЙ У ПРОЦЕСАХ СПЕЦІАЛЬНОЇ ЕЛЕКТРОМЕТАЛУРГІЇ

Г.М. Григоренко, Р.В. Козин

ІЕЗ ім. Є.О. Патона НАН України.

03150, м. Київ, вул. Казимира Малевича, 11. E-mail: office@paton.kiev.ua

Для всіх способів спеціальної електрометалургії (вакуумно-дугового, електрошлакового, електронно-променевого, плазмово-дугового переплавів) загальним є наявність заготовки, що витрачається, рідкої плівки на її торці, крапель, якими метал переноситься в ванну, рідкої ванни й зливка, що формується. У статті зроблена спроба узагальнити і уточнити наявні дані, отримані раніше, про рафінування на кожному з етапів існування рідкого металу (плівка, крапля, ванна). Наведено результати розрахунків ступеня рафінування для різних швидкостей плавлення, розміру крапель, геометрії електрода і зроблена аналітична оцінка щодо впливу кожного з етапів на ефективність рафінування. Бібліогр. 7, табл. 2, рис. 3.

Ключові слова: рафінування; електрод; кристалізатор; зливка; етапи; плівка; крапля; ванна

INTENSITY OF RUNNING OF PHYSICO-CHEMICAL REACTIONS IN SPECIAL ELECTROMETALLURGY PROCESSES

G.M. Grigorenko, R.V. Kozin

E.O. Paton Electric Welding Institute of the NAS of Ukraine.

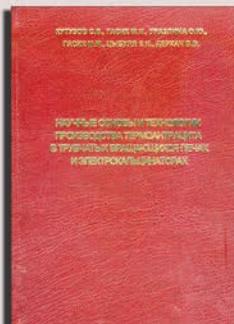
11 Kazimir Malevich Str., 03150, Kyiv, Ukraine. E-mail: office@paton.kiev.ua

The common elements of all the special electrometallurgy processes (vacuum arc, electroslag, electron beam, plasma-arc remelting) include a consumable billet, liquid film at its end face, drops with which the metal is transferred into the pool, the liquid pool and forming ingot. In the paper an attempt is made to generalize and clarify the earlier obtained data, on refining at each of the stages of liquid metal existence (film, drop, pool). Results of calculation of the degree of refining for different melting rates, drop size, and electrode geometry, and analytical assessment of the influence of each of the stages on refining effectiveness are given. Ref. 7, Tabl. 2, Fig. 3.

Key words: refining; electrode; mould; ingot; stages; film; drop; pool

Поступила в редакцію 08.05.2019

НОВАЯ КНИГА



Научные основы и технологии производства термоантрацита в трубчатых вращающихся печах и электрокальцинаторах: С.В. Кутузов, М.И. Гасик, О.Ю. Уразлина, М.М. Гасик, Е.И. Цыбуля, В.В. Деркач. — Днепр: ЧМП «Экономика», 2018. — 408 с.

Изложены основные структурные параметры и качественные характеристики регионально-метаморфизированных антрацитов Донбасса для получения термоантрацита как наполнителя углеродной продукции широкого функционального применения. Проанализированы процессы пиролиза летучих продуктов при прокаливании антрацита, обобщены экспериментальные данные моделирования состава газовой фазы, а также результаты комплексного компьютерного моделирования зависимости влияния размеров кристаллов и теплопроводности термоантрацита от температуры. Рассмотрены конструкции трубчатых вращающихся печей и электрокальцинаторов. Изложены результаты моделирования температурно-временных параметров и физико-химических процессов прокаливания антрацита в трубчатой вращающейся печи, механизм эрозии футеровки и мероприятия по повышению ее стойкости. Приведены материалы комплексного компьютерного моделирования процесса и технологических параметров получения термоантрацита в электрокальцинаторах: электрического и теплового баланса электрокальцинатора, окислительно-восстановительных реакций, граничных условий и допущений для модели получения термоантрацита, моделирования термикинетики в шахте электрокальцинатора. Проанализированы данные экспериментальных исследований распределения подводимой в электрокальцинатор мощности, процессов образования локальных разгаров проектной футеровки и повышения стойкости разработанной футеровки, исследований гидравлического сопротивления антрацитовой загрузки и совершенствования системы отвода газов из шихты электрокальцинатора.

*Заказы на книгу просьба направлять
в редакцию журнала «Современная электрометаллургия»*