



ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ТЕПЛООБМЕНА В КРИСТАЛЛИЗАТОРЕ ЭЛЕКТРОННО-ЛУЧЕВОЙ УСТАНОВКИ

Н. Ф. Наконечный, В. Н. Федоров, В. А. Щекин-Котов

Показано, что применение медных кристаллизаторов при ЭЛПЕ сплавов титана не эффективно. Замена меди сплавами, обеспечивающими $B_f \leq 1$, позволяет увеличить КПД переплава от 20 до 35 % и получать слитки с гладкой, бездефектной поверхностью.

It is shown that the application of copper moulds in EBCHM of titanium alloys is not effective. Replacement of copper by alloys, providing $B_f \leq 1$, allows increasing the efficiency factor of remelting from 20 up to 35 % and producing ingots with a smooth defect-free surface.

Ключевые слова: электронная плавка; теплообмен; кристаллизатор; слиток; сплав; титан

Медные водоохлаждаемые кристаллизаторы металлургических установок предназначены для придания расплавленному металлу определенной, заранее заданной, формы и фиксирования ее при переводе расплава из жидкого в твердое состояние. Переход расплава в твердое состояние осуществляется при поступлении части его тепловой энергии в систему охлаждения кристаллизатора. В этом случае кристаллизатор работает как специальный теплообменный аппарат и при минимальных затратах энергии должен обеспечивать наилучшее качество слитка.

Поскольку в литературе отсутствует анализ эффективности кристаллизаторов, используемых при ЭЛПЕ, цель данной работы состояла в исследовании процессов теплообмена и определении эффективности функционирования медных водоохлаждаемых кристаллизаторов при ЭЛПЕ титановых сплавов.

Исследование проводили на электронно-лучевой установке (ЭЛУ) завода электронно-лучевой металлургии ООО «Фико» при производстве слитков сплава ВТ1-0 с использованием промежуточной емкости и медного водоохлаждаемого кристаллизатора диаметром 0,655 м и высотой 0,385 м. Слиток выплавляли с помощью четырех электронных пушек высоковольтного тлеющего разряда, из которых первая и вторая плавил расходную заготовку, а третья и четвертая подогревали зеркало расплава в кристаллизаторе. Технологический процесс плавления слитка в кристаллизаторе ЭЛУ состоит из трех стадий:

разогрев заправки (рис. 1, а);
плавление расходной заготовки и вытягивание слитка (рис. 1, б, в);

выведение усадочной раковины.

Заправка, представляющая собой диск из сплава ВТ1-0 толщиной 100 мм, расположена на водоохлаждаемом поддоне и соединена хвостовиком с механизмом вытягивания слитка.

В начале плавки между холодной заправкой, установленной в верхней части кристаллизатора, и его боковой поверхностью имеется зазор. Чтобы поступающий в кристаллизатор металл не выливался через зазор в камеру слитка, а также не затвердевал до полного заполнения кристаллизатора, ее разогревают лучами двух электронных пушек от середины к периферии путем создания в центре жидкой ванны и постепенного ее расширения, пока заправка не соприкоснется с кристаллизатором. После этого начинают плавить расходную заготовку и вытягивать слиток, выводя плавильные пушки на максимальную мощность.

Зеркало расплава в кристаллизаторе постоянно подогревают двумя электронными пушками, одна из которых описывает спираль, а другая — спираль и круг у поверхности кристаллизатора. Кроме того, одна из пушек плавит переключку и подогревает металл в канале носика при его сливе в кристаллизатор.

После окончания процесса плавления, слива металла в кристаллизатор и вытягивания слитка приступают к выведению усадочной раковины, постепенно уменьшая энергию электронных лучей и сводя спирали обеих пушек к оси слитка. В результате проведения указанных операций получают слиток с высококачественной плотной макроструктурой и

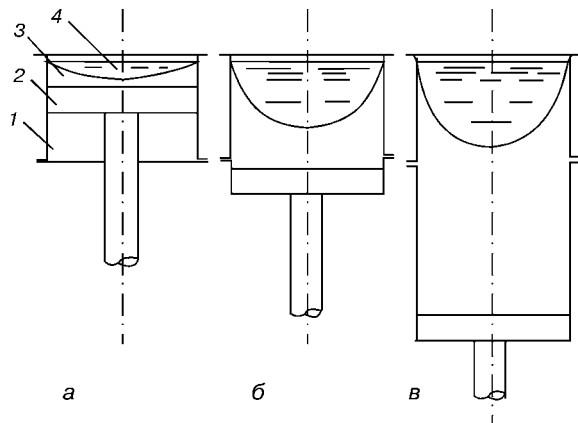


Рис. 1. Положение поддона и затравки по отношению к кристаллизатору в процессе ЭЛПЕ: *а* — разогрев затравки; *б* — выход поддона из кристаллизатора; *в* — вытягивание слитка; 1 — кристаллизатор; 2 — поддон; 3 — затравка; 4 — жидкий металл

волнистой с неслитинами поверхностью, подвергаемой сплошной обдирке.

В данном исследовании на упомянутых стадиях получения слитка контролировали энергию, потребляемую электронными пушками, скорость плавления расходуемой заготовки, температуру воды на входе и выходе из кристаллизатора, поддона и промежуточной емкости, а также ее расход. После окончания плавки собирали и взвешивали образовавшийся конденсат.

Затем вычисляли температуру металла на скате расходуемой заготовки, в промежуточной емкости и кристаллизаторе, потери энергии излучением и на испарение металла, а также ее потери теплопроводностью в систему охлаждения кристаллизатора и поддона. По итогам расчетов составили энергетический баланс кристаллизатора и процесса переплава, проанализировали эффективность функционирования кристаллизатора.

На рис. 1 представлены различные положения поддона и затравки по отношению к кристаллизатору в процессе переплава. Как следует из рисунка, при наплавлении слитка увеличивается площадь его теплообмена с кристаллизатором, достигающая максимума при выходе поддона из кристаллизатора. Кроме того, возрастает термическое сопротивление теплового потока вдоль оси слитка к поддону вследствие увеличения расстояния между ним и зеркалом жидкой ванны. Как показали исследования, при разогреве затравки рост теплового потока в систему охлаждения кристаллизатора не имеет определенной закономерности. Однако во всех случаях при ее полном контакте с кристаллизатором он достигает приблизительно одинакового значения — 58...61 кВт (рис. 2).

Как следует из рис. 3, изменение длины слитка *L* в ходе одной из исследованных плавок было равномерным,

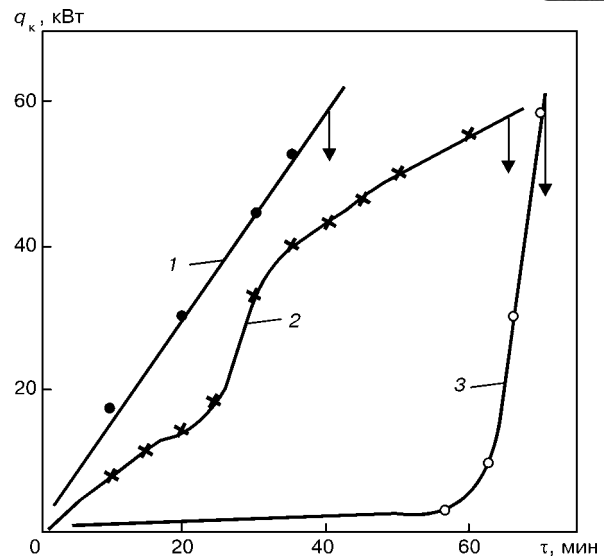


Рис. 2. Рост теплового потока от затравки к кристаллизатору при ее разогреве в процессе плавки 1-3; стрелками указан момент первого слива металла

что связано со стабильным расходом энергии *W* на плавление расходуемой заготовки (448 кВт) и на подогрев металла в кристаллизаторе и носике (300 кВт). Средняя скорость плавления расходуемой заготовки и вытягивания слитка (отношение изменения длины слитка ΔL к соответствующему промежутку времени $\Delta \tau$) равнялась

$$v_l = \frac{\Delta L}{\Delta \tau} = \frac{1,56}{(7,27 - 1,07) \cdot 3600} = 7,01 \cdot 10^{-5} \text{ [м/с]},$$

что соответствует массовой скорости плавления ($m = 0,0998 \text{ кг/с} \approx 0,1 \text{ кг/с}$).

На рис. 3 показано изменение тепловых потоков в системы охлаждения кристаллизатора и поддона. Как следует из рисунка, тепловой поток к поддону увеличивался по мере разогрева затравки, но уменьшался при вступлении ее в контакт с кристаллизатором и последующем вытягивании слитка. Вслед-

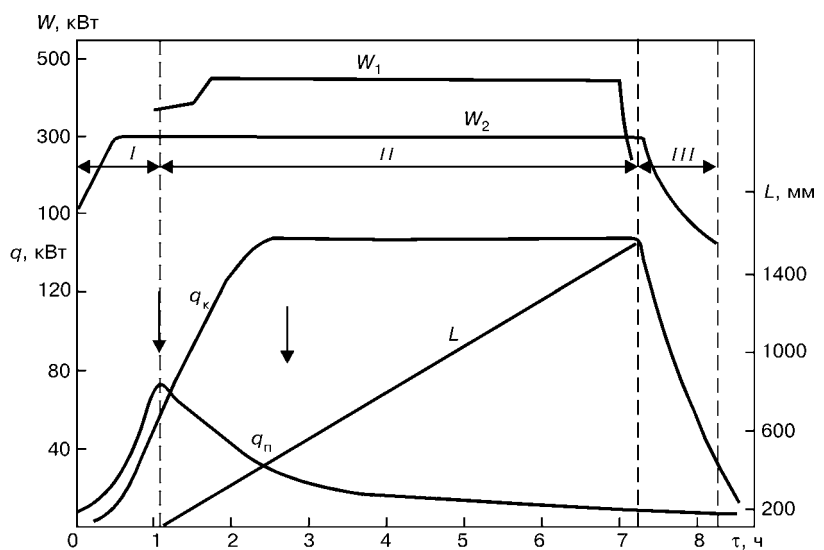


Рис. 3. Изменение в процессе ЭЛПЕ расхода энергии на плавление расходуемой заготовки W_1 и подогрев зеркала расплава W_2 , длины слитка L и тепловых потоков в системы охлаждения кристаллизатора q_k и поддона q_n ; I-III — стадии ЭЛПЕ; стрелками указаны моменты первого слива и выхода поддона из кристаллизатора



ствие этих же причин тепловой поток в систему охлаждения кристаллизатора начинал быстро расти. После выхода поддона из кристаллизатора тепловой поток в систему его охлаждения стабилизировался на уровне 148 кВт, и процесс теплообмена слитка с кристаллизатором перешел в квазистационарную стадию, хотя в направлении к поддону тепловой поток уменьшался в процессе всей плавки.

Для составления энергетического баланса кристаллизатора в стадии квазистационарного теплообмена определили температуру металла, стекающего со ската расходуемой заготовки, и его перегрев в промежуточной емкости, а по этим данным, — и теплосодержание металла, поступающего в кристаллизатор.

Температуру перегрева металла, стекающего со ската расходуемой заготовки, определяли расчетным методом, описанным в работе [1], по формуле

$$t_n = \frac{16200m\delta}{S - 13,94m\delta} + t_{пл},$$

где δ — толщина каплей или струек на скате расходуемой заготовки (соответственно $8,66 \cdot 10^{-3}$ и $5,0 \cdot 10^{-3}$ м); S — площадь поверхности ската ($0,208$ м²); $t_{пл}$ — температура плавления сплава ВТ1-0 (1668 °С).

Среднюю температуру перегрева металла, стекающего со ската расходуемой заготовки в промежуточную емкость, можно представить в виде

$$t_{cp} = \frac{t_n^k + t_n^c}{2} = \frac{1740 + 1708}{2} = 1724 \text{ °С},$$

где t_n^k и t_n^c — температура перегрева соответственно каплей и струек.

Перегрев расплава в промежуточной емкости определяли по формуле

$$\Delta t_n = \frac{kW}{C_{ж}m} = \frac{0,03 \cdot 448000}{989,2 \cdot 0,1} = 135,86 \text{ °С},$$

где k — коэффициент, учитывающий долю мощности плавильных пушек, расходуемой на перегрев металла в промежуточной емкости. Согласно данным работы [2], при указанной технологии плавки $k = 0,03$; $C_{ж}$ — теплоемкость жидкого титана ($989,2$ Дж/(кг·°С)).

Таким образом, температура металла, поступающего из промежуточной емкости в кристаллизатор, составила

$$t_n = t_{cp} + \Delta t_n = 1724 + 135,86 = 1859,86 \approx 1860 \text{ °С}.$$

Количество тепловой энергии, поступающей в кристаллизатор вместе с жидким металлом, рассчитывали из выражения

$$q_{ж} = m[C_{\tau}(t_{пл} - t_n) + C_{ж}(t_n - t_{пл}) + q_{кр}] = \\ = 0,1 [654,9 (1668 - 11) + 989,2 \times \\ \times (1860 - 1668) + 295000] = 157009,57 \text{ Дж} \approx 157 \text{ кВт},$$

где C_{τ} — средняя теплоемкость титана в интервале температур 20...1668 °С, Дж/(кг·°С); $q_{кр}$ — удель-

ная теплота плавления титана, Дж/кг; t_n — начальная температура расходуемой заготовки, °С.

Для расчета количества энергии, с электронными лучами поступающей в кристаллизатор, учитывали, что 21,7 кВт мощности пушек затрачивается на подогрев металла в канале носика промежуточной емкости, 9 % мощности — в систему охлаждения анода и катода, а 3 % — теряется по пути в кристаллизатор. Поэтому из 300 кВт энергии, потребляемой пушками, в кристаллизатор поступает $q_{\text{э}} = (300 - 21,7)[1 - (0,03 + 0,09)] = 244,93$ кВт.

Всего с жидким металлом и электронными лучами в кристаллизатор поступает энергии

$$q_{к} = q_{ж} + q_{\text{э}} = 157 + 244,93 = 401,93 \text{ кВт}.$$

Эта энергия расходуется в кристаллизаторе излучением, испарением, передается теплопроводностью в систему его охлаждения, теряется с отраженными электронами, расходуется на вторичную эмиссию электронов и рентгеновское излучение, уходит из кристаллизатора вместе со слитком.

Потери энергии излучением рассчитывали с учетом закона Стефана-Больцмана:

$$q_{из} = C[(\frac{T_{з,р}}{100})^4 - (\frac{T_{\text{э}}}{100})^4]S_p, \quad (1)$$

где S_p — площадь поверхности зеркала расплава в кристаллизаторе ($0,337$ м²); $T_{з,р}$, $T_{\text{э}}$ — температуры зеркала расплава и экранов (соответственно 2173 и 673 К); C — приведенный коэффициент излучения (1,729).

$$C = \sigma_0 \left(\frac{1}{\epsilon_{з,р}} + \frac{S_{\text{э}}}{S_{\text{з}}} \left(\frac{1}{\epsilon_{\text{э}}} - 1 \right) \right),$$

где σ_0 — постоянная Стефана-Больцмана (5,67); $\epsilon_{з,р}$, $\epsilon_{\text{э}}$ — степень черноты зеркала расплава и экранов (соответственно 0,3633 и 0,2), которые вычисляли из уравнения

$$\epsilon_{Ti} = 1,15 \cdot 10^{-4} T + 0,1135,$$

где T — абсолютная температура участвующей в теплообмене поверхности, К; S_n , $S_{\text{э}}$ — площади поверхностей излучения (зеркала металла в кристаллизаторе и промежуточной емкости, ската расходуемой заготовки) и экранов (соответственно 0,784 и 5,9 м²).

При указанных значениях величин, входящих в формулу (1), потери излучением в кристаллизаторе составили 128,73 кВт.

Количество энергии, израсходованной на испарение титана с поверхности расплава в кристаллизаторе, определяли из уравнения

$$q_{исп} = \frac{M_k K_k q_n}{\tau},$$

где M_k — масса образовавшегося за период плавки конденсата (27 кг); K_k — доля титана, испаряющегося при данной технологии плавки из кристалли-



затора (0,545), согласно данным работы [2]; q_n — удельная теплота испарения титана (9090 кДж/кг); τ — продолжительность плавления (6,25 ч = 22500 с).

Затраты энергии на испарение титана в соответствии с представленными данными составили 5,944 кВт.

Количество тепловой энергии, передаваемой теплопроводностью в систему охлаждения кристаллизатора q_T , согласно измерениям в стадии квазистационарного теплообмена, равно 148 кВт (рис. 3).

Потери энергии с отраженными электронами в промышленных электронно-лучевых установках [3] можно определить из уравнения

$$q_{отр} = 0,5\eta_{отр}W,$$

где $\eta_{отр}$ — коэффициент отражения, равный у титана 0,215; W — мощность энергии электронных лучей, кВт.

В нашем случае $W = q_{э}$, следовательно, $q_{отр} = 0,5 \times 0,215 \times 244,93 = 26,33$ кВт. Незначительная часть энергии электронных лучей (суммарно $\leq 0,01$) расходуется на вторичную эмиссию электронов и рентгеновское излучение, что составляет

$$q_{э,р} = 0,01W = 0,01 \cdot 244,93 \approx 2,45 \text{ кВт.}$$

Таким образом, расход энергии в кристаллизаторе по перечисленным выше позициям составляет

$$\begin{aligned} S q_p &= q_{из} + q_{ис} + q_T + q_{от} + q_{э,р} = \\ &= 128,73 + 5,944 + 148 + 26,33 + 2,45 = 311,454 \text{ кВт.} \end{aligned}$$

Не израсходованная в кристаллизаторе энергия уходит из него вместе со слитком. Ее количество равно разнице поступающей в кристаллизатор энергии и израсходованной по указанным статьям, т. е.

$$q_c = q_k - \Sigma q_p = 401,93 - 311,454 = 90,476 \text{ кВт.}$$

На основании проведенных исследований и расчетов составлен энергетический баланс кристаллизатора (таблица).

Исходя из данных таблицы, можно вычислить количество энергии, отданной кристаллизатору жидким металлом, что является мерой выполненной им полезной работы и равно разнице между энергией, внесенной жидким металлом в кристаллизатор и ушедшей из него вместе со слитком:

$$q_{ж,м} = q_{ж} - q_c = 157 - 90,476 = 66,524 \text{ кВт.}$$

Энергетический КПД кристаллизатора можно представить как отношение количества энергии, отданной кристаллизатору жидким металлом $q_{ж,м}$, к количеству всей энергии $q_{э}$, израсходованной в нем. Он будет равен

$$\eta_{ксп} = \frac{q_{ж,м}}{q_k} \cdot 100 = \frac{66,524}{401,93} \cdot 100 = 16,55 \text{ \%}.$$

Энергетический КПД процесса ЭЛП равен отношению энергии, израсходованной на нагрев, плавление и перегрев сплава ВТ1-0, ко всей израс-

ходованной на его плавление и кристаллизацию энергии:

$$\eta_n = \frac{q_{ж}}{W_{1-2} + W_{3-4}} \cdot 100 = \frac{157}{448 \cdot 300} \cdot 100 = 20,9 \text{ \%}.$$

Таким образом, при КПД кристаллизатора 16,55 и ЭЛП 20,9 % получается плотный, физически макрооднородный, слиток с некачественной, полностью обдираемой поверхностью.

В работе [4] приведены тепловые КПД процесса ЭЛП различных металлов. При оптимальных условиях перепада из-за потерь энергии излучением и необходимости компенсировать их энергией электронных лучей значения КПД уменьшаются при переходе от железа и никеля к более тугоплавким ниобию и вольфраму от 20...35 до 4,0...0,5 % (табл. 1).

В то же время при использовании в качестве материалов для кристаллизаторов металлов, обеспечивающих критерий B_i (отношение термического сопротивления слитка к термическому сопротивлению среды) меньше или равный единице, в верхней части кристаллизатора образуется зона высотой в несколько десятков миллиметров, в которой при контакте с кристаллизатором расплав без дополнительного подогрева сохраняется в жидком состоянии [5]. Из этого следует, что в таком случае при ЭЛП нет необходимости подогревать мениск электронными лучами, держать кристаллизатор открытым, терять энергию излучением и компенсировать эту потерю энергией электронных лучей.

Критерий B_i при формировании слитка на исследуемой плавке сплава ВТ1-0 можно определить из выражения

$$B_i = \frac{\alpha_{cp} R_c}{\lambda_c}, \quad (2)$$

где α_{cp} — коэффициент теплоотдачи от поверхности слитка в окружающую среду; R_c и λ_c — соответственно радиус слитка и теплопроводность жидкого металла слитка;

$$\alpha_{cp} = \frac{1}{R_{cp}},$$

где R_{cp} — термическое сопротивление тепловому потоку от поверхности слитка к воде, охлаждающей кристаллизатор. В зоне мениска жидкий металл смачивает кристаллизатор. Поэтому здесь переходное контактное сопротивление равно нулю.

Следовательно,

$$R_{cp} = \frac{1}{\alpha_b} + \frac{\delta_k}{\lambda_k}, \quad (3)$$

где α_b — коэффициент теплоотдачи от канала охлаждения к воде; δ_k и λ_k — соответственно толщина медной стенки и ее теплопроводность.



Энергетический баланс кристаллизатора			
№№ п/п	Статьи прихода и расхода энергии	Количество энергии	
		кВт	%
<i>Приход</i>			
	Введено с электронными лучами	244,93	60,93
	Введено с жидким металлом	157,00	39,06
	Всего введено	401,93	99,99
<i>Расход</i>			
1	Потеряно излучением	128,73	32,02
2	Израсходовано на испарение титана	5,94	1,47
3	Предано теплопроводностью в систему охлаждения кристаллизатора	148,00	36,82
4	Потеряно с отраженными электронами	26,33	6,55
5	Израсходовано на вторичную эмиссию электронов и рентгеновское излучение	2,45	0,60
6	Ушло со слитком	90,47	22,51
	Всего израсходовано	401,92	99,97

В ходе исследованной плавки значения входящих в формулы (2)–(3) параметров были следующими:

$R_c = 0,3275$ м; $\lambda_c = 33,1$ Вт/(м·°С); $\alpha_v = 6000$ Вт/(м²·°С); $\delta_k = 0,035$ м и $\lambda_k = 380$ Вт/(м·°С).

При указанных значениях параметров $R_{cp} = 2,456 \cdot 10^{-4}$ (м²·°С)/Вт, $\alpha_{cp} = 4071,4$ Вт/(м²·°С).

Таким образом, при непосредственном контакте жидкого титана с поверхностью медного кристаллизатора критерий B_i равен

$$B_i = \frac{\alpha_{cp} R_c}{\lambda_c} = 4071,4 \cdot \frac{0,3275}{33,1} = 40,28.$$

Это означает, что отток тепловой энергии от поверхности слитка осуществлялся в 40 раз быстрее, чем приток и, следовательно, для поддержания мениска в жидком состоянии этот дисбаланс необходимо было компенсировать энергией электронных лучей. Полученные данные позволяют определить количество тепловой энергии, переданной в систему охлаждения кристаллизатора электронными лучами для компенсации указанного дисбаланса. Оно равно разности между всей энергией, поступившей в систему охлаждения, и переданной жидким металлом, т. е.

$$q_{э.п} = q_t - q_{ж.м} = 148 - 66,524 = 81,476 \text{ кВт}.$$

Необходимо было компенсировать также и все остальные потери энергии, связанные с обогревом зеркала металла. На это ушло в сумме 244,93 кВт энергии электронных лучей. Несмотря на интенсивный нагрев, мениск расплава на расстоянии 3...5 мм от поверхности кристаллизатора находится в твердом состоянии, что является причиной волнистости поверхности слитка и наличия неслитин [6–8]. Слитки с указанными дефектами поверхности подвергают обдирке или электронно-лучево-

му оплавлению поверхности, что требует дополнительных затрат.

При использовании кристаллизаторов, изготовленных из металлов с $B_i \leq 1$, нет необходимости в постоянном подогреве зеркала расплава в кристаллизаторе. В этом случае электронные пушки могут использоваться только при разогреве заправки и выведении усадочной раковины. В ходе плавки излучающую поверхность расплава следует изолировать, предотвращая потери энергии по пунктам 1–5 (таблица). При этом КПД кристаллизатора можно увеличить до

$$\eta_k = \frac{q_{ж.м}}{q_{ж}} \cdot 100 = \frac{66,524}{157} \cdot 100 = 42,34 \%, \text{ а переплава}$$

$$\text{ва} - \text{до } \eta_{п} = \frac{q_{ж}}{W_{1-2}} \cdot 100 = \frac{157}{448} \cdot 100 = 35,04 \%.$$

Наличие зоны жидкого металла, контактирующего с поверхностью кристаллизатора в его верхней части, позволяет, кроме экономии энергии, получить ровную и гладкую поверхность слитка без волнистости и неслитин [9].

Титановые сплавы переплавляют в медные кристаллизаторы диаметром 0,4 м и более (критерий $B_i > 24$). Для экономии энергии и получения слитков с гладкой бездефектной поверхностью в таких кристаллизаторах необходимо разрабатывать сплавы, обеспечивающие критерий $B_i < 1$.

Таким образом, проведенные исследования показали, что использование медных водоохлаждаемых кристаллизаторов в процессе ЭЛПЕ сплавов титана (с точки зрения энергетических потерь) неэффективно. Отвод тепла от мениска расплава в них происходит в десятки раз быстрее, чем подвод, что приводит к затвердеванию расплава вблизи стенок кристаллизатора, образованию полосчатости и неслитин, требует дополнительно значительного расхода энергии для поддержания поверхности слитка в кристаллизаторе в жидком состоянии. Ис-



пользование для изготовления кристаллизаторов сплавов с $B_i < 1$ позволяет (теоретически) отказаться от подогрева расплава в кристаллизаторе, повысить КПД переплава от 20 до 35 % и получать слитки с гладкой, бездефектной поверхностью. Вместе с тем, для практического использования таких кристаллизаторов необходимо провести дополнительные эксперименты.

1. *Наконечный Н. Ф., Федоров В. Н., Щекин-Кротов В. А.* Температура металла на скате расходуемой заготовки при ЭЛПЕ сплавов титана // Современ. электротехнология. — 2004. — № 2. — С. 21–24.
2. *Наконечный Н. Ф., Федоров В. Н., Щекин-Кротов В. А.* О функционировании промежуточной емкости при ЭЛПЕ сплавов титана // Там же. — 2003. — № 4. — С. 23–28.
3. *Смелянский М. Я., Елютин А. В.* Электронные плавильные печи. — М.: Энергия, 1971. — 168 с.
4. *Шиллер Э., Гайзиг У., Панцер Э.* Электронно-лучевая технология. — М.: Энергия, 1980. — 528 с.

5. *Вейник А. И.* Теория особых видов литья. — М.: Машгиз, 1958. — 435 с.
6. *Галацкая И. К.* Металлография металлургических дефектов в прессованных полуфабрикатах из алюминиевых сплавов. — Куйбышев, 1973. — 125 с.
7. *Елисов В. С., Степанов Ю. А.* Влияние работы узлов машины полунепрерывного литья на качество слитков из алюминиевых сплавов // Цветные металлы. — 1971. — № 5. — С. 71–75.
8. *Наконечный Н. Ф., Федоров В. Н., Щекин-Кротов В. А.* Формирование поверхности слитков при электронной плавке сплавов титана // Процессы литья. — 2005. — № 1. — С. 39–48.
9. *Гецелев З. Н., Балахонцев Г. А., Черепок Г. В.* Развитие и усовершенствование установок и технологии для отливки слитков алюминиевых сплавов в электромагнитных кристаллизаторах // Цветные металлы. — 1980. — № 2. — С. 59–63.

ООО «Фико», Киев

Поступила 20.10.2005

5-я международная конференция «ВОДОРОДНАЯ ЭКОНОМИКА И ВОДОРОДНАЯ ОБРАБОТКА МАТЕРИАЛОВ» (ВОМ-2007)

Донецк, 21–25 мая 2007 г.

Организаторы:

- МЕЖДУНАРОДНАЯ АССОЦИАЦИЯ ПО ВОДОРОДНОЙ ЭНЕРГЕТИКЕ
- ОБЪЕДИНЕННЫЙ НАУЧНЫЙ И КООРДИНАЦИОННЫЙ СОВЕТ ПО ПЕРСПЕКТИВАМ ПЕРЕХОДА К ВОДОРОДНОЙ ЭКОНОМИКЕ
- ПОСТОЯННО ДЕЙСТВУЮЩИЙ МЕЖДУНАРОДНЫЙ КОМИТЕТ ПО ВОДОРОДНОЙ ОБРАБОТКЕ МАТЕРИАЛОВ
- ОРГАНИЗАЦИЯ ИНДУСТРИАЛЬНОГО РАЗВИТИЯ ООН
- МЕЖДУНАРОДНЫЙ ЦЕНТР ПО ВОДОРОДНЫМ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИМ ТЕХНОЛОГИЯМ UNIDO-ICNET
- ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Генеральное направление ВОМ-конференций — водородная экономика и материалы: эффективность и безопасность современных водородоемких производств и проблемы перехода к водородной цивилизации будущего.

Конкретные задачи ВОМ-конференций — организовывать широкий обмен информацией и личное общение представителей водородного сообщества стран СНГ и мирового водородного движения, что инициирует новое видение проблем перехода к водородной экономике и долгосрочных задач выявления бифуркационных точек на пути к водородной цивилизации; задач и путей решения современных производственных проблем, связанных с водородной деградацией материалов, обостряющихся в связи с истечением сроков проектной службы конструкций, коммуникаций и аппаратов многих водородоемких и водородоопасных производств в странах СНГ; перспективных задач ближайшего будущего в области физики, химии и физической химии систем водород-конденсированное вещество, в области водородной, термической и пластической обработок конструкционных и функциональных материалов для обеспечения безопасности и эффективности их использования в промышленности, на транспорте и в быту в период коммерциализации водородной экономики.

Узнать больше о ВОМ-конференциях Вы можете
в Интернете (портал «Hydrogen Community») по адресу:

www.dgtu.donetsk.ua/hydrogen-community/

или в специальных выпусках международного журнала «The International Journal of Hydrogen Energy» (1997, Vol. 22, No. 2/3; 1999, Vol. 24, No. 9; 2002, Vol. 27, No. 7–8; 2006, Vol. 31, No. 2).

Адрес для переписки:

Гольцов Виктор Алексеевич — председатель оргкомитета ВОМ-2007
Котельва Раиса Васильевна — главный ученый секретарь оргкомитета
ДонНТУ, ул. Артема, 58, г. Донецк, Украина, 83000

E-mail: goltsov@physics.dgtu.donetsk.ua