

фильтрация воздуха, см²; τ – время фильтрации воздуха, с; p – давление, при котором происходит фильтрация воздуха, мм. вод. ст.

При использовании прибора мод. 042 для определения газопроницаемости при высокой температуре следует учесть изменение объема воздуха при его нагреве до этих температур. Дело в том, что в испытаниях с использованием прибора мод. 042 объем воздуха, проходящего через тело испытываемого образца при 20°С, составляет U₂₀=2000 см³. При движении в кварцевой трубке в муфельной печи воздух, поступающий из-под колокола прибора, нагревается практически до температуры (t) испытываемого образца, и соответственно, увеличивается в объеме. В результате нагрева и расширения воздуха через образец во время испытаний происходит U₂₀=2000 см³ воздуха, а значительно больший объем. Этот объем воздуха в первом приближении можно рассчитать по формуле:

$$U_t = \frac{U_{20} \cdot (273 + t)}{293}, \quad (6.30)$$

где U_t – объем воздуха, прошедший через испытываемый образец при температуре t, см³.

Таким образом, при проведении испытаний на приборе мод. 042, с учётом формулы (6.30), формула (6.29) примет вид (см³/(г·мин) или ед.):

$$K_t = \frac{2000 \cdot h \cdot (273 + t)}{293 \cdot F \cdot \tau \cdot p}. \quad (6.31)$$

Размерность показателя газопроницаемости принято называть единицами. Для КО газопроницаемость в интервале от 20 до 1100°С изменяется (в среднем) от 0,1 до 5 ед.

Практически любая форма имеет полости, из которых при заливке удаление воздуха затруднено. В этих случаях, важно знать минимально допустимую величину газопроницаемости формы, при которой обеспечивается заполнение расплавом всех её рабочих полостей.

Минимально допустимую газопроницаемость прокалённой КО при её заливке металлом можно рассчитать по формуле [165; 329]:

$$K_{t, \min} = \frac{2 \cdot X_2}{\pi \cdot R_0 \cdot \Delta p} \cdot \left[\frac{b_2 \cdot (t_{3\text{эл}} - t_2)}{\rho_1^1 \cdot c_1^1 \cdot (t_{3\text{эл}} - t_1)} \right]^2, \quad (6.32)$$

где X₂ – толщина стенки КО; b₂ – коэффициент теплоаккумулирующей способности КО при её начальной температуре t₂; t_{3эл} – температура металла при заливке в КО; t₂ – температура КО в момент её заливки металлом, °С; π=3,14; R₀ – приведенная толщина тонкой части отливки; Δp – давление расплава; ρ₁¹ – плотность жидкого металла; c₁¹ – удельная теплоёмкость расплава; t₁=t₁+(15...20)°С; t₁ – температура ликвидус заливаемого сплава.

$$\Delta p = H_p \cdot \rho_1^1 \quad (6.33)$$

где H_p – высота уровня расплава в ЛВ над рассматриваемым горизонтальным сечением КО.

Газотворная способность (газотворность). Газотворная способность (газотворность) КО определяется объемом газов, выделившихся при нагреве образца КО массой 1 г в интервале температур от 20 до 1000°С.

Газотворность КО существенно зависит от температуры и длительности её прокаливания, природы и способа приготовления связующего вещества и т.п. С увеличением температуры и длительности прокаливания газотворность КО значительно понижается вплоть до 750...850°С. Дальнейшее повышение температуры (более 750...850°С) приводит к незначительному понижению газотворности КО, которая, тем не менее, сохраняется у КО с различными связующими, вплоть до 1600°С [320]. При этом газотворность КО, изготовленных на основе связующих у которых РР является вода, в интервале температур 900...1100°С в два раза ниже, чем газотворность КО, изготовленных на основе связующих у которых РР является органическое вещество, а связующее, приготовленное на основе ЗИЛ-Эф, в интервале 850...1100°С практически не газотворно.

Газотворность КО состоит из нескольких слагаемых, которые в различных температурных интервалах нахождения КО являются преобладающими. В частности, при нагреве "сырой" КО до 100...150°С из КО, в основном, испаряется вода и (или) органический РР огнеупорной суспензии, в интервале 120...400°С из КО, в основном, выделяются газообразные продукты деструкции модельного состава, в интервале 300...500°С из КО, в основном, выделяются газообразные продукты деструкции связующего вещества, в интервале 500...1000°С из КО, в основном, выделяются СО и СО₂ – продукты окисления пироуглерода, образовавшегося в результате сгорания остатков модельного состава в КО.

Независимо от способа выплавления модельного состава из КО, в ней остается определённое количество модельного состава. Поэтому последующее прокаливание КО приводит к деструкции остатков модельного состава, их частичному сгоранию и адсорбции выделяющегося при этом углерода в порах и на рабочей поверхности КО. Количество пиролитического углерода, осевшего в порах и на рабочей поверхности КО в процессе прокаливания составляет, по данным разных авторов, от 0,01 до 0,05% от массы КО. В частности, по данным [194], содержание пиролитического углерода в КО, прокалённых в электрических печах, составляет 0,03...0,05% (по массе), а содержание окисления пироуглерода в КО, прокалённых в газовых печах, – 0,015...0,020%.

Таблица 6.57

Содержание углерода (%С) и потери после прокаливания (%П.П.) КО в различных средах

Состояние КО	С, %	П.П., %
До прокаливания	5,6	9,5
Прокаливание при 920°С в ОС	0,05	0,16
Прокаливание при 920°С в ВС	0,05	0,12

Примечание. ОС – окислительная среда, ВС – восстановительная среда.

При всех прочих равных условиях содержание пиролитического углерода в прокалённых КО не зависит от химических свойств газовой среды, в которой осуществляется прокаливание КО, о чём свидетельствуют результаты исследований, полученные А.Д. Чулковой (см табл. 6.57.).

С целью понижения температуры прокаливания КО, авторы работы [213] КО прокаливали в вакууме. Установлено, что нагрев КО до 550°С с последующей выдержкой в вакууме при P=200...200 мм рт. ст. в течение 5 мин, напуском воздуха в камеру и выдержкой КО до 3 мин на воздухе при атмосферном давлении, до полного прекращения горения, позволяет понизить остаточное содержание пиролитического углерода в КО до 0,02...0,03%, что соответствует содержанию углерода в КО,

прокалённых при 900...950°C в окислительной газовой среде. При этом длительность цикла прокаливания КО по вышеописанному режиму составляла 8...11 мин. Авторами работы [278] установлено, что газотворность КО, прокаливаемых при атмосферном давлении, в основном, зависит от температуры прокаливания и практически не зависит от условий прокаливания, о чём свидетельствуют зависимости, представленные на рис. 6.70.

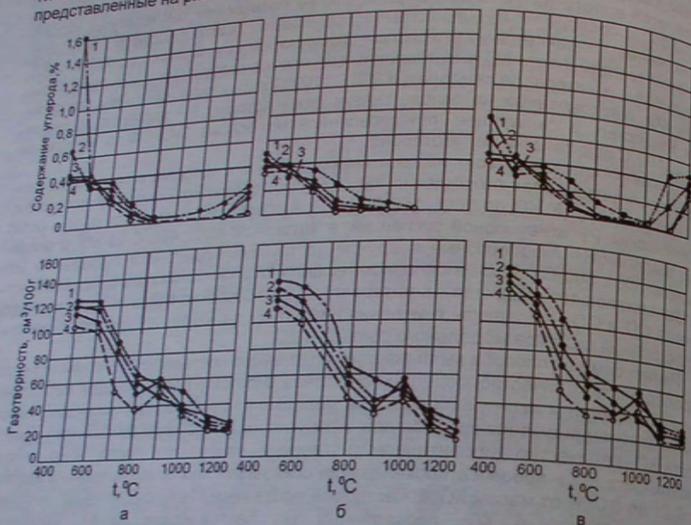


Рис. 6.70. Зависимость содержания углерода и газотворности КО от температуры и условий их прокаливания

На рис. 6.70 представлены зависимости содержания углерода и газотворности КО, пропитанных модельным составом Р-3, от температуры прокаливания. Прокаливание проводили (см. рис. 6.70): а – при формовке образцов КО в кварцевый песок, б – незаформованных образцов КО в условиях свободного доступа воздуха, в – незаформованных образцов КО в условиях затруднённого доступа воздуха. Длительность выдержки образцов КО при температуре прокаливания в течение 1, 2, 3 и 4-х часов обозначена на рис. 6.70 соответствующими цифрами у кривых.

Из вышеизложенного следует, что ни содержание пиролитического углерода, ни газотворность КО, не зависят от химических свойств газовой среды в которой осуществляется прокаливание КО, а зависит, при всех прочих равных условиях, от температуры прокаливания КО и длительности выдержки КО при данной температуре [278, 319 и др.].

Исследуя влияние типа модельного состава на газотворность КО, Б.Ш. Танкелевич с сотрудниками установил [277], что наибольшей газотворностью обладают КО, изготовленные на модельных блоках, у которых модельный состав содержит большое количество ароматических углеводородов и смол.

На рис. 6.71 представлены зависимости газотворности КО (Г) и содержания остаточного углерода в них в зависимости от суммарного содержания в модельных КО, прокалённых без доступа воздуха соответственно при 600, 800 и 1000°C. Кривые 1, 2 и 3 относятся к вая 4 относится к КО, прокалённой при 600°C в условиях свободного доступа к ней кислорода.

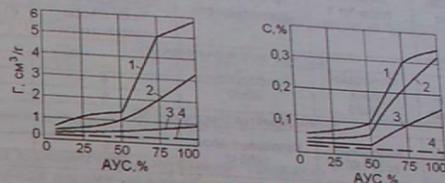


Рис. 6.71. Зависимость газотворности КО и содержания в них углерода от долевого содержания ароматических углеводородов и смол в модельном составе [277]

Анализ зависимостей, представленных на рис. 6.71, показывает, что при содержании в модельном составе АУС более 50% (по массе) резко возрастает газотворность КО, прокалённых при температуре менее 800°C без доступа воздуха. Это свидетельствует о том, что при недостаточно высокой температуре прокаливания КО, заформованных в опорный наполнитель, возникает опасность поражения отливок газовыми раковинами в случае использования модельного состава с высоким содержанием ароматических углеводородов и смол.

Прочие свойства КО. Помимо вышеописанных свойств, КО оценивают и по ряду других свойств и параметров, значения которых приведены в табл. 6.58 [153]. В табл. 6.59 приведены материалы и порообразующие добавки, использованные для изготовления КО, а в табл. 6.60 представлены результаты определения величин коэффициентов теплопроводности этих КО (КО изготовлены на основе огнеупорной суспензии, содержащей 20...22% SiO₂ от ЭТС-40) [281].

Таблица 6.58

Свойства КО, изготовленных на основе кварцевого песка и белого электрокорунда

Показатель	Образцы			
	непрокалённые		предварительно прокалённые при 1600°C	
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Кажущаяся плотность, кг/м ³	1930	2340	1590	2520
Кажущаяся пористость, %	24,0	25,0	32	36
Предел прочности при статическом изгибе (σ _{из}), МПа, при температуре, °C: 20 / 500 / 900 1250 / 1350 / 1450	9,3 / 8 / 7,6	3,9 / 5,2 / 6,8	1,2 / 7 / 5,5	13,5 / 13 / 10
Термостойкость (остаточная прочность при изгибе) %, при охлаждении: с 850°C (вода) с 1300°C (воздух)	12 52	- 82	22	39
Теплопроводность в интервале температур 20 -1200°C, Вт/(м·°C)	0,7-0,6	0,8-0,6	0,7-0,6	0,8-0,6
			испытания не проводили	

Таблица 6.59
Материал и порообразующие добавки испытываемых КО

Состав	Наполнитель огнеупорной суспензии	Материал обсыпки слоя № 1	Материал обсыпки слоя № 2 и последующих слоев	Порообразующая добавка на слой № 2-9	
				суспензия	обсыпка
				опилки древесные (0,25-0,63 мм), % от массы наполнителя	карбамид молотый (0,25-0,315 мм), %
Корундо-силиманитовая КО					
				-	-
1	Дистен-силиманитовый концентрат	Электрокорунд 3Б520	Электрокорунд 3Б50	6	5
2				6	20
Кремнезёмистая (кварцевая) КО					
				-	-
4	Пылевидный кварц	Кварцевый песок 1К016	Кварцевый песок 1К0315	6	5
5				6	20
6					

Таблица 6.60

Плотность, пористость и коэффициенты теплопроводности КО

КО	Состав (см. табл. 6.59)	Плотность, г/см ³	Открытая пористость, %	λ_2 , Вт/(м·°С)					
				при атмосферном давлении			в вакууме (0,5-0,7 мм рт. ст.)		
Корундо-силиманитовая	1	2,35	35,8	0,87 (633)*	1,44 (995)	1,67 (1280)	0,52 (629)	0,62 (982)	0,73 (1259)
	2	2,07	43,1	0,51 (608)	0,94 (1002)	1,10 (1263)	0,28 (608)	0,46 (971)	0,69 (1226)
	3	1,6	54,5	0,37 (615)	0,63 (980)	0,73 (1246)	0,16 (617)	0,29 (943)	0,36 (1217)
Кремнезёмистая	4	1,91	27,41	0,67 (627)	0,93 (983)	1,63 (1273)	0,28 (605)	0,46 (953)	0,61 (1226)
	5	1,74	34,62	0,64 (608)	0,83 (968)	0,94 (1244)	0,29 (604)	0,35 (907)	0,56 (1234)
	6	1,51	42,8	0,42 (630)	0,59 (970)	0,72 (1232)	0,16 (624)	0,19 (935)	0,28 (1218)

Примечание. * - В скобках указана температура (°С), при которой определён коэффициент теплопроводности.

Величину коэффициента теплопроводности КО (на воздухе), изготовленных на основе ГРЭС с кварцем пылевидным и кварцевым песком, в интервале температур от $t_2=700^\circ\text{C}$ до $t_2=1150^\circ\text{C}$ и плотности КО от $\rho_2=1500$ до $\rho_2=2000$ кг/м³ в работе [231] рассчитывают по эмпирической формуле (Вт/(м·°С)):

$$\lambda_2 = A \cdot (0,001 \cdot \rho_2 - 1,3)^0; \quad (6.34)$$

$$A = 0,71 + 0,49 \cdot \sqrt{0,002 \cdot t_2 - 1}; \quad n = 0,52 - 0,09 \cdot \left(\frac{t_2 - 500}{670} \right)^3;$$

теплоёмкость КО в интервале температур от $t_2=700^\circ\text{C}$ до $t_2=1150^\circ\text{C}$ - по уравнению (Дж/(кг·°С)):

$$c_2 = 0,298 \cdot \rho_2 \left(\frac{t_2}{700} \right)^{0,1}; \quad (6.35)$$

среднюю величину плотности КО в интервале температур от $t_2=700^\circ\text{C}$ до $t_2=1150^\circ\text{C}$ - по уравнению (кг/м³):

$$\rho_2 = 2511 \cdot \left(1 - \frac{P_{20}}{100} \right); \quad (6.36)$$

где P_{20} - пористость "сырой" КО при 20°C , %.

6.7. Расчёт минимально допустимой толщины кварцевой керамической оболочковой формы

При всех прочих равных условиях, минимально допустимая толщина КО прежде всего зависит от прочности материала КО при температуре её заливки.

В работе [231] приведены результаты исследований прочности прокалённых КО, изготовленных на основе ГРЭС (М=0,25...0,65), кварца пылевидного и кварцевого песка, при наполнении огнеупорной суспензии кварцем пылевидным Н=2,5...3,0 г/л. Установлено, что при прокаливании КО без опорного наполнителя, при всех прочих равных условиях, величина предела прочности при статическом изгибе КО при $950 \pm 30^\circ\text{C}$, зависит от температуры в рабочем пространстве печи в момент загрузки в неё КО и может быть рассчитана по эмпирическому уравнению:

$$\sigma_{II}^{950} = \sigma_{II}^{20} - (0,027 \sigma_{II}^{20} + 0,195) \sqrt{\frac{T - 273}{273}}; \quad (6.37)$$

где σ_{II}^{20} - предел прочности КО при статическом изгибе при 20°C , МПа, Т - температура в прокалочной печи в момент загрузки КО, К.

Уравнение (6.37) с достаточной степенью точности позволяет рассчитать прочность КО при $950 \pm 30^\circ\text{C}$, если КО, изготовленные из вышеуказанных материалов, загружают в печь, предварительно нагретую от 20°C (293 К) до 750°C (1023 К), с последующим повышением температуры в печи со скоростью до $170^\circ\text{C}/\text{ч}$.

Пример 6.23. Рассчитать предел прочности при статическом изгибе кварцевой КО, нагретой до $950 \pm 30^\circ\text{C}$, если предел прочности КО при статическом изгибе, в не прокалённом ("сыром") состоянии при 20°C составляет $\sigma_{II}^{20} = 6,5$ МПа, температура в прокалочной печи в момент загрузки КО, составляет $T = 753$ К (300°C), а скорость нагрева КО - не более $170^\circ\text{C}/\text{ч}$.

Прочность КО при $950 \pm 30^\circ\text{C}$, в соответствии с уравнением (6.37), составит:

$$\begin{aligned} \sigma_{II}^{950} &= \sigma_{II}^{20} - (0,027 \sigma_{II}^{20} + 0,195) \sqrt{\frac{T - 273}{273}} = \\ &= 6,5 - (0,027 \cdot 6,5 + 0,195) \sqrt{\frac{573 - 273}{273}} \approx 6,1 \text{ МПа.} \end{aligned}$$

В современных цехах литья по выплавляемым моделям существует достаточно большое разнообразие способов подготовки и прокаливания КО, вариативность которых, в том числе, обусловлена и разнообразием используемых прокаливающих печей, и способами подготовки КО к заливке. В настоящее время КО заливают преимущественно на воздухе. Для этого прокалённые КО извлекают из прокалочной печи и устанавливают на заливочный плац, где они охлаждаются до заливки в условиях естественной конвекции воздуха.

В процессе охлаждения прокалённых КО до заливки, следует выделить два периода охлаждения. На первом этапе охлаждение КО проходит в печи. Этот этап начинается с момента поднятия шибера печи и продолжается до момента извлечения КО из печи.

В качестве примера на рис. 6.72 представлена термограмма охлаждения внешних стенок восьмислойной КО, незаформованной в опорный наполнитель и прокалённой в электрической печи камерного типа Н-75. Как следует из хода термограммы, на первом этапе охлаждения температура КО понижается от $\sim 945^{\circ}\text{C}$ до $\sim 915^{\circ}\text{C}$ в течение 20...25 с, после чего скорость охлаждения КО резко понижается и к моменту извлечения из печи температура КО составляет $\sim 910^{\circ}\text{C}$. Понижение температуры КО в этот период времени (τ_1) адекватно изменению температуры в рабочем пространстве печи, поскольку в данных условиях теплообмена КО является термически тонким телом.

На втором этапе охлаждения, с момента извлечения КО из печи на воздух (τ_2), температура КО интенсивно понижается. С понижением температуры КО происходит небольшое повышение её прочности. Для определения прочности КО, прокалённой при $950 \pm 30^{\circ}\text{C}$ и впоследствии охлаждающейся на воздухе в естественных условиях ($\sigma_{\text{ОХЛ}}^{950}$), в течение времени $t_{\text{ОХЛ}}$ от 10 до 100 с, можно воспользоваться следующим эмпирическим уравнением:

$$\sigma_{\text{ОХЛ}}^{950} = \sigma_{\text{II}}^{950} + \left(\frac{\sigma_{\text{II}}^{20} - \sigma_{\text{II}}^{950}}{\sigma_{\text{II}}^{20}} \right) \cdot \left(0,95 - \frac{30 + 5,6 \cdot \tau_{\text{ОХЛ}}^{0,8}}{1000} \right)^{2,5}, \quad (6.38)$$

где $t_{\text{ОХЛ}}$ — время охлаждения КО на воздухе до заливки, с.

Пример 6.24. Рассчитать предел прочности при статическом изгибе кварцевой КО (в момент заливки), предварительно нагретой до $950 \pm 30^{\circ}\text{C}$, если $\sigma_{\text{II}}^{950} = 6,1$ МПа и, согласно принятому в цехе технологическому процессу, длительность выдержки прокалённой КО на воздухе до заливки не превышает $\tau_{\text{ОХЛ}} = 30$ с. В соответствии с уравнением (6.38), значение предела прочности КО в момент её заливки составит:

$$\begin{aligned} \sigma_{\text{ОХЛ}}^{950} &= \sigma_{\text{II}}^{950} + \left(\frac{\sigma_{\text{II}}^{20} - \sigma_{\text{II}}^{950}}{\sigma_{\text{II}}^{20}} \right) \cdot \left(0,95 - \frac{30 + 5,6 \cdot \tau_{\text{ОХЛ}}^{0,8}}{1000} \right)^{2,5} = \\ &= 6,1 + \left(\frac{6,5 - 6,1}{6,5} \right) \cdot \left(0,95 - \frac{30 + 5,6 \cdot 30^{0,8}}{1000} \right)^{2,5} = 6,197 \text{ МПа.} \end{aligned}$$

Несмотря на некоторое повышение прочности КО при охлаждении, длительность охлаждения КО на воздухе (τ_2) ограничивают. Как правило, длительность охлаждения КО на воздухе не должна превышать 30 с. Это ограничение, прежде всего, связано с возрастающей вероятностью образования в отливках различных дефектов (недоливов, сплав, королек, рылкот, коробления и пр.), вызванных значительным понижением начальной температуры КО.

Количество слоёв огнеупорного покрытия, наносимое на модельный блок, как правило, назначают из соображений обеспечения сохранения целостности КО при заливке и обеспечения максимальной возможной точности получения отливки.

В первом приближении, минимально допустимую толщину стенки кварцевой КО (X_2), изготовленной из вышеуказанных материалов и заливаемой без опорного наполнителя, автор рекомендует рассчитывать по эмпирическому уравнению (6.22), которое, применительно к данному случаю, примет вид:

$$X_2 = 3,65 + 1,45 \cdot \left(\frac{0,1 \cdot \sqrt{H_p} + 0,25 \cdot M}{(\sigma_{\text{II}}^{950})^{0,75}} \right), \quad (6.39)$$

где σ_{II}^{950} — предел прочности при статическом изгибе КО при 950°C , МПа; H_p — высота металлостатического напора в заливной КО, мм; M — масса металла в КО, кг.

Вычислив величину X_2 и зная среднюю толщину одного слоя огнеупорного покрытия на модельном блоке (X_c), несложно рассчитать минимально допустимое количество слоёв (N_c) огнеупорного покрытия, наносимых на модельный блок.

Пример 6.25. Рассчитать минимально допустимое количество слоёв кварцевой КО при высоте КО (от зумпфа до верхней кромки литниковой воронки) $H_p = 380$ мм, металлоёмкости КО $M = 17$ кг, пределе прочности КО при статическом изгибе (при $t_2 = 950^{\circ}\text{C}$) и $\sigma_{\text{II}}^{950} = 6,1$ МПа.

По уравнению (6.39) рассчитываем минимально допустимую величину толщины стенки КО:

$$X_2 = 3,65 + 1,45 \cdot \left(\frac{0,1 \cdot \sqrt{380} + 0,25 \cdot 17}{6,1^{0,75}} \right) = 5,966 \text{ мм.}$$

Если, например, толщина одного слоя огнеупорного покрытия КО в среднем составляет $X_c = 0,85$ мм, то на модельный блок следует нанести:

$$N_c = \frac{X_2}{X_c} = \frac{5,966}{0,85} = 7,02 \approx 7$$

слоёв огнеупорного покрытия.

6.8. Дефекты многослойных керамических оболочковых форм

В литье по выплавляемым моделям доля отливок, забракованных по вине некачественной КО, может достигать 50% и более от общей величины брака. Поэтому получение КО со стабильно высоким уровнем качества и свойств — одна из основных задач, решаемых на производстве.

Возникновение дефектов в КО и (или) недостаточно высокие свойства КО, приводящие к получению некачественных отливок, как правило, обусловлены перио-

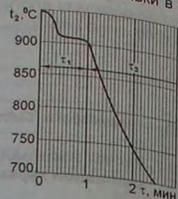


Рис. 6.72. Термограмма охлаждения внешних стенок КО на воздухе

дическими отклонениями одного или группы параметров технологического процесса изготовления и подготовки КО к заливке от их оптимальных значений. Классификация наиболее часто встречающихся видов дефектов КО и меры по их предупреждению приведены в табл. 6.61.

Дефекты многослойных КО

Таблица 6.61

Вид дефекта	Причины образования	Меры предупреждения	
		1	3
Отслоение лицевого слоя огнеупорного покрытия от поверхности модели	Превышено время между нанесением слоев огнеупорного покрытия	Выдержать модельные блоки в помещении нанесения огнеупорного покрытия в течение не менее 1 ч.	Соблюдать технологический процесс изготовления КО.
	В момент нанесения огнеупорного покрытия температура модельного блока существенно отличалась от температуры воздуха в помещении нанесения огнеупорного покрытия на модельный блок.		
	Относительно большая разница между температурой модели и огнеупорной суспензией.		
	Высокая температура сушки огнеупорного покрытия.		
	Значительное понижение температуры модели в процессе сушки.		
	Низкая прочность сцепления модели с огнеупорным покрытием.		
Недостаточно просушены слои огнеупорного покрытия.			
Углубления на лицевой поверхности размером с песчинку	Пониженная вязкость огнеупорной суспензии, используемой для первого слоя. Первый слой обсыпан крупным зернистым материалом.	Повысить основную вязкость огнеупорной суспензии путём ввода в суспензию дополнительного количества ПМ. Для обсыпки блоков использовать зернистый материал более мелких фракций. Для приготовления огнеупорной суспензии использовать ПМ с округлой формой зерен.	
	Для приготовления огнеупорной суспензии на первый слой использован ПМ с остроугольной формой зерен.		
Расхождение огнеупорного покрытия	Избыток обсыпного зернистого материала на поверхности блока.	Перед использованием просушить обсыпный зернистый материал. Перед нанесением очередного слоя огнеупорного покрытия блок обдуть сжатым воздухом или (и) излишнее количество зернистого материала удалить с помощью кисточки.	
	Недостаточно просушены предыдущие слои керамического покрытия.	Увеличить длительность или (и) температуру сушки. Увеличить концентрацию и скорость движения паров аммиака в камере воздушно-аммиачной сушки.	

Продолжение табл. 6.61

1	2	3		
		1	3	
Трещины в КО	Недостаточная просушенность огнеупорного покрытия.	Выдержать модельные блоки в помещении нанесения огнеупорного покрытия в течение не менее 1 ч.	Увеличить длительность или (и) температуру сушки. Увеличить концентрацию и скорость движения паров аммиака в камере воздушно-аммиачной сушки. Повысить влажность воздушно-аммиачной среды.	
	Повышенная вязкость огнеупорной суспензии.		Понижить вязкость огнеупорной суспензии для второго и последующих слоев огнеупорного покрытия.	
	Большая доля мелкодисперсных фракций в зернистом обсыпном материале.		Для изготовления второго и последующих слоев КО использовать зернистый материал крупных фракций с содержанием пылевидных составляющих (в том числе и глинистой составляющей) менее 1% (по массе).	
	Чрезмерно высокая концентрация аммиака в камере сушки.		Понижить концентрацию аммиака в камере сушки.	
	Низкая прочность КО		Соблюдать технологический процесс изготовления КО. Повысить содержание связующего в огнеупорной суспензии. У огнеупорной суспензии для второго и последующих слоев КО понизить основную вязкость. Для изготовления КО использовать пылевидный и зернистый огнеупорный материал с округлой формой зерен. Для обсыпки второго и последующих слоев КО использовать зернистый огнеупорный материал с размером частиц 0,315–0,4 мм. Увеличить длительность сушки слоев КО. В камере сушки слоев огнеупорного покрытия обеспечить принудительное движение воздуха (газовой среды) и требуемый уровень влажности. Увеличить количество слоев огнеупорного покрытия на блоке. Последний слой КО выполнить из огнеупорной суспензии, приготовленной на основе жидкого стекла с высоким модулем.	Использовать свежеприготовленный ГРЭС и суспензии на его основе.
Понижение прочности КО после выплавки модельного состава в воде (развар, распаривание)	Медленный нагрев КО при выплавлении модельного состава	Повысить температуру в установке выплавки модельного состава. Уменьшить количество слоев огнеупорного покрытия в КО и повысить её прочность.	Выплавление модельного состава проводить при 95...98°C, не допуская кипения воды и длительной выдержки КО в ванне выплавки модельного состава.	
	Длительный цикл выплавки модельного состава.			

1	2	3
Засор	Нарушена технология гидролиза этилсиликата.	Соблюдать технологию проведения гидролиза этилсиликата.
	Для изготовления КО использован ГРЭС или суспензия, находившиеся на хранении (употреблении) чрезмерно длительное время.	Соблюдать требования по хранению и применению ГРЭС и огнеупорных суспензий.
	Недостаточно полно высушена КО.	Соблюдать технологию и условия сушки слоев КО.
	Осыпаемость зернистого материала с внешней поверхности КО.	Последний слой огнеупорного покрытия на блоке не обсыпает зернистым материалом. При хранении и транспортировке КО располагать ЛВ (ЛЧ) вниз. Заклеить ЛВ (ЛЧ) бумагой или заткнуть самоклеящейся полимерной плёнкой, или закрыть колпачком.
	Неаккуратное обращение с КО в процессе удаления из неё металлических каркасов-стояков.	Аккуратно обращаться с КО в процессе удаления из них металлических каркасов стояков..
	Кипение воды в ванне выплавления модельного состава.	Температуру воды в ванне выплавления модельного состава поддерживать в пределах 95...98°C. Не допускать локального кипения воды в ванне.
	Конструктивно не верно выполнена кромка ЛВ (ЛЧ).	Изменить конструкцию верхней кромки ЛВ (ЛЧ).
	Недостаточно время выдержки КО с момента выплавления модельного состава до заливки.	После выплавления модельного состава, до начала прокаливания, КО выдержать на воздухе не менее суток.
	Чрезмерно длительное хранение КО до заливки.	Не допускать хранения КО с момента выплавления из неё модельного состава более 10 дней.
	В качестве опорного наполнителя при формовке, использован материал с большим КТЛР.	В качестве опорного наполнителя использовать материал с низким коэффициентом термического расширения. Изменить схему формовки КО.
КО заформована в опорный наполнитель.		
Осыпаемость свода прокалочной печи.	Прокаливание КО осуществлять при закрытых керамическими крышками ЛЧ (ЛВ).	
Осыпаемость футеровки ковша, воротника и тигля плавильной печи.	Принять меры по предупреждению осыпаемости футеровки ковша, воротника и тигля плавильной печи.	
Разрушение лицевого слоя КО.	Понизить температуру в прокалочной печи при загрузке КО на прокаливание. Понизить скорость нагрева и охлаждения КО в процессе их предварительного и окончательного прокаливания.	
Разрушение керамического стержня.	Соблюдать технологию изготовления керамических стержней. Повысить термостойкость и пластичность керамического стержня. Выполнить правильно разазваривание знаков стержня.	

6.9. Регенерация электрокорунда и дистен-силлиманита

К числу наиболее дорогостоящих материалов, используемых для изготовления КО, относится электрокорунд. Высокая стоимость электрокорунда, используемого для изготовления КО, вызывает необходимость его регенерации для повторного использования. В настоящее время известны следующие способы регенерации электрокорунда: химический, электрогидромеханический, гидромеханический, механический.

Химический способ регенерации. В химическом способе регенерации электрокорунда, разработанном специалистами ПМЗ им. Я.М. Свердлова (в настоящее время ПО "Пермские моторы", Россия) с участием НИАТа [102], заложен принцип

различной химической активности кремнезема и электрокорунда по отношению к щелочным растворам. В щелочной среде, при определённых условиях, в первую очередь растворяется кремнезём связующего вещества КО, поскольку является кислым оксидом. Электрокорунд – оксид амфотерный, поэтому его взаимодействие со щёлочью практически не происходит. Растворение плёнок кремнезема на поверхности частиц электрокорунда проводят в кипящем водном растворе щёлочи с последующей отмывкой шлифзёрна электрокорунда.

Согласно разработанной технологической схеме, бой отходов электрокорундовых КО загружают в установку для измельчения керамики и разделения её на фракции.

Выделенную смесь зёрен керамики размером +0,2...-0,8 мм загружают в обогреваемый конвертер, где зёрна керамики попадают в кипящий раствор NaOH и при непрерывном вращении и подогреве конвертера находятся в течение 60...80 мин.

В результате взаимодействия кремнезема керамических частиц со щёлочью образуется жидкое стекло, которое отмывается от зёрен электрокорунда в течение 30...40 мин в специальной ванне с барботёром в восходящем потоке воды. Отмытый электрокорунд сушат при температуре 130...150°C и рассеивают по фракциям (фракции +0,16...-0,9 мм).

Химический способ регенерации обеспечивает высокий выход годного электрокорунда (95...98%) номерных фракций –№ 90...+№ 16, низкое содержание кремнезема (менее 0,6%) и высокую технико-экономическую эффективность процесса.

Основным недостатком химического способа регенерации является загрязнение окружающей среды щелочным раствором. Кроме того, химическая регенерация микропорошков электрокорунда характеризуется низкой производительностью.

Тем не менее, полученный в результате регенерации электрокорунд по своим свойствам практически аналогичен исходному материалу и может быть использован для изготовления всех слоев КО. Полученные в результате регенерации микропорошки электрокорунда рекомендуются использовать в огнеупорных суспензиях для выполнения второго и последующих слоев огнеупорного покрытия на модельном блоке.

Электрогидромеханический способ регенерации. Данный способ регенерации основан на электрогидравлическом измельчении боя КО (разработка СМПО им. М.В. Фрунзе).

Согласно схеме регенерации по данному способу шлифзёрна электрокорунда отмывают от микропорошков в гидрокосухах, в восходящем потоке воды. По окончании отмывки микропорошков шлифзёрно электрокорунда просушивают и рассеивают по фракциям. В результате регенерации полученный электрокорунд содержит до 6% кремнезема, что позволяет использовать его для обсыпки модельных блоков, начиная со второго слоя КО.

Несомненным достоинством данного способа регенерации является простота применяемой схемы, короткий цикл регенерации и отсутствие значительных количеств экологически вредных отходов.

Гидромеханический способ регенерации. Данный способ регенерации основан на удалении плёнки кремнезема с поверхности зерна электрокорунда путём механической оттирки "по-сухому" или в водной среде на установке с гидроциклоном (способ разработан в НИАТе с участием ВНИИстройдормаша).

Согласно принятой технологии, отходы КО измельчают в бегунах, после чего на механическом сите отделяют фракцию керамических зёрен с размерами +0,16 – 0,8 мм и подают на установку с гидроциклоном. В гидроциклоне проводится отмывка электрокорунда от пыли и примесей, а также его сушка, после чего смесь дополнительно обеспыливают в восходящем потоке воздуха и рассеивают по фракциям. В

результате очистки содержание примесей в регенерате составляет 0,6...2,15%, в том числе до 1% SiO₂ и Fe₂O₃.

Основным недостатком данного способа регенерации является то, что при данном способе остается нерегенерируемый мелкодисперсный электрокорунд. Кроме того, получаемый продукт нестабилен по количеству примесей.

Регенерация способом механической оттирки. Данный способ регенерации осуществляют путём механической оттирки плёнок кремнезёма с поверхности зерен электрокорунда в водной среде, содержащей 1...1,5% соляной кислоты.

Способ пневморегенерации. Совмещение способа пневморегенерации с последующим разделением регенерата сепарацией позволяет из КО восстанавливать не только электрокорунд, но и пылевидный дистен-силлиманит [228]. Установка для пневморегенерации состоит из четырёхсекционного отбойно-стирающего пневмогенератора вертикального типа, снабжена пневмоклассификатором и промышленным центробежным насосом. Технические параметры промышленной установки пневморегенерации электрокорунда приведены в табл. 6.62.

Рассматривая достоинства и недостатки различных способов регенерации, следует отметить, что одним из недостатков вышеописанных способов является наличие операции механического измельчения боя КО, приводящей к истиранию и дроблению частиц зернистого электрокорунда, что несомненно сказывается на свойствах получаемых из него КО.

6.10. Монолитные формы на основе гипса

Гипсовые монолитные формы, изготавливаемые по выплавляемым моделям, используют преимущественно для изготовления литых деталей, используемых в медицинской и полиграфической промышленности, при производстве ювелирных изделий, в стоматологии и т.п., из сплавов цветных металлов с температурой заливки не более 1200°C, за исключением бронз, содержащих более 3...5% свинца.

За рубежом в гипсовых формах получают отливки для микроволновой техники, телемеханики, судостроительной, космической, текстильной, медицинской, полиграфической и горной промышленности.

Иллюстрационная схема получения отливок в гипсовые формы по выплавляемым моделям представлена на рис. 6.73.

Согласно схеме, представленной на рис. 6.73, для изготовления монолитной гипсовой формы используют заливку модельных блоков жидкоподвижной гипсовой смесью, которая впоследствии необратимо твердеет. Для изготовления таких форм используют металлическую или пластмассовую опоку, либо деревянный жакет (опалубку), внутреннюю поверхность которой смазывают техническим вазелином, пушечной смазкой и т.п., во избежание прилипания к ней затвердевшей гипсовой смеси. При этом модельный блок (см. рис. 6.73,а) помещают в опоку и, удерживая его в подвешенном состоянии или устанавливая ЛЧ на плоскую поверхность, заливают под вакуумом и вибрации жидкой гипсовой массой (см. рис. 6.73,б), приготовленной путём смешивания сухой гипсовой смеси (смесь содержит, по массе, 30% гипса + 70% кварца пылевидного или шамотного порошка, либо 30% гипса + 50%

кварца пылевидного + 20% асбеста хризотилового, либо 23% гипса + 30% талька + 25% мела + 22% кварца пылевидного и т.п.) и воды в определённой пропорции.

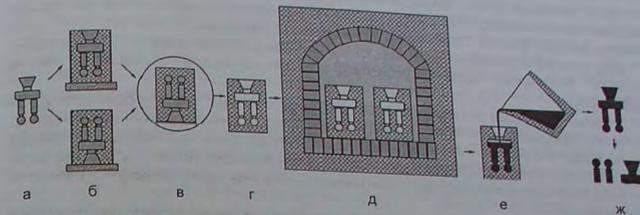


Рис. 6.73. Иллюстрационная схема получения отливок в гипсовые формы по выплавляемым моделям

После затвердевания гипсовой массы форму извлекают из опоки, сушат и выплавляют из неё модельный состав (см. рис.6.73,в). Выплавление модельного состава осуществляют в бойлерклаве или горячей воде. Если выплавление модельного состава проводят в воде, то после выплавления форму обрабатывают паром (пропаривают) в автоклаве с целью повышения её газопроницаемости и стабилизации величины КТЛР. Пропаривание в автоклаве проходит в течение 6...8 ч под давлением 1,2...1,5 бар.

После этого форму сушат (см. рис. 6.73,г). Сушку формы проводят либо на воздухе в условиях его естественной конвекции в течение 1...3 суток, либо, для сокращения длительности сушки, в сушиле камерного типа при температуре 50...60°C.

Просушенную форму прокаливают при температуре 750...800°C (см. рис. 6.73,д), охлаждают до необходимой температуры (50...700°C) и заливают металлом (см. рис. 6.73,е). После затвердевания и охлаждения отливки до комнатной температуры форму разрушают, а отливки отделяют от элементов ЛПС (см. рис. 6.73,ж).

За рубежом для изготовления гипсовых форм предприятия используют готовые гипсовые смеси, производимые на специализированных предприятиях. К числу таких смесей относится, например, гипсовая смесь марки INDUSTRIAL "A", свойства которой приведены в табл. 6.63.

Таблица 6.63

Свойства гипсовой смеси марки INDUSTRIAL "A"

Свойства, параметры	Значения
Соотношение порошок/вода (по массе)	100 / 28
Время использования гипсовой смеси с момента замешивания в ней воды, мин	6
Время твердения массы (первичного "схватывания"), мин	8
Прочность затвердевшей смеси при сжатии через 90 мин после твердения, МПа	6,8
Кoeffициент линейного расширения массы через 2 ч после твердения, %	0,72
Кoeffициент линейного расширения при нагреве до 750°C, %	0,5
Объём массы, получаемой из 1 кг гипсовой смеси, дм ³	0,51

На отечественных предприятиях, как правило, гипсовые смеси, используемые для изготовления монолитных гипсовых форм, готовят непосредственно в литейном цехе. При этом составы гипсовых смесей, используемых для изготовления монолитных гипсовых форм, аналогичны составам смесей, используемых для изготовления гипсовых стержней (см. гл. 4). То есть в состав сухой гипсовой смеси, как правило, входят: гипс, асбест, кварц пылевидный, шамотный песок и т.п.

Гипс для изготовления литейных форм используют, как правило, высокопрочный гипс. В природе гипс встречается в виде минерала — гипсового камня ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$).

Гипсовые вяжущие материалы получают путем термической обработки и измельчения природного гипсового камня и некоторых гипсосодержащих промышленных отходов (глиногипса, фосфогипса, борогипса). Качество гипсовых вяжущих оценивают по величине предела прочности затвердевшего гипса при сжатии и изгибе, продолжительности (срока) "схватывания", степени помола, водопоглощению при затворении.

Высокопрочный гипс получают путём гидротермической обработки гипсового камня насыщенным водяным паром в автоклавах. В результате обработки гипсового камня в автоклаве образуется высокопрочный гипс (α -полугидрат). В случае обработки гипсового камня в ёмкости, сообщаемой с атмосферой, образуется (β -полугидрат), называемый строительным гипсом.

По условиям термической обработки гипсовые вяжущие материалы делятся на две группы: низкообжиговые и высокообжиговые. К низкообжиговым сортам гипса относятся строительный, формовочный, высокопрочный гипс и гипсцементно-пуццолановое вяжущее, к высокообжиговым — ангидритовый цемент и эстрих-гипс.

В зависимости от продолжительности схватывания и твердения гипсовые вяжущие подразделяются на: А — быстротвердеющие (продолжительность схватывания — 2...15 мин); Б — нормальнотвердеющие (продолжительность схватывания — 6...30 мин); В — медленнотвердеющие (продолжительность схватывания — 20 мин и более). По степени помола различают вяжущие грубого (I), среднего (II) и тонкого (III) помола.

Маркировка гипсового вяжущего содержит информацию о его основных свойствах. Например, наименование марки гипса Г-7-А-II означает: Г — гипсовое вяжущее, 7 — предел прочности затвердевшего гипсового образца при сжатии (в МПа), А — быстротвердеющее, II — среднего помола.

Порошок гипсового вяжущего, затворенный водой (содержание воды — 50...70% от массы гипса), образует пластичную массу (тесто), которая быстро "схватывается" и твердеет. В результате затворения получают гипсовый камень, прочность которого повышается по мере испарения из него влаги.

При твердении объём гипса увеличивается на 0,3...1%, что следует учитывать при изготовлении изделий (форм, стержней) из гипсовых смесей. Величина расширения гипса зависит от ряда факторов, в число которых входит количество воды, использованной для затворения.

С увеличением количества используемой воды, величина расширения гипса понижается, в частности, при увеличении использованной воды для затворения высокопрочного гипса с 40 до 60% (по массе) величина расширения гипса при его твердении понижается с 0,28 до 0,23%. Наибольшего снижения расширения гипсового изделия удаётся достичь при использовании для его изготовления не чистого гипса, а гипсовых смесей. Например, изделия из гипсовой смеси, содержащей 40% гипса, 50% кварцевого песка, 10% асбеста и, сверх 100%, 2% гашёной извести, спустя сутки имеют величину объёмного расширения — 0,08% [291].

В отличие от других вяжущих, гипс можно применять без наполнителей, поскольку при твердении он не даёт усадки, и, следовательно, не растрескивается. В этом виде гипс используют для получения отливок из сплавов на основе олова или цинка. Во всех остальных случаях в гипс вводят наполнитель. В качестве наполнителя гипса используют кварцевый песок и кварц пылевидный, кристаллит (разновидность кварца), шамотный песок, доменный шлак, керамзит и т.п.

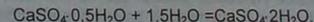
В основном, подготовка гипсовой смеси к заливке модельного блока (либо при получении гипсового стержня) состоит во взвешивании необходимых количеств этих составляющих получают гипсовый раствор.

В процессе подготовки гипса или его смеси гипсовый раствор должен быть использован до начала "схватывания" гипса, поскольку при длительном перемешивании, вибрации или утрамбовывании гипс теряет вяжущие свойства. Процесс схватывания можно замедлить или ускорить соответствующими добавками в воду различных водорастворимых химических веществ. Для замедления схватывания применяют добавки, повышающие пластичность смеси: 2...3%-ный раствор буры в воде, 5%-ный раствор этилового спирта в воде и пр. При этом следует отметить, что замедлители твердения понижают прочность гипсовых изделий (форм и стержней).

Для ускорения схватывания гипсового вяжущего в него добавляют 3...4%-ный раствор хлористого натрия или хлористого калия, сульфата натрия, сульфата калия, или, в небольших количествах, молотый затвердевший гипс.

Приготовленный водно-гипсовый раствор обладает высокой текучестью для обеспечения получения чёткого отпечатка поверхности модельного блока. Достаточно хорошую текучесть высокопрочный гипс приобретает при добавлении в него 35...45% воды (по массе). При этом объёмное расширение высокопрочного гипса при твердении составляет 0,2...0,3%, предел прочности образцов при сжатии, высушенных при 60°C до постоянной массы, составляет 2,5...4,0 МПа, время начала твердения водно-гипсового раствора составляет 3...4 мин, а окончание схватывания смеси происходит через 8...9 мин.

Смешивание порошкообразного гипса с водой сопровождается реакцией гидратации полуводного гипса с образованием монолитного твёрдого камнеподобного тела по реакции:



При этом прочность затвердевшей гипсовой массы увеличивается постепенно, по мере превращения полугидрата в двугидрат сернокислого кальция. Максимальную прочность гипс приобретает через 20...25 ч с момента смешивания с водой. В связи с этим гипсовые формы непосредственно после затвердевания гипсовой массы не рекомендуется сушить или прокалывать, поскольку это приводит к понижению их прочности.

Твердение гипсовой массы обусловлено выделением в её объёме кристаллов двугидрата сернокислого кальция, образующих в затвердевающей гипсовой массе объёмно-структурную решётку. С целью ускорения процесса изготовления формы и повышения её прочности гипсовую форму, по прошествии определённого времени с момента окончания твердения гипса, сушат при температуре 50...60°C.

Длительность твердения и прочность гипсовых форм зависит от тонкости помола гипса, условий его обжига, температуры гипса и воды при затворении, качества исходного сырья для изготовления гипса, длительности и условий хранения гипса и т.п.

Простота изготовления монолитных гипсовых форм делает данный способ формообразования весьма привлекательным. Большим достоинством гипсовых форм, используемых для получения оливок и так называемой "порчи" поверхности, является отсутствие на отливках чёрного налёта окислов и так называемой "порчи" поверхности. Существенным недостатком гипсовых форм является низкая огнеупорность гипса и значительное количество образующихся отходов (отработанной гипсовой массы).

Асбест. Асбест – гидросиликат магния ($2MgO \cdot SiO_2 \cdot 2H_2O$), волокнистый материал, сорт которого определяется длиной волокна и содержанием в асбесте пыли и галл. При повышении температуры выше $360^\circ C$, из асбеста удаляется адсорбционная вода, а при $600...800^\circ C$ из асбеста удаляется вода кристаллизационная. С повышенной водой асбестовое волокно теряет свою пластичность и прочность, легко разрыхляется и растирается в порошок.

Перед использованием в составе гипсовой смеси листы асбеста обжигают в печи камерного типа при температуре $900...950^\circ C$ в течение часа, охлаждают до комнатной температуры и размалывают в порошок.

Приготовление жидкой гипсовой массы. Приготовление гипсовых смесей проводят путем перемешивания соответствующих навесок исходных сухих компонентов, в течение $10...15$ мин в смесителе барабанного типа с частотой вращения барабана около 30 об/мин.

Жидкую гипсовую массу готовят в смесителе, оборудованном механической мешалкой, обеспечивающей частоту вращения вала мешалки в пределах от 300 до 400 об/мин. Для приготовления жидкой гипсовой смеси в смеситель наливают воду, после чего порционно засыпают приготовленную сухую гипсовую смесь.

Перемешивание жидкой гипсовой массы проводят в течение $3...4$ мин, поднимающая и опускающая мешалки. Гипсовая масса к окончанию перемешивания должна быть однородной по консистенции и достаточно текучей.

В случае необходимости увеличения времени начала схватывания приготовленной жидкой гипсовой массы в неё вводят замедлители схватывания, например, $1,5...3,0\%$ борной кислоты, буры, водный раствор столярного клея и др., либо проводят обработку затворителей ультразвуком. Введение, например, в сухую гипсовую смесь вышечуказанного количества борной кислоты позволяет увеличить время начала схватывания жидкой гипсовой массы до $12...15$ мин, а предварительная обработка затворителей (водных растворов алюмоборфосфата или АХФ) гипсовых смесей ультразвуком позволяет не только увеличить время начала твердения массы, но и увеличивает её прочность и текучесть [83].

Для приготовления качественной жидкой гипсовой массы особенно важно знать количество вводимой в неё воды, во избежание окомкования массы или её насыщения воздушными пузырьками в процессе перемешивания с водой.

Насыщение жидких гипсовых масс воздушными пузырьками – один из наиболее серьёзных их недостатков. С целью обеспечения наиболее активного удаления воздушных пузырей из жидкой гипсовой массы в неё вводят ПАВ, совмещая при этом вибрацию и вакуумирование массы. В качестве ПАВ используют, например, водный раствор, содержащий $2\% Na_2SiO_3$ и 1% борной кислоты.

Одними из важнейших показателей качества затвердевших гипсовых смесей являются их газопроницаемость и прочность. При всех прочих равных условиях, и газопроницаемость, и прочность материала прокалённой гипсовой формы зависят от состава используемой гипсовой смеси и обработки гипсовой формы паром в автоклаве.

Как правило, газопроницаемость прокалённых при $600^\circ C$ (в течение $3-4$ ч) и охлаждённых до комнатной температуры гипсовых форм составляет $0,05...0,45$ ед.

а прочность при сжатии – $1,5...2,8$ МПа. В то же время аналогичные пропаренные формы имеют газопроницаемость $1,0...15,0$ ед, а прочность при сжатии – $0,35...1,15$ МПа.

Влияние состава гипсовой смеси на её прочность в затвердевшем состоянии можно оценить по данным гистограммы, представленной на рис. 6.74.



Рис. 6.74. Предел прочности при статическом изгибе затвердевших гипсовых масс после предварительного прокаливания при $600^\circ C$ в течение 3 ч

в смесь введено 33% воды, длительность схватывания смеси – 10 мин); 5 – 50% гипса, 40% кварцевого песка, 10% асбеста и, сверх 100% , 1% H_2BO_3 (в смесь введено 33% воды, длительность схватывания смеси – 12 мин); 6 – 40% гипса, 50% кварцевого песка, 10% асбеста и, сверх 100% , 3% H_2BO_3 (в смесь введено 33% воды, длительность схватывания смеси – 15 мин).

Помимо состава гипсовой смеси, прочность гипсовой формы во многом зависит от количества воды, введённой в смесь. Чем больше воды использовано для затворения, тем ниже прочность гипсовой формы как в "сыром", так и в прокалённом состоянии.

В качестве примера на рис. 6.75 представлена зависимость предела прочности на сжатие гипсокристалобалитной смеси от количества добавленной в неё воды для затворения гипса [291].

Анализ данных, представленных на рис. 6.74 и рис. 6.75, свидетельствует о значительном влиянии на прочностные свойства затвердевших гипсовых масс как их состава, так и содержания воды, используемой для затворения гипса.

Наиболее значимое влияние на прочность гипсовых масс (см. рис. 6.75), при всех прочих равных условиях, оказывает соотношение гипсового порошка и воды, используемых для приготовления жидкой гипсовой массы (применительно к технологии изготовления монолитных гипсовых форм под понятием порошок следует понимать гипсовую смесь).

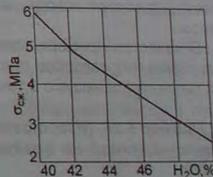


Рис. 6.75. Зависимость предела прочности на сжатие гипсокристалобалитной смеси от количества добавленной к ней воды

Изготовление монолитных форм на основе гипса. Исходя из свойств, присущих гипсу, существует пять правил, которые должны соблюдаться при любой технологии и любом типе используемого гипса или гипсовой смеси их следует хранить в чистом сухом помещении при температуре 20...22°C.

1. Для предотвращения порчи гипса и гипсовой смеси их следует хранить в чистом сухом помещении при температуре 20...22°C.

2. Вода, используемая для затворения гипса, должна быть чистой (дистиллированной или питьевой).

3. Оснастка, используемая для приготовления навесок гипсовых смесей, должна быть чистой и сухой.

4. Мешки или бочки с частично использованным гипсом или гипсовой смесью следует хранить в закрытом виде, предотвращая контакт гипса и гипсовой смеси с атмосферой.

5. Со временем гипс и гипсовые смеси теряют свои свойства. В связи с этим необходимо, чтобы запасы гипса и гипсовых смесей были использованы в течение определенного (гарантийного) периода времени.

Как было отмечено выше, получают монолитные гипсовые формы путём заливки модельных блоков жидкой гипсовой массой. Наиболее распространёнными методами приготовления жидкой гипсовой массы являются: ручное перемешивание, машинное перемешивание при помощи механической мешалки, машинное перемешивание под вакуумом.

В процессе приготовления гипсовой смеси строго обязательными являются следующие положения:

- выдерживание соотношения порошок/вода;
- выдерживание температуры замеса жидкой гипсовой массы;
- выдерживание длительности цикла подготовки жидкой гипсовой массы;
- выдерживание длительности цикла подготовки жидкой гипсовой массы;
- работы по приготовлению жидкой гипсовой массы вручную проводить в вытяжном шкафу и с использованием респиратора.

В связи с тем, что жидкая гипсовая масса обладает ограниченным временем технологической "живучести", то продолжительность всех технологических операций (с момента начала смешивания компонентов гипсовой массы до её заливки в опоку) назначают исходя из этого времени, а также времени начала твердения массы.

В качестве примера приведём перечень основных технологических операций для различных способов подготовки жидкой гипсовой массы в случае использования гипса, твердеющего в течение 8 мин с момента начала замешивания в него воды.

Пример 6.26. (Изготовление гипсовой формы из жидкой гипсовой массы, приготовленной на воздухе вручную или при помощи механической мешалки.)

При использовании порошка гипса или гипсовой смеси, который смешивают с водой на воздухе вручную или при помощи механической мешалки, необходимо:

1. Приготовить требуемую навеску порошка гипса или гипсовой смеси и измерить её температуру.

2. Приготовить необходимый объём воды и отрегулировать её температуру так, чтобы температура приготовленной жидкой гипсовой массы составляла 20...22°C. В этом случае температуру используемой воды можно рассчитать по формуле:

$$t_{\text{в}} = 40 - t_1, \quad (6.40)$$

где $t_{\text{в}}$ и t_1 температура воды и порошка гипса соответственно, °C.

То есть, например, если температура порошка составила 25°C, то рекомендуемая температура используемой воды должна быть $t_{\text{в}} = 40 - 25 = 15^\circ\text{C}$.

3. Воду налить в ёмкость для приготовления массы.

4. Медленно засыпать порошок гипса в воду и дать воде впитаться в порошок в течение 30...40 с.

5. Перемешивать массу вручную в течение 30 секунд, после чего визуально убедиться, что все комки массы распались.

6. Последующее перемешивание массы, вручную или на механической мешалке, продолжать в течение 3-х минут.

7. Прекратить перемешивание и с целью удаления из массы воздушных пузырьков вакуумировать ёмкость с массой в течение (не более) 2 мин. В процессе вакуумирования ёмкость с массой рекомендуется подвергнуть вибрации.

8. После вакуумирования приготовленной массой заполнить пространство между стенкой опоки (жакета) и модельным блоком. Опку заполнять аккуратно, преимущественно подавая жидкую гипсовую массу на внутреннюю стенку опоки (жакета).

9. Заполненную опку с залитым модельным блоком вакуумировать в течение (не более) 2-х мин.

10. По окончании вакуумирования дать опке (жакету) постоять не менее 1 ч, после чего форму удалить из опоки (жакета).

Изготовленные формы, до выплавления из них модельного состава, проявлять на воздухе в течение 1...3 сут.

Пример 6.27. (Изготовление гипсовой формы из жидкой гипсовой массы, приготовленной в механической мешалке под вакуумом.)

В случае приготовления жидкой гипсовой массы в вакууме рекомендуется использовать более низкое соотношение порошок/вода.

При использовании порошка гипса или гипсовой смеси, который смешивают с водой при помощи механической мешалки в вакууме, необходимо:

1. Взвесить необходимое количество порошка и измерить его температуру.

2. Приготовить необходимое количество воды и отрегулировать её температуру таким образом, чтобы после смешивания воды и порошка температура жидкой гипсовой массы составляла 20...22°C.

3. Залить воду в ёмкость перемешивания вакуум-камеры.

4. Засыпать порошок в ёмкость перемешивания вакуум-камеры и дать воде впитаться в порошок в течение 30 с.

5. Включить мешалку и, создав в камере вакуум, перемешивать массу в течение 6 мин.

6. Медленно, без вибрации, заполнить жидкой гипсовой массой пространство между модельным блоком и стенкой опоки (жакета).

7. По окончании заполнения гипсовой массой внутреннего пространства опоки (жакета) вакуум-камеру заполнить воздухом (разгерметизировать).

8. По окончании вакуумирования дать опке (жакету) постоять не менее 1 ч, после чего форму удалить из опоки (жакета).

Изготовленные формы, до выплавления из них модельного состава, проявлять на воздухе в течение 1...3 сут.

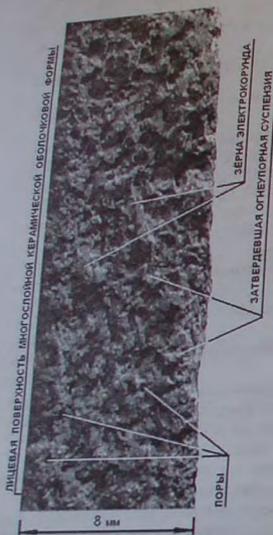


Рис. 7.1 Вид излома стенки прокалиенной КО

Подготовка КО к заливке, в основном, преследует следующие цели: удаление из заливку до определённой температуры. В результате подготовки КО к моменту заливки должна обладать определённой прочностью, газопроницаемостью, низкой газотворной способностью, иметь высокую чистоту поверхности первого слоя, не иметь корробления, трещин и пр.

Подготовка КО к заливке включает одну или несколько основных технологических операций, в число которых входят: прокаливание КО, формовка КО, очистка рабочих полостей КО, ремонт КО и др. Количество и порядок проведения технологических операций, используемых в процессе подготовки КО к заливке, зависит от свойств материалов, использованных для изготовления КО, её габаритных размеров, требований к качеству отливки, технических параметров оборудования, используемого для прокаливания КО, химической активности заливаемого сплава и т.п.

Следует отметить, что в некоторых случаях в условиях единичного и мелкосерийного производства в число операций по подготовке электрокорундовых КО к заливке также входит операция сборки КО – соединение КО, оформляющей элементы ЛПС, с КО, оформляющей отливку [337].

Прокаливание (обжиг) КО – обязательная технологическая операция для всех КО, включающая их нагрев и изотермическую выдержку при определённой температуре.

Как правило, прокаливание КО проводят в окислительной газовой среде. При прокаливании КО нагревают до 850...1000°C и выдерживают при данной температуре, в зависимости от способа формовки КО, в течение 30...180 мин.

В результате прокаливания из КО удаляются газообразные вещества (моделный состав, РР и т.п.), со стенок КО удаляется налет сажи, происходит диффузионный массоперенос между различными структурными составляющими КО, сопровождающийся спеканием связующего вещества и, в ряде случаев, образованием новых легкоплавких химических соединений, а также пор, сети капиллярных каналов и т.п. (см. рис. 7.1).

Прокаливание КО (форм) проводят в электриче-

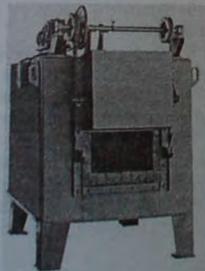


Рис. 7.2 Печь ЧНО

ских и газовых печах камерного типа (см. рис. 7.2) или печах проходного типа (см. Приложение 6). Режим и условия прокаливания КО (формы) назначают в зависимости от свойств сплава отливки, требований к качеству отливки, свойств КО, типа используемой прокаточной печи и т.п.

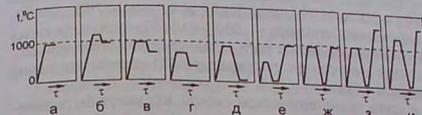


Рис. 7.3 Изменения температуры КО в процессе её подготовки к заливке

На рис. 7.3 представлены режимы изменения температуры КО в период её подготовки под заливку, а перечень основных технологических операций для наиболее распространённых схем подготовки КО под заливку приведен в табл. 7.1.

Схемы подготовки КО под заливку

Таблица 7.1

Технологические операции (операции указаны в порядке их выполнения)	Условный номер схемы подготовки КО под заливку для получения отливок								
	с равноосной макроструктурой								
	общемашиностроительного назначения					специального назначения			
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Формовка КО в ОН				+					
Предварительное прокаливание КО без ОН				+	+				
Охлаждение КО в прокаточной печи (вместе с прокаточной печью)							+	+	+
Визуальный контроль и отбраковка КО				+			+	+	+
Ремонт КО				+					
Промывка предварительно прокалиенных КО водой									+
Сушка промытых водой КО									+
Продувка полостей КО сжатым воздухом							+	+	+
Установка в промывники КО керамических пробок, закрепление в КО затравочных кристаллов и пр.							+	+	+
Формовка КО в ОН				+			+	+	+
Эжекционная очистка внутренней полости КО							+	+	+
Прокаливание (нагрев) КО под заливку	+	+	+	+	+	+	+	+	+
Эжекционная очистка внутренней полости КО				+	+	+			
Формовка КО в ОН (псевдокипящий слой)				+					
Понижение температуры КО под заливку до технологической	(Al)*	(e)				(Al, Mg)*			
Заливка КО	+	+	+	+	+	+	+	+	+
График изменения температуры КО в процессе её подготовки к заливке (см. рис. 7.3)	г	б, в, г, д	е	а	а	а	ж	ж	з
Характер газовой среды в КО и вокруг неё при заливке металлом**	О	О	О	О	О	О	О	Ва	Ва
	В	В	В	В	В	В	В	Ва	Ва

Примечание. НК – отливки, получаемые способом направленной кристаллизации. ОН – опорный наполнитель. * – для отливок из сплавов на основе алюминия (Al), магния (Mg). (e) – температура КО может быть понижена или остаться на уровне температуры изотермической выдержки КО при прокаливании. ** – газовая среда: О – окислительная, В – восстановительная, Ва – вакуум.

Как было отмечено выше, к окончанию процесса подготовки к заливке КО должна иметь определённую температуру. Эту температуру, как правило, назначают

исходя из типа сплава отливки, заливаемого в данную КО, а также условий затвердевания отливки, предопределяющих макроструктуру литой детали.

При изготовлении отливок с равноосной, смешанной или столбчатой (транскрипционной) макроструктурой, температура КО (t_c) в момент заливки, как правило, составляет: для магниевых сплавов — 50...150°C, для алюминиевых сплавов — 100...350°C, для бронзы, латуни — 500...950°C, для титановых сплавов — 100...350°C, для никелевых, кобальтовых, хромовых сплавов — 950...1150°C, для титановых сплавов 20...70°C. В случае получения отливок с направленно-столбчатой или монокристаллической макроструктурой начальная температура КО равна или выше температуры ливидуса заливаемого сплава.

В зависимости от принятой в цехе технологической схемы, КО могут быть залиты как без опорного наполнителя, так и заформованными в опорный наполнитель. Наиболее распространённые и известные схемы формовки КО в литье по выплавляемым моделям представлены на рис. 7.4.

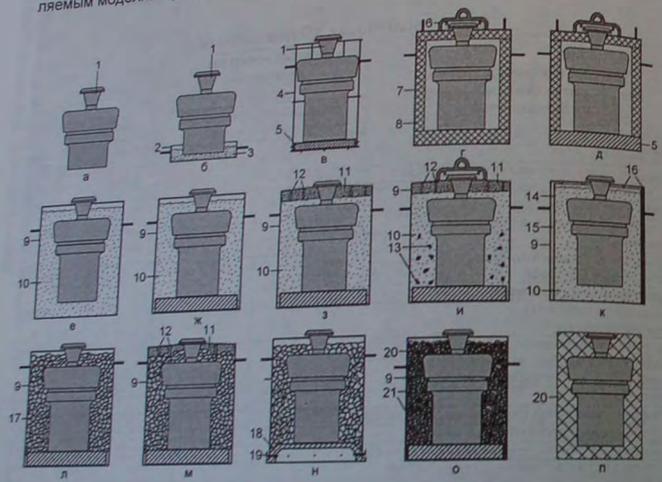


Рис. 7.4. Схемы формовки КО:

1 — КО; 2 — противень; 3 — песок кварцевый; 4 — корзина стальная; 5 — холодильник стальной; 6 — крышка керамическая; 7 — корб стальная; 8 — теплоизоляционный слой (футеровка); 9 — опока стальная; 10 — наполнитель мелкозернистый (песок кварцевый, электрокорунд чёрный и т.п.); 11 — пробка песчано-жидкостекляная (электрокорундо-жидкостекляная); 12 — вентиляционные каналы; 13 — карбюризатор (древесный уголь); 14 — слой (лист) асбеста хризотилового; 15 — зазор воздушный; 16 — рейки деревянные; 17 — наполнитель крупнозернистый (шамотная крошка, бой КО и т.п.); 18 — днище опоки съёмное; 19 — штифты крепёжные; 20 — наполнитель монолитный (цементный, гипсовый, песчано-жидкостекляный и т.п.); 21 — гравий (керамзитовый, вспученный перлит, вспученный вермикулит, шлак доменный и т.п.)

Многообразие схем формовки КО, представленных на рис. 7.4, обусловлено разнообразием требований, предъявляемых к качеству отливок, их массой и габаритными размерами, свойствами материалов, применяемых для изготовления КО, толщиной и термостойкостью стенок КО, применяемым в литейном цехе оборудованием и пр. Все известные способы подготовки КО к заливке можно объединить в три группы, исходя из условий прокаливания КО и её заливки:

- группа 1 — прокаливание и заливка КО без опорного наполнителя;
- группа 2 — прокаливание КО без опорного наполнителя и заливка КО, заформованной в опорный наполнитель;
- группа 3 — прокаливание и заливка КО, заформованной в опорный наполнитель.

Формовка в литье по выплавляемым моделям это процесс засыпки или заливки опорного наполнителя в пространство между КО (ниже уровня верхнего среза ЛВ или ЛЧ) и внутренней стенкой опоки, либо это процесс упаковки КО в монолитный.

Опорный наполнитель — это огнеупорный материал (сыпучий или монолитный), окружающий КО с внешней стороны и предназначенный для увеличения жёсткости и прочности КО, обеспечения устойчивости КО при её прокаливании и заливке, сохранения начальной температуры КО до заливки и т.п.

В качестве опорного наполнителя используют, как правило, сыпучий или монолитный огнеупорный неметаллический материал, и, в некоторых случаях, чугунную дробь.

В литье по выплавляемым моделям используют следующие сыпучие наполнители:

1. Мелкозернистый огнеупорный материал, преимущественно кварцевый песок, значительно реже — чёрный электрокорунд или чугунная дробь (Используют при получении мелких и средних отливок общемашиностроительного назначения и товаров народного потребления).
2. Крупнозернистый сыпучий (шамотная крошка, бой КО и т.п.) огнеупорный материал (Используют преимущественно при получении средних и крупных отливок, в том числе и для отливок специального назначения в вакуумных плавильно-заливочных установках).
3. Гравий (керамзитовый гравий, вспученный перлит, вспученный вермикулит, доменный шлак) или другой крупнокусковой сыпучий огнеупорный материал (Используют при получении отливок общемашиностроительного назначения в условиях открытой плавки и заливки металла).

В некоторых случаях, с целью повышения прочности КО и точности изготавливаемых отливок, используют монолитные наполнители. Монолитные опорные наполнители классифицируют на твердеющие до прокаливания формы (например, цементные смеси, смеси кварцевого песка и жидким стеклом и др.) и на твердеющие во время прокаливания формы (например, смесь кварцевого песка с борной кислотой).

Прокаливание и заливка КО без опорного наполнителя. Прокаливание и заливку КО без опорного наполнителя (см. рис. 7.4, а, б), в основном, применяют в условиях мелкосерийного и серийного производства отливок, используя 6...18-слойные КО металлоёмкостью до 140 кг (по стали) и изготовленные на основе кварцевого песка, ГРЭС с $M\leq 0,7$ и кварца пылевидного. Если в качестве сыпучего материала КО и ПМ огнеупорной суспензии используют белый электрокорунд, то металлоёмкость таких КО может достигать 350 кг и более.

Для прокаливания КО помещают в прокаливочную печь, устанавливая их непосредственно на подину печи в том положении, в котором они впоследствии будут поданы под заливку металлом (см. рис. 7.4, а). Во избежание засорения КО части-

Причём, с увеличением длительности выдержки выдержки качественной КО на воздухе до заливки величина температурного градиента между её различными частями резко возрастает, поскольку КО в тепловом отношении является термически тонким телом, незамедлительно реагирующим изменением своей температуры на соответствующее изменение температуры окружающей среды, в которую она попадает.

В процессе охлаждения на воздухе КО формируется к 1-й...3-й минуте пребывания КО между различными частями КО температура 300°C и более.

на воздухе, а его величина может составлять 300°C и более.

В качестве примера на рис. 7.7,а представлен общий вид восьмислойной кварцевой КО с обозначением мест установки в её стенках термопар (точка б на цевой КО с обозначением мест установки на внутренней стенке КО, рис. 7.7,а соответствует термопаре № 6, установленной на внутренней стенке КО, рис. 7.7,а соответствует термопаре № 1), а на рис. 7.7,б представлены термодиаграммы охлаждения КО на воздухе после её извлечения из прокаточной печи.

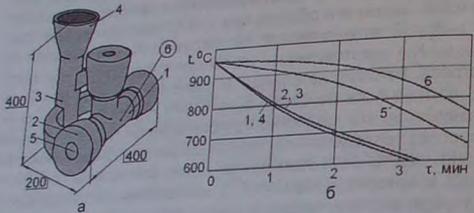


Рис. 7.7. Схема установки термопар в КО (а) и термограммы охлаждения КО на воздухе до заливки (б)

жду внутренней стенкой (термограмма № 6) и внешними стенками КО (термограммы № 1...№ 4) через две минуты охлаждения достигает 220°C [240].

Сохранение однородности температурного поля КО до её заливки металлом – одно из важнейших условий получения стабильного и качественного тонкостенного литья ответственного назначения. Выполнение данного условия наиболее обязательно при получении отливок, в стенках которых недопустимо наличие рыхлоты, выявляемой методами радиационной дефектоскопии (литые детали, работающие в условиях высокого давления, вакуума, агрессивных сред и т.п.), а также на отливках, к которым предъявляют высокие требования по размерной точности (турбинные лопатки, аппараты сопловые и т.п.).

Необходимость сохранения однородности температурного поля КО к моменту её заливки объясняется тем, что её отсутствие приводит к непредсказуемости хода процессов формирования отливки. В конечном счёте получаемые отливки имеют нестабильное качество, характеризующееся наличием в них различных по величине и местам образования усадочных дефектов (усадочной пористости, рыхлот), поверхностных дефектов (недоливов, слэев, окисных плёнок, корольков и др.) и пр.

Кроме того, неоднородность температурного поля КО, вызванная её охлаждением до заливки, приводит к определённой степени коробления КО и неравномерной усадке различных частей отливки. Результатом этого является нарушение размерной точности отливки, а также появление засора, вызванного сколом частичек КО с её лицевого слоя.

То есть обеспечение однородности температурного поля КО к моменту заливки является одной из важнейших задач в технологии получения отливок ответственного назначения в КО, изготвленных не только на основе кварцевого песка, но и на цирконии, плавяного кварца и пр.).

Достоинством рассматриваемой схемы подготовки КО к заливке является полнота удаления газотворных составляющих КО, относительный короткий цикл прокатки энергоемкость процесса.

Существенным недостатком данной схемы подготовки КО к заливке является необходимость использования КО с повышенным числом слоёв огнеупорного покрытия, а также быстрое охлаждение КО на воздухе до заливки, приводящее к неоднородности её температурного поля.

Кроме того, заливка КО на воздухе (в окислительной газовой среде) сплавами, содержащими легкоокисляющиеся элементы (Cr, Al, Ti и др.), зачастую приводит к появлению на поверхности и в теле отливок окисных плёнок недопустимых размеров.

Помимо этого, проведение прокаливания КО в печах камерного типа требует их периодического охлаждения для загрузки в них каждой очередной партии прокаливаемых КО и последующего нагрева печи для прокаливания загруженных в неё КО, что приводит к понижению производительности печей, повышенному расходу энергоносителей и огнеупорных материалов, уменьшению межремонтных сроков печного оборудования.

Неоднородность температурного поля КО к моменту заливки оказывает положительное влияние лишь для КО, которые были изготовлены на модельных блоках с ЛПС типа I. В этом случае охлаждение КО с внешней стороны приводит к тому, что к моменту заливки температура КО в области стюка оказывается более высокой, чем температура КО в области отливки. То есть формирование данного распределения температуры в поперечном сечении КО способствует усилению эффекта последовательности затвердевания металла в системе отливка-питатель-стояк.

С целью недопущения значительного охлаждения КО на воздухе при получении отливок ответственного назначения, длительности нахождения незаформованной КО вне печи прокаливания до заливки ограничивают, например, 30-тью секундами, либо прокалённые КО до заливки помещают в электропечь подогрева КО. В этой печи подогрева температура КО до заливки поддерживается на уровне температуры её прокаливания (950...980°C).

В некоторых случаях для получения отливок специального назначения из жаропрочных никелевых сплавов используют электрокорундовые КО, прошедшие предварительное прокаливание и повторный нагрев под заливку. Данный технологический приём используют для проведения очистки (продувка сжатым воздухом, промывка тёплой водой, эжектирование) рабочей полости КО от случайных частиц, установки пробок в полости промывников КО, установки и закрепления в КО затравочного кристалла (кристаллов) и т.п.

Для проведения предварительного прокаливания электрокорундовые КО помещают в печь при температуре до 500°C, после чего повышают температуру в печи до 940...1150°C и выдерживают при данной температуре в течение 1...2 ч. По окончании изотермической выдержки КО вместе с печью охлаждают до комнатной температуры.

Охлаждённые до комнатной температуры КО извлекают из печи и визуально контролируют на наличие в них трещин. При необходимости рабочие полости КО очищают (промывкой, продувкой, эжектированием), а также устанавливают керами-

ческие пробки в промывники. КО с вывешенными трещинами бракуют, а остальные КО проваливают на воздухе в течение суток, после чего нагревают в прокалочной печи до 950...980°C и заливают металлом.

При литье легкоплавких цветных сплавов КО, прокалённую при 850...950°C, охлаждают до соответствующей технологической температуры (50...650°C). Охлаждение КО в этом случае проводят либо на воздухе, либо КО охлаждают вместе с сение КО в печи до температуры менее 500°C осуществляют по следующему режиму:

- с 950...850°C до 500°C – в отключённой печи при закрытом шибере;
- с 950...850°C до технологической температуры – в отключённой печи и открытом шибере.

Следует отметить, что для КО, изготовленных на основе кварцевого песка, охлаждение, после прокаливания, до комнатной температуры – нежелательно. Это связано с тем, что значительное изменение объёма кварцевого песка при охлаждении КО приводит к скалыванию частиц с лицевого слоя КО и образованию в отливке значительного засора.

Помимо вышеописанных способов безопасного прокаливания КО, известны и другие способы. В частности, для прокаливания КО, изготовленных на основе кварцевого песка, кварца пилевидного и ГРЭС, авторы [200; 201] использовали экзотермическую смесь, которую наносили на поверхность КО в качестве её последних слоёв, авторы работы [213, а.с. СССР №270195] рекомендуют прокаливание КО осуществлять в вакууме при температуре 400...600°C, согласно а.с. СССР №645748 и патенту РФ №2221670 прокаливание КО рекомендуется вести в течение ~30 мин при температуре воздуха в рабочем пространстве прокалочной печи 500...550°C и определённом разрежении, создаваемом во внутреннем пространстве прокаливаемой КО вакуумным насосом и т.д.

Прокаливание КО без опорного наполнителя и заливки КО, заформованной в опорный наполнитель. Стремление сократить длительность прокаливания КО и уменьшить количество слоёв КО привело к появлению технологических схем подготовки КО под заливку, предполагающих прокаливание КО без опорного наполнителя и последующую формовку КО для заливки в сыпучий опорный наполнитель.

Данную схему подготовки КО используют, в основном, при получении мелких отливок общемашиностроительного назначения. При этом КО имеет, как правило, 3...4 слоя огнеупорного покрытия на основе ГРЭС с $M=0,55...0,7$ и последний слой на основе жидкого стекла, либо у КО первый и третий слои выполнены на основе жидкостекольной суспензии, а второй – на основе ГРЭС с $M=0,55...0,7$.

Для прокаливания КО загружают в прокалочную печь при начальной температуре в рабочем пространстве печи до 550°C с последующим повышением температуры до 850...950°C. Общая длительность прокаливания КО в этом случае, как правило, составляет 45...90 мин. После прокаливания КО извлекают из печи и засыпают опорным наполнителем (кварцевым песком). При этом, кварцевый песок может иметь температуру от 20 до 200°C или 850...950°C. Заформованные в сыпучий опорный наполнитель КО в течение 1...2 мин заливают металлом.

В условиях мелкосерийного производства литья общемашиностроительного назначения для прокаливания КО устанавливают на стальную подставку, что схематично представлено на рис. 7.8 и помещают в прокалочную печь. После прокаливания КО на подставке извлекают из прокалочной печи и устанавливают в опоку. Пространство, образовавшееся между КО и стенками опоки, заполняют кварцевым песком (температура песка – 100...200°C). После засыпки песком КО заливают металлом.

При серийном и крупносерийном производстве мелких и средних стальных отливок общемашиностроительного назначения используют следующую схему подготовки КО.

КО предварительно прокаливают в проходной газовой (электрической) печи, например, в печи конструкции предприятия Гипротракторсельмаш, в течение 45...60 мин при температуре 800...850°C. После этого прокалённые КО охлаждают в рабочем пространстве печи до комнатной температуры в течение 45...30 мин. Прокалённые КО визуально контролируют на предмет их целостности и, при необходимости, ремонтируют (шпатлюют трещины огнеупорной пастой, глиной). После ремонта КО формуют в сыпучий опорный наполнитель (кварцевый песок) и в опоках повторно подают в прокалочную печь, где формы нагреваются под заливку до 800...950°C.

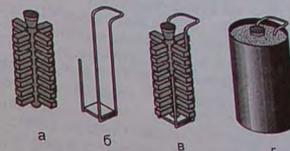


Рис. 7.8. Схема формовки КО в опорный наполнитель на подставке: а – КО; б – подставка; в – КО на подставке; г – КО, заформованная с подставкой в опоке опорным наполнителем

Существенным недостатком данной технологической схемы подготовки КО к заливке является наличие двойного нагрева КО. Сам по себе двойной нагрев КО не сказывается на качестве КО, если они изготовлены на основе огнеупорных материалов, не испытывающих значительных объёмных изменений в интервале от 20 до 1000°C. В случае, если для изготовления КО был использован кварцевый песок, жидкое стекло и (или) ГРЭС с $M \geq 0,85$, в отливках, по вышеописанным причинам, образуется большое количество дефектов засорного характера.

В условиях массового производства мелких стальных отливок схема подготовки КО к заливке, предполагающая прокаливание КО без опорного наполнителя и их заливку в опорный наполнитель, реализована на комплексной механизированной поточной линии формовки, прокаливания, заливки КО, охлаждения и выбивки блоков отливок мод. 675А, где прокаливание КО с ЛПС типа I проводят в корзинах-подвесках в проходной газовой печи. При среднем развесе получаемых отливок 200 г линия мод. 675А может обеспечить производство 1250 т литья в год.

Схема линии мод. 675А представлена на рис. 7.9, где обозначены: 1 – печь газовая проходного типа, 3 – заливочная карусель, 7 – камера охлаждения залитых блоков. Все основные узлы линии мод. 675А объединены конвейером 9 подвеса типа.

На линии мод. 675А для прокаливания КО 10 устанавливают в корзины подвесок (см. рис. 7.9), закрывают ЛВ фиксирующими колпачками и по конвейеру 9 подают в печь 1 (на рис. 7.9 направление движения конвейера и заливочной карусели обозначено стрелками). Конструкция печи предусматривает нагрев корзины-подвески совмест-

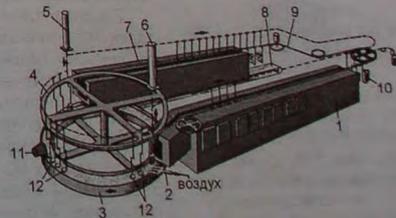


Рис. 7.9. Линия мод. 675А для прокаливания, формовки, заливки КО и охлаждения блоков

но с КО таким образом, при котором верхняя часть подвески и трасса конвейера находятся вне горячей зоны печи.

Прокаливание КО на линии мод. 675А длится 45 мин. Температура в прокаточной печи — 850...960°C. Кварцевые КО, прокаливаемые и заливаемые на выходе из печи — 850...960°C. Кварцевые КО, прокаливаемые и заливаемые на линии мод. 675А, содержат 4...5 слоёв огнеупорного покрытия, выполненного на основе ГРЭС с $M=0,56...0,7$, и один упрочняющий слой, выполненный на основе жидкого стекла.

После прокаливания КО в корзине подвески погружаются в песок вращающейся заливочной карусели 3 посредством пневматического лифта 6. Для обеспечения свободного погружения корзины с копающей частью слоя песка. Для обеспечения свободного погружения создают участок кипящего слоя песка.

Кипящий слой формируется в результате непрерывного пропускания через песок, в месте погружения корзины с КО, горячего газа из неподвижного коллектора 2. Создание эффекта кипящего слоя вокруг коллектора делает возможным выполнить коллектор 2 неподвижным в движущейся массе песка заливочной карусели 3. Вращение заливочной карусели осуществляется движущимся конвейером посредством звёздочки 4, что обеспечивает синхронизацию движения подвесок конвейера и заформованных в песок КО 12.

Постоянное вращение заливочной карусели выводит подвеску и КО из области кипящего слоя. При этом КО остаётся в корзине подвески и оказывается засыпанной кварцевым песком под верхний уровень ЛВ.

В таком состоянии, после снятия вручную с ЛВ фиксирующего колпачка, КО заливают металлом из ковша 11 (см. рис. 7.9). Некоторое время после заливки залитая КО остаётся в песке, после чего подвеска с корзиной и залитым блоком пневматическим подъёмником извлекается из песка и подаётся на трассу конвейера. Залитый блок поступает по конвейеру в камеру охлаждения 7. В камере охлаждения залитые блоки охлаждаются водой, которая смывает с блоков остатки формовочного песка и отколовшиеся кусочки КО. Для улавливания и утилизации песка и частиц КО под камерой охлаждения проходит ленточный конвейер 8.

На некоторых предприятиях, с целью снижения брака отливок по засору, КО, заформованные в песок на заливочной карусели, после снятия колпачка с ЛВ очищают от сора. Очистку КО проводят путём эжектирования полости стояка, что схематично представлено на рис. 7.10.

Вышеописанные технологические схемы подготовки КО к заливке, в основном, используют при изготовлении стальных отливок общемашиностроительного назначения. Для отливок ответственного назначения используют более сложные схемы подготовки КО к заливке.

Например, одним из вариантов подготовки электрокорундовых КО, имеющих промывники, к заливке в вакуумной плавильно-заливочной установке для получения отливок ответственного назначения является следующая схема. По окончании сушки последнего слоя КО модельный состав из блока выплавляют в горячей воде. После выплавления модельного состава КО извлекают из воды, сливают остатки воды из её полости и проваливают на воздухе в течение суток. После проваливания на воздухе КО сушат в печи при температуре 150...200°C в течение 2...4 ч.

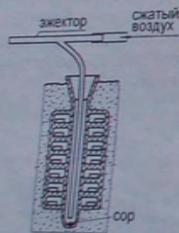


Рис. 7.10. Схема удаления сора из КО методом эжекции

Просушенные КО предварительно прокаливают, для чего КО помещают в электропечь камерного типа и нагревают до 950...980°C с последующей выдержкой при указанной температуре в течение 2 ч. После изотермической выдержки КО охлаждают вместе с печью по следующему режиму: охлаждение в печи при закрытом шибере до 600°C, охлаждение в печи от 600°C до 350°C при открытом шибере. После понижения температуры в печи менее 350°C КО извлекают из печи и охлаждают на воздухе до 80°C.

Охладив до 80°C внутреннюю полость КО промывают водой, имеющей температуру 80...95°C. Промывные водой КО проваливают на воздухе при комнатной температуре в течение не менее 4 ч. Впоследствии в отверстия промывников КО вставляют керамические пробки и закрепляют их в КО смесью ГРЭС с белым электрокорундом, а литниковую чашу КО закрепляют бумагой.

После установки пробки КО выдерживают на воздухе не менее суток и формуют в опорный наполнитель, для чего на дно опоки устанавливают стальной холодильник, а на него с притиркой устанавливают КО. После этого пространство, образовавшееся между КО и опокой, заполняют опорным наполнителем (электрокорундом, боем КО и т.п.). При этом расстояние между верхним уровнем наполнителя в опоке и уровнем верхней крошки ЛЧ должно составлять 30...40 мм. Это пространство впоследствии заполняют жидкостекляной смесью, состоящей (по массе) из 85% кварцевого песка и 15% жидкого стекла. Жидкостекляную смесь засыпают на поверхность опорного наполнителя в опоке и вручную уплотняют. После уплотнения в сформованном слое (пробке) делают 10...15 сквозных отверстий диаметром около 5...6 мм.

Заформованную КО выдерживают на воздухе в течение суток, после чего удаляют бумагу с ЛЧ и накрывают ЛЧ керамической крышкой. В таком состоянии форму поддают в прокаточную печь, которая имеет температуру в рабочем пространстве не выше 500°C. После закрытия шибера печи температуру в печи повышают до 960±15°C со скоростью не более 110°C/ч. При достижении в рабочем пространстве печи 960±15°C форму выдерживают при данной температуре в течение не менее 4 ч.

После соответствующей изотермической выдержки нагретую до 960±15°C форму извлекают из печи и устанавливают в вакуумную плавильно-заливочную установку, предварительно заменив керамическую крышку на ЛЧ листом нержавеющей стали толщиной 0,10...0,15 мм. Впоследствии при заливке формой струя расплава, истекающая из тигля печи, прожигает металлический лист и заполняет форму.

Использование вышеописанной технологии подготовки КО под заливку не позволяет абсолютно исключить появление засора в отливках, однако существенно уменьшает вероятность его появления.

Прокаливание и заливка КО в сыпучем опорном наполнителе. Схему формовки, прокаливания и заливки КО в опорном наполнителе (см. рис. 7.4.е...рис. 7.4.о) используют, в основном, в следующих случаях: 1 — если КО неустойчива в положении заливки, 2 — если КО имеет недостаточную толщину стенок, прочность или термостойкость, 3 — если до заливки требуется сохранить начальную температуру КО.

В цехах литья по выплавляемым моделям, производящих отливки общемашиностроительного назначения, в качестве опорного наполнителя (ОН) преимущественно используют кварцевый песок. Использование кварцевого песка обусловлено его технологичностью и многократностью в использовании, недефицитностью и низкой стоимостью. Тем не менее использование кварцевого песка в качестве опорного наполнителя в ряде случаев недопустимо, что связано со значительным

увеличением его объема при полиморфном превращении во время нагрева формы при прокаливании.

Дело в том, что при существенном увеличении объема материала опорного наполнителя (кварцевого песка) КО, заформованная в него, испытывает значительное давление. В некоторых случаях это давление настолько велико, что приводит не только к деформации КО, но и её разрушению. В связи с этим для получения отливков ответственного назначения формовку КО проводят в опорный наполнитель, материал которого имеет относительно низкую величину КТЛР в интервале от 20 до 1000°С. К числу таких материалов, например, относится электрокорунд, шамотная крошка, НКС и пр.

Для формовки КО в опорный наполнитель используют опоки из жаростойкой стали, конструктивно, представляющие собой короба (сварные — из листа стали толщиной ~3 мм, или литые — с толщиной стенок 10...20 мм).

Процесс формовки КО на опоки насыпают слой опорного наполнителя (технологических операций). На дно опоки насыпают слой опорного наполнителя ("постель" толщиной 30...50 мм и устанавливают на него КО. Во избежание засорения внутренней полости КО частицами опорного наполнителя, ЛВ на время формовки накрывают стальными или пластмассовыми колпачками. После установки КО в опоке "на постель" пространство между КО и стенками опоки заполняют опорным наполнителем, выдерживая при этом расстояние между верхним уровнем наполнителя в опоке и верхним торцом ЛВ в пределах 10...30 мм и не менее 20 мм между боковыми стенками опоки и КО (см. рис. 7.4,е).

В зависимости от размеров опоки и КО, в опоке может размещаться как одна, так и несколько КО. В случае размещения в опоке более одной КО расстояние между соседними КО должны быть не менее 20 мм. При этом КО рекомендуется размещать относительно друг друга в определенном положении, что схематично представлено на рис. 7.11.

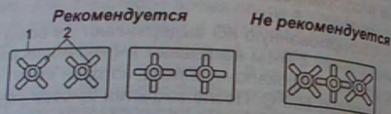


Рис. 7.11. Схемы расположения КО в опоке (вид сверху): 1 — опока; 2 — КО

После засыпки опорного наполнителя, с целью его уплотнения вокруг КО, опоку в течение 5...15 с подвергают вибрации. По окончании виброуплотнения, колпачки с ЛВ снимают и удаляют (срывают) бумагу, наклеенную на ЛВ. В таком состоянии КО загружают в прокаточную печь.

Данную схему формовки используют как при получении мелких стальных отливок в условиях серийного и массового производства (см. рис. 7.4,е), так и при получении средних и крупных отливок в условиях единичного и мелкосерийного производства. В последнем случае для обеспечения устойчивого положения КО при формовке и для повышения направленности тепловода от затвердевающей отливки КО в опоке устанавливают на стальной массивный (см. рис. 7.4,ж) или водоохлаждаемый (см. рис. 7.4,з) холодильник.

В случае мелкосерийного и серийного производства отливок специального назначения из высоколегированных сталей, например, хромоникелевых, во избежание обезуглероживания поверхностного слоя отливок, предотвращения образования окисных плёнок на поверхности отливок и попадания засора в полость КО из опорного наполнителя, на поверхности опорного наполнителя при формовке КО выполняют слой из самотвердеющей смеси, состоящей, например, из жидкого стекла и кварцевого песка, а в опорный наполнитель вводят 5...9 %, по объёму, карбюризатора (см. рис. 7.3,з, и).

В отличие от КО, незаформованных в опорный наполнитель, в данном случае температуру в прокаточной печи при загрузке форм поддерживают в пределах от 650 до 750°С, впоследствии повышая её до 900...1050°С. Высокая начальная температура в прокаточной печи в этом случае не оказывает разрушающего воздействия на КО (за исключением ЛВ). Это связано с тем, что в момент загрузки формы в печь, КО защищена от термического удара слоем опорного наполнителя. Поэтому, даже при загрузке формы в прокаточную печь с высокой начальной температурой скорость нагрева КО относительно невысока. Именно это обстоятельство и предопределяет основные достоинства и недостатки прокалывания КО в опорном наполнителе, которые будут рассмотрены ниже.

Высокая начальная температура в прокаточной печи предопределяет относительно небольшое изменение температуры в её рабочем пространстве в процессе прокалывания форм (от ~700°С до ~950°С), что благоприятно сказывается на стойкости нагревательных элементов печи камерного типа, снижает расход энергоносителей и огнеупоров, увеличивает межремонтные сроки прокаточной печи и т.п. Во время расширения материала опорного наполнителя при нагреве в процессе прокалывания в пространстве, ограниченном стенками опоки, приводит к определенной деформации заформованной в него КО, а в некоторых случаях и разрушению КО.

Следует отметить, что используемые опоки также деформируются и разрушаются. Как правило, опок сварного типа из листов хромоникелевой стали (толщина стенок и дна опоки 3...4 мм) коробятся и практически после каждого очередного использования подвергаются рихтовке. Стойкость таких опок составляет, как правило, 20...60 теплосмен. Литые толстостенные опоки, например, из стали 20Х2Н2С2Л, в основном, разрушаются в результате разгара стали. Стойкость таких опок составляет, как правило, 180...350 теплосмен.

Во избежание разрушения и существенных деформаций КО, при получении отливок ответственного назначения в качестве опорного наполнителя используют крупнозернистый материал (см. рис. 7.4,д...рис. 7.4,н), например, шамотную крошку, бой КО и т.п.

В некоторых случаях до формовки КО по периметру опоки устанавливают лист хризотилового асбеста (см. рис. 7.3,к и рис. 7.12), а в зазор между листом асбеста и стенкой опоки устанавливают деревянные щепки толщиной 3...7 мм и шириной 5...15 мм (расстояние между щепками — 100...150 мм). Данный технологический приём предназначен для создания вдоль внутреннего периметра опоки, по всей её высоте, термокомпенсационного зазора (Δ). В процессе прокалывания заформованной КО деревянные щепки сгорают, а лист асбеста теряет свою механическую прочность, что в совокупности позволяет относительно свободно при нагреве перемещаться расширяющемуся опорному наполнителю и тем самым значительно уменьшить силовое воздействие опорного наполнителя на КО.

С целью предотвращения значительного механического воздействия опорного наполнителя на КО, помимо вышеописанных способов, используют также формовку КО в твердеющий (монокристаллический) опорный наполнитель (см. рис. 7.4,о, п). В этом

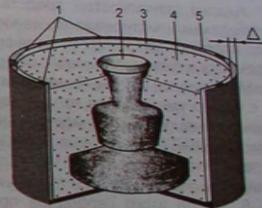


Рис. 7.12. Форма с термокомпенсационным зазором (Δ): 1 — щепки деревянные; 2 — КО; 3 — лист асбеста хризотилового; 4 — опорный наполнитель; 5 — опока

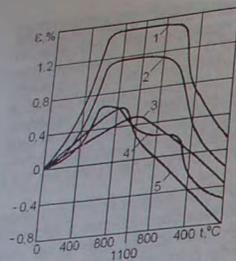


Рис. 7.13. Зависимость деформации монолитного опорного наполнителя при его нагреве

Анализ зависимостей, представленных на рис. 7.13, показывает, что наиболее приемлемыми материалами, из числа исследованных, для изготовления монолитного опорного наполнителя являются составы, приготовленные на основе шамота, керамзита и смеси кварцевого песка с керамзитом.

Монолитный опорный наполнитель также используют с целью уменьшения количества слоёв огнеупорного покрытия, наносимых на модельный блок. В этом случае на модельный блок (см. рис. 7.14) наносят 2...3 слоя огнеупорного покрытия, после чего блок 1 устанавливают в разъёмный жакет 2 на подставку 4 и крепят его фиксатором 5. После этого свободное пространство 3 между блоком и жакетом заполняют пенной смесью (жидкоподвижной наполнительной смесью).

В качестве пенной смеси используют песчано-жидкостеклянную жидкоподвижную смесь. Во избежание пропитывания КО жидким стеклом, перед формовкой КО методом окунания покрывают разделительной смесью, состоящей из глины с 6...8% борной кислоты и воды [152]. Для лучшего заполнения полостей между стенками жакета и КО заливку жидкого наполнителя проводят на вибростеле.

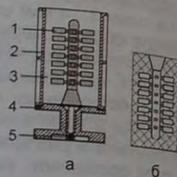


Рис. 7.14. Схема формовки КО в самотвердеющий опорный наполнитель

В некоторых случаях в качестве жидкого самотвердеющего опорного наполнителя используют кварцевый песок, шамотную крошку, крошку доменного шлака и т.п. в смеси с цементом глинозёмистым марки 300 или 500. Непосредственно перед использованием в смесь вводят определённое количество воды. Для повышения текучести приготовленного жидкого самотвердеющего опорного наполнителя в используе-

Таблица 7.2

Составы жидких самотвердеющих опорных наполнителей

Состав	Содержание, % (по объёму)			
	песок кварцевый		цемент глинозёмистый	
	К	К	марка 300	марка 500
1	80	-	20	-
2	-	82	18	-
3	-	90	-	10

в случае величина деформации КО, в основном, предопределяется, величиной КТЛР материала наполнителя.

В качестве примера на рис. 7.13 представлены зависимости [91] деформации КО (см. основное кварцевого песка (30%), пылевидного на кварца (45%) и ГРЭС (25%), а также монолитного опорного наполнителя (зависимости 2...5). В качестве опорного наполнителя использовались следующие материалы (по массе): 100% кварцевого песка (2), 100% шамота (3), 100% керамзита фракции 1...2 мм (4), 100% стоящую из 40% кварцевого песка и 60% кеокой КО вышеуказанные материалы опорного наполнителя смешивали с 25% цемента и 25% тергалов).

мую воду вводят ПАВ. Составы некоторых жидких наполнителей, используемых для формовки КО, приведены в табл. 7.2.

По окончании твердения жидкого наполнителя жакет с формы снимают (см. рис. 7.14.б), а саму форму, спустя 24 ч с момента извлечения из жакета, поддают на выплавление модельного состава. После выплавления модельного состава форму проваливают на воздухе в течение суток, после чего передают на прокаливание и заливку.

Прокаливание КО, заформованных в монолитный опорный наполнитель, производят по ступенчатому режиму повышения температуры в печи, представленному в табл. 7.3.

Таблица 7.3

Режим прокаливания КО, заформованной в монолитный опорный наполнитель

Температура (t) в прокалочной печи, °С	150-250	350	500	600	700	800	900-950
Длительность выдержки формы при температуре t, ч	Загрузка форм	2	2	1	1	2-3	

Формовку, прокаливание и заливку КО в монолитном опорном наполнителе, в настоящее время практически не используют.

Заливка КО в опорном наполнителе, нагретом до температуры более 750°C, предопределяет низкую скорость охлаждения отливки. В связи с этим немаловажным фактором, предопределяющим качество поверхностного слоя отливки из углеродистых сталей, чугунов и сталей, содержащих легкоокисляющиеся химические элементы (Cr, Ti, Al и пр.), является характер газовой среды в КО и вокруг нее.

У отливок из углеродистых сталей и чугунов, охлаждающихся в условиях окислительной газовой среды вокруг формы, происходит обезуглероживание поверхностного слоя. Обезуглероживанный слой отливки имеет свойства, отличные от свойств основной массы металла отливки, и снижает как технологические, так и эксплуатационные свойства литой детали.

Причиной обезуглероживания поверхности отливок из углеродистых сталей и чугунов является длительное сохранение высокой (более 900°C) температуры на поверхности отливки, в результате чего углерод поверхностных слоёв отливки окисляется кислородом воздуха. Глубина обезуглероживанного слоя в отливке зависит от скорости диффузии атомов углерода в сплаве и длительности нахождения отливки при высокой температуре. В свою очередь, скорость диффузии углерода в металле, при всех прочих равных условиях, зависит от температуры отливки, а длительность нахождения отливки при высокой температуре зависит от толщины её стенок, начальной температуры КО и её теплофизических свойств.

На рис. 7.15 представлены зависимости глубины обезуглероживанного слоя отливки от толщины их стенок и начальной температуры КО, заформованной в опорный наполнитель, полученные В.Г. Петровым и О.В. Ступишиной.

Анализ зависимостей, представленных на рис. 7.15, показывает, что глубина обезуглероживанного слоя отливок, полученных в заформованные в опорный наполнитель КО, возрастает с увеличением

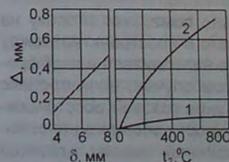


Рис. 7.15. Зависимость глубины обезуглероживанного слоя отливки от толщины стенок отливки (δ) и начальной температуры КО (t₂): 1 — незаформованная КО; 2 — КО заформованная в опорный наполнитель

толщины стенки отливки и с повышением начальной температуры формы. При этом глубина обезуглероженного слоя у отливок, полученных в заформованные КО, значительно меньше, чем у отливок, полученных в заформованные в опорный наполнитель КО. То есть интенсификация процесса обезуглероживания способствует все параметры литья, направленные на увеличение длительности затвердевания и охлаждения отливки в КО.

При литье легкоокисляющихся сплавов, с целью получения отливок без окисных плен и шлава, а также для предупреждения образования обезуглероженного слоя в отливках из углеродистых сталей и чугунов, необходимо в полости КО и вокруг неё в процессе заливки, кристаллизации и охлаждения металла создать нейтральную или восстановительную газовую среду. Для этого в опорный наполнитель формы вводят карбюризатор – вещество, способное или разлагающееся в процессе прокаливания формы с образованием окиси углерода (СО). В настоящее время в качестве карбюризатора наибольшее распространение получил древесный уголь. Использование карбюризатора весьма эффективно для предупреждения уголь.

Использование карбюризатора в качестве восстановителя при обезуглероживании поверхности стальных и чугунных отливок, однако чрезмерное количество карбюризатора, введённого в опорный наполнитель, приводит к обратному эффекту – науглероживанию поверхности отливок.

На рис. 7.16 приведены данные М.Л. Хенкина [305] по влиянию количества карбюризатора (смесь угля с BaCO_3) на величину (глубину) наполнителя обезуглероженного (Δ) и науглероженного ($\Delta_{\text{н}}$) обезуглероженного слоя отливок различного диаметра из углеродистой стали (сплошная линия – отливка диаметром 60 мм, пунктирная линия – отливка диаметром 5 мм). Анализ зависимостей, представленных на рис. 7.16, свидетельствует, что обезуглероживание поверхности отливок из углеродистой стали происходит при содержании карбюризатора в опорном наполнителе менее 6%, а при содержании карбюризатора более 9% происходит науглероживание (цементация) поверхности отливок. Причём толщина как обезуглероженного, так и науглероженного слоя отливки возрастает с увеличением толщины (длительности охлаждения) её стенки.

При использовании карбюризатора КО предварительно помещают в опоку на стальной холодильный или на песчаную постель, после чего в пространство между КО и стенками опоки засыпают смесь материала опорного наполнителя и карбюризатора, что схематично представлено на рис. 7.4, и. В том случае, если процесс прокаливания достаточно продолжителен, то для сохранения газовой восстановительной среды вокруг КО в верхней части опоки, на поверхности опорного наполнителя, выполняют слой (пробку) из песчано-жидкостекольной смеси толщиной 3...4 см с наколами (вентиляционными отверстиями).

В случае получения отливок из легкоплаваких цветных сплавов карбюризатор в составе опорного наполнителя не используют. При этом следует напомнить, что для изготовления отливок из магниевых сплавов в КО, изготовленные на основе SiO_2 рекомендуется ввести 1% борной кислоты или корекса (по отношению к массе сухих компонентов), а песчаный опорный наполнитель заменить виспосым. Ввод борной кислоты осуществляют после её растворения в тёплой воде, используемой в качестве ПР огнеупорной суспензии.

Гипсовый наполнитель для получения отливок из магниевых сплавов состоит (по массе) из 60...70% кварцевого песка или шамотной крошки и 30...40% гипса. Но перемешивают смесь в течение нескольких минут и заливают в пространство гипсовой массы форму проваливают на воздухе в течение не менее суток и переливают на прокаливание и заливку.

В этом случае, температура заливки магниевого сплава должна быть не выше 740...760°C, а начальная температура КО для отливок с толщиной стенок 3 мм 5...7 мм – от 100 до 150°C и менее, для отливок с толщиной стенок более 7 мм – 100°C [62].

Из числа существующих способов подготовки КО к заливке способ формовки и прокаливания КО в опорном наполнителе самый длительный и энергоёмкий.

Интенсификация процесса прокаливания КО. Стремление интенсифицировать процесс прокаливания КО привело к созданию способа прокаливания КО в кипящем слое зернистого огнеупорного материала, например электрокорунда [75], выделяющегося в результате горения природного газа, подаваемого в зернистый материал для создания кипящего слоя. Кроме того, нагрев КО также осуществляют посредством контакта поверхности КО с нагретыми до 1000...1100°C частицами зернистого материала, находящимися во взвешенном состоянии. По сравнению с нагревом в обычной печи, нагрев КО в кипящем слое опорного наполнителя позволяет повысить интенсивность теплопередачи к КО в десятки раз и, следовательно, резко сократить длительность прокаливания КО.

По окончании прокаливания КО подучу природного газа под слой опорного наполнителя прекращают или понижают до уровня, при котором кипящий слой не образуются. В результате этого прокалённая КО оказывается заформованной в горячей сыпучий опорный наполнитель, а газовая среда вокруг КО имеет восстановительный характер.

Очевидным достоинством данного способа подготовки КО к заливке является относительно короткий цикл прокаливания, отсутствие значительного механического воздействия со стороны опорного наполнителя на КО в процессе прокаливания и возможность создания как окислительной, так и восстановительной среды вокруг КО. Очевидным недостатком данного способа является быстрый нагрев КО, что, по вышеописанным причинам, приемлемо не во всех случаях производства отливок.

Исследуя процесс прокаливания КО авторы работы [328] отмечают, что при температуре КО 700...750°C способ выплавки модельного состава (выплавление в модельном составе, в горячей воде, в горячем воздухе) не влияет на количество сажи остатка в КО, который составляет, по данным авторов, 2...3% от массы КО. Поэтому, с целью сокращения длительности прокаливания, авторы рекомендуют в огнеупорную суспензию вводить натриевую или калиевую селитру из расчёта, например, 150 г натриевой селитры на 100 г дистиллированной воды при изготовлении КО на основе ГРЭС с органическим растворителем.

Использование селитры (NaNO_3 или KNO_3) в составе огнеупорной суспензии при прокаливании КО приводит к разложению селитры и выделению свободного кислорода с образованием Na_2O или K_2O . Выделяющийся свободный кислород способствует дожиганию сажи остатка в порах КО, а Na_2O или K_2O , сплавляясь с SiO_2 связующего КО, способствует повышению её прочности. По данным [328], предел прочности КО при статическом изгибе до и после прокаливания составил соответственно: 5,28 МПа и 3,11 МПа с NaNO_3 , 3,9 МПа и 2,1 МПа без NaNO_3 . По дан-

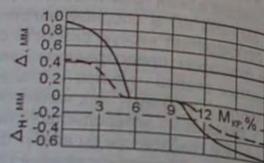


Рис. 7.16. Зависимость глубины науглероженного ($\Delta_{\text{н}}$) и обезуглероженного (Δ) слоя отливки от количества карбюризатора в опорном наполнителе ($M_{\text{кр}}$)

ным авторов, использование селитры позволяет сократить длительность прокаливания КО на 30...40%.

Следует отметить, что вышеописанный способ применим лишь в тех случаях, когда значительное содержание Na_2O или K_2O в составе КО не оказывает отрицательного влияния на её термостойкость и качество поверхности отливков.

Сокращения длительности прокаливания также достигают путём принудительной подачи (вдувания) горячего воздуха во внутреннюю полость КО. Дожигание сажаемого остатка в принудительно-направленном потоке воздуха в течение часа, из расчёта 10 м^3 воздуха на одну КО, позволило авторам работы [180] понизить температуру прокаливания КО с $900 \dots 950^\circ\text{C}$ до 700°C и получить КО с остаточным содержанием углерода $\text{C}=0,03\%$ (от массы КО).

Помимо вышеописанных способов повышения интенсификации прокаливания КО, существуют и другие способы. В частности, сокращения (в 1,3...2,5 раза) длительности прокаливания КО, заформованных в кварцевый песок, достигают в результате замены кварцевого песка крупнофракционным опорным материалом (вспученным вермикулитом, перлитом, крупной шамотной крошкой и т.п.) с размером частиц $10 \dots 20 \text{ мм}$.

Использование крупнофракционного материала в качестве опорного наполнителя способствует не только понижению величин механического воздействия опорного наполнителя на КО, но и снижению градиента температур между различными частями КО. Дело в том, что с увеличением размера частиц у любого зернистого материала понижается как величина кажущейся плотности, так и его удельная теплоёмкость.

Вместе с этим, с укрупнением размеров частиц материала опорного наполнителя возрастает доля лучистой составляющей, участвующей в переносе тепла в данном материале, при температуре прокаливания более 550°C , что способствует повышению скорости как нагрева КО при прокаливании, так и охлаждения КО до и после её заливки.

На рис. 7.17,а представлена схема заформованной в опорный наполнитель КО, на которой выделено сечение, в котором были размещены термопары, а на рис. 7.17,б, в, г представлены изотермы в данном сечении, полученные в окончании прокаливания форм при использовании различных сыпучих наполнителей. В исследованиях формы прокаливали в проходной газовой печи, имеющей три условные температурные зоны со средней температурой $670, 840$ и 980°C . Длительность прокаливания форм во всех случаях составляла 9 ч.

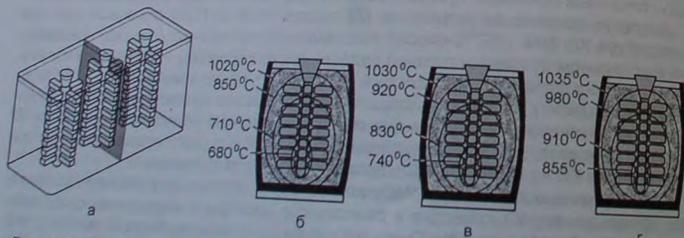


Рис. 7.17. Исследуемое сечение формы (а) и температурное поле в поперечном сечении формы после прокаливания в газовой печи проходного типа при формовке КО в кварцевый песок (б), шамотную крошку (в), гравий керамзитовый (г)

Анализ изотерм, представленных на рис. 7.17, показывает, что из числа исследованных материалов опорного наполнителя наименьший градиент температуры заформованной в кварцевый песок.

Значительная неоднородность температурного поля КО, сформированная в блоке проходит в неравных условиях. В связи с затвердеванием отливка на блоке будут иметь различную величину усадочных отливок, размер зерна и, соответственно, обладать различными механическими свойствами.

На рис. 7.18 представлены зависимости [88] количества ($N, \text{см}^2$), среднего диаметра ($D, \text{мм}$) и общей площади ($S, \text{см}^2$), занимаемой усадочными порами на 1 см^2 КО, заформованной в опорный наполнитель, от начальной температуры формы (t_2) в Модельный блок экспериментальных отливок представлен на рис. 7.18,а, где буквами обозначены верхний (В), средний (С) и нижний (Н) ярус отливок (аналогичными буквами обозначены зависимости, представленные на рис. 7.18,б, в, г, е).

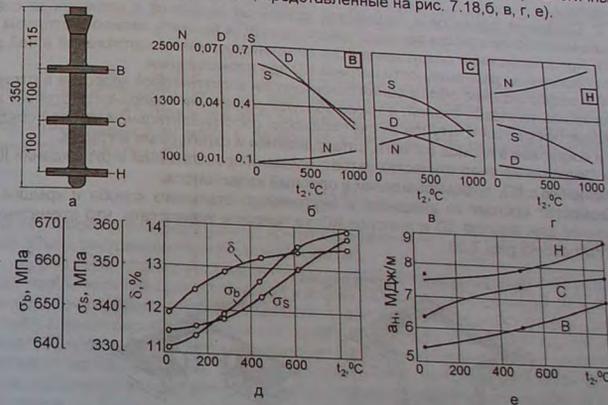


Рис. 7.18. Схема модельного блока (а), зависимость параметров макроструктуры (б, в, г) отливок и механических свойств стали 25Л (д, е) от начальной температуры КО

Анализ зависимостей, представленных на рис. 7.18, показывает, что с увеличением начальной температуры КО повышаются механические свойства отливок и количество усадочных пор в отливках. При этом размер усадочных пор и их общая площадь в сечении отливка уменьшается с повышением начальной температуры КО и повышением металлостатического напора над отливкой (см. рис. 7.18,б, в, г).

В работе [88] отмечается, что с повышением начальной температуры КО увеличивается размер макрозерна и повышается плотность отливок, а ударная вязкость стали возрастает с увеличением металлостатического напора над отливкой (см. рис. 7.18,е).

Термостатированные КО. К числу способов прокаливания КО без опорного наполнителя относится способ прокаливания КО в термостате (см. рис. 7.4, г, д).

Термостатирование – один из способов использования – тонкостенные и заливке на воздухе. Рекомендуемая область использования – тонкостенные фасонные отливки особо ответственного и специального назначения, получаемые путём заливки форм на воздухе. Термостатированные КО можно прокаливать в печах любого типа (газовых и электрических, проходных и тупиковых).

В общем виде термостат представляет собой короб с крышкой, футерованный теплоизоляционным огнеупорным материалом (ТОМ).

Применение термостатов для формовки КО преследует следующие цели.

1. Повышение размерной точности отливок за счёт:
 - устранения силового воздействия опорного наполнителя на КО в процессе её прокаливания;
 - обеспечения равномерности нагрева КО под заливку при прокаливании;
 - обеспечения однородности температурного поля прокалённой КО до заливки металлом.

2. Снижение размеров и количества усадочных дефектов в отливках за счёт обеспечения однородности температурного поля КО к моменту заливки металлом.
3. Предотвращение разрушения КО и снижение величины напряжений в ней за счёт обеспечения равномерности нагрева КО при прокаливании.
4. Предупреждение образования окисных плёнок и питтинговой коррозии в отливках из хромоникелевых сталей, а также обезуглероживания поверхности отливок из углеродистых сталей и чугунов за счёт создания восстановительной газовой среды в КО и вокруг неё в период заливки, затвердевания и охлаждения металла.
5. Сокращение энергетических затрат, времени прокаливания и охлаждения КО по сравнению с КО, заформованными в опорный наполнитель.

Термостат состоит из внешнего и внутреннего стального корпуса и крышки с горловиной для вывода ЛВ и выпоров КО за пределы термостата, что схематично представлено на рис. 7.19.



Рис. 7.19. Общий вид корпуса (а) и крышки (б) термостата

Теплоизоляционный огнеупорный материал (ТОМ) размещён между внутренним и внешним корпусом термостата (см. рис. 7.19, а), а также на крышке (см. рис. 7.19, б).

Процесс упаковки КО в термостат состоит из технологических операций, которые поясняются схемой, представленной на рис. 7.20.

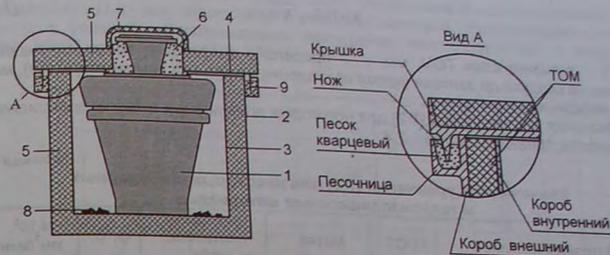


Рис. 7.20. Схема упаковки КО в термостат: 1 – КО; 2 – внешний корпус; 3 – внутренний корпус; 4 – крышка; 5 – ТОМ; 6 – уплотнительная смесь; 7 – керамический колпак; 8 – карбюризатор; 9 – песчаный затвор

При упаковке (см. рис. 7.20) КО 1 помещают внутрь корпуса термостата 3. В случае необходимости создания восстановительной газовой среды вокруг КО в термостат, после установки в него КО, вводят карбюризатор 8 (например, древесный уголь). Массу вводимого в термостат древесного угля рассчитывают по эмпирической формуле [240]:

$$M=A \cdot U, \quad (7.1)$$

где M – масса древесного угля, г, A – коэффициент ($A=120 \dots 135 \text{ г/м}^3$); U – внутренний объём внутреннего корпуса термостата, м^3 .

Короб термостата с установленной в него КО накрывают крышкой 4 таким образом, чтобы верхний срез литниковой воронки КО возвышался на 2...3 см над верхним срезом горловины крышки термостата, а нож крышки термостата (см. рис. 7.20) вошёл в песок песочницы внешнего корпуса термостата. В зазор между ЛВ и горловиной, предварительно накрыв отверстие ЛВ плотной бумагой, пластмассовым или металлическим колпачком, вводят уплотнительную огнеупорную смесь 6, состоящую, например, из кварцевого песка, обожжённого хризотилового асбеста и жидкого стекла.

Для предупреждения попадания внутрь КО инородных частиц и сохранения внутри формы восстановительной атмосферы ЛВ с начала процесса прокаливания и до момента заливки КО металлом держат закрытой керамическим колпачком 7.

Упакованную в термостат КО, после отверждения уплотнительной смеси в горловине крышки термостата, загружают в прокалочную печь, прокаливают, извлекают из печи, снимают с ЛВ защитный колпак и заливают металлом. После затвердевания и охлаждения заливный блок извлекают из термостата, предварительно разрушив уплотнительную смесь в горловине крышки термостата.

Материал и толщину слоя ТОМ термостата выбирают исходя из соображений сохранения начальной температуры прокалённой КО до её заливки. То есть за время нахождения вне прокалочной печи термостат должен обеспечить сохранность начальной температуры КО до заливки, которое, как правило, не превышает 3...4 мин. Связь между длительностью сохранения начальной температуры КО в термостате до заливки (τ) и толщиной ТОМ (X) описывается уравнением [240]:

$$X=776 \cdot \sqrt{N \cdot \tau}$$

(7.2)

где X – толщина слоя ТОМ, мм; τ – предельно допустимое время охлаждения формы на воздухе до заливки (время сохранения начальной температуры КО), мин; N – коэффициент, мм²/мин.
Значения N в уравнении (7.2) для некоторых огнеупорных и теплоизоляционных материалов приведены в табл. 7.4.

Таблица 7.4
Значения N в уравнении (7.2) для некоторых огнеупорных и теплоизоляционных материалов

Материал, изделие	ГОСТ	Марка	Кажущаяся плотность, кг/м ³	$t_m, ^\circ\text{C}$	$N \cdot 10^5, \text{мм}^2/\text{мин}$
Каолиновая вата	4640	-	250	1150	117,0
Пенодиатомитовый кирпич	2694	ПД-400	400	900	23,0
Шамотный кирпич	5040	ШЛБ-0,4	400	1150	75,1
Шамотный кирпич	5040	ШЛБ-0,9	900	1270	75,5
Шамотный кирпич	5040	ШЛБ-1,3	1300	1300	75,7
Корундовый легковес	5040	КЛ-1,3	1300	1550	47,1

Примечание. t_m – максимальная температура длительной эксплуатации материала.

Анализ табличных данных показывает, что лучшим из исследованных ТОМ является пенодиатомитовый кирпич марки ПД-400. С учётом значения $N=0,00023 \text{ мм}^2/\text{мин}$ для пенодиатомитового кирпича, уравнение (7.2) примет вид:

$$X=776 \cdot \sqrt{0,00023 \tau} = 11,77 \sqrt{\tau} \quad (7.3)$$

или, решая относительно τ :

$$\tau = 0,0073 \cdot X^2 \quad (7.4)$$

Как было отмечено выше, одним из основных условий сохранения целостности КО, изготовленной на основе кварцевого песка, кварца пылевидного и ГРЭС, является обеспечение её нагрева со скоростью $150 \dots 170^\circ\text{C}/\text{ч}$ в интервале температуры $500 \dots 600^\circ\text{C}$. В этом случае, если в качестве ТОМ термостата использован пенодиатомит, то начальную температуру в прокалочной печи (t_1) и длительность изотермической выдержки термостатированных КО в печи (τ_1 , мин) при температуре t_1 рассчитывают по формулам [240, а.с. СССР №1764770]:

$$t_1 = 573 + m \tau; \quad (7.5)$$

$$\tau_1 = 3,43 \tau^2 - 27,5 \tau - 1,25 \tau^{1,85} + 175, \quad (7.6)$$

где $m = 18,5^\circ\text{C}/\text{мин}$ (для пенодиатомита).

То есть по прошествии времени τ_1 нахождения термостатированной КО в печи при температуре t_1 впоследствии можно повысить температуру в печи до $t_2 = 940 \dots 980^\circ\text{C}$, что обеспечит повышение температуры КО в термостате (в интервале температур от 500 до 600°C) со скоростью $150 \dots 170^\circ\text{C}$.

На рис. 7.21 представлена номограмма, построенная с использованием уравнений (7.4)–(7.6), для термостатов с пенодиатомитовым теплоизоляционным слоем (для условий, обеспечивающих повышение температуры КО в интервале $500 \dots 600^\circ\text{C}$ со скоростью $150 \dots 170^\circ\text{C}/\text{ч}$).

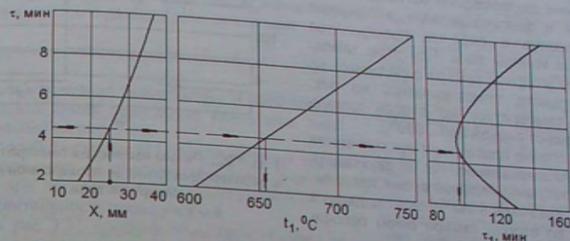


Рис. 7.21. Номограмма для определения параметров прокаливания КО, упакованной в термостат с пенодиатомитовым теплоизоляционным слоем

Пример 7.1. (Пример пользования номограммой, представленной на рис. 7.21). Предположим, что упаковку кварцевой КО проводят в термостат с пенодиатомитовым теплоизоляционным слоем толщиной $X=25$ мм.

Определим допустимое время охлаждения формы на воздухе до заливки (τ), температуру в прокалочной печи при загрузке формы (t_1) и длительность выдержки формы в прокалочной печи (τ_1) при температуре t_1 , используя номограмму, представленную на рис. 7.21.

Для определения указанных параметров режима прокаливания КО на горизонтальной оси номограммы (см. рис. 7.21) находим соответствующее значение толщины слоя пенодиатомита в термостате – $X = 25$ мм. Из этой точки проводим вверх перпендикуляр до пересечения с кривой в данном окне номограммы. Через точку пересечения перпендикуляра и кривой проводим горизонталь до пересечения с вертикальной осью значений τ и через окна значений t_1 и τ_1 .

Проведенная горизонталь пересекает вертикальную ось в значении $\tau = 4,5$ мин. Вертикали, опущенные из точек пересечения горизонтали с кривыми в остальных окнах номограммы, определяют соответствующие значения $t_1 = 655^\circ\text{C}$ и $\tau_1 = 100$ мин. Таким образом, при нахождении КО в термостате с пенодиатомитовым теплоизоляционным слоем толщиной $X=25$ мм максимально допустимое время выдержки формы на воздухе до заливки (время сохранения начальной температуры КО) составит 4,5 мин, температура в печи при загрузке термостатированной КО на прокаливание должна составлять $655 \pm 10^\circ\text{C}$, а время выдержки формы в печи при указанной температуре составит (не менее) 100 мин.

Впоследствии температуру в прокалочной печи повышают до $t_2 = 940 \dots 980$. Скорость нагрева термостатированных КО от температуры t_1 до $t_2 = 940 \dots 980^\circ\text{C}$ зависит от мощности нагревательной печи, общей теплоемкости загруженных в неё форм и т.п. То есть режим изменения температуры в прокалочной печи, в данном случае будет иметь вид, представленный на рис. 7.22.

При достижении нагревательной печью температуры прокаливания КО (t_2) термостатированные КО необходимо выдержать при этой температуре в течение (не менее) 1 ч, после чего формы можно подавать под заливку.

Для КО, изготовленных на основе кварцевого песка, наименьший цикл прокаливания достигается при использовании двухкамерных нагревательных печей с фиксированными значениями температур в рабочем пространстве каждой камеры печи. При этом температуру в первой камере определяют по номограмме, представленной на рис. 7.21, температуру во второй камере принимают равной 940...980°C.

В случае проведения прокаливания термостатированных КО в двухкамерной печи, минимальное время прокаливания (минимальное время выдержки форм во второй камере печи) рассчитывают по формуле:

$$\tau_2 = 1,25 \tau_1^{1,85} + 110$$

В формуле (7.7) учтено не только время, необходимое для нагрева термостатированной КО до 940...980°C, но и время выдержки КО при данной температуре для стабилизации свойств КО.

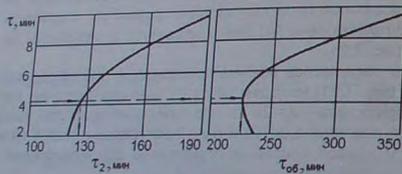


Рис. 7.23. Номограмма для определения длительности прокаливания термостатированной КО во второй камере прокалочной печи и общего времени прокаливания в двухкамерной прокалочной печи

По номограмме, представленной на рис. 7.21, определяют температуру в первой камере прокалочной печи и длительность выдержки форм при данной температуре. По номограмме, приведенной на рис. 7.23, определяют длительность выдержки форм при 940...980°C (во второй камере прокалочной печи) и общую длительность прокаливания форм в двухкамерной печи ($\tau_{об}$).

Пример 7.2. В качестве примера для назначения режима нагрева во второй камере двухкамерной печи воспользуемся данными вышеприведенного примера, согласно которым температура загрузки термостатированных форм (температура в первой камере печи) составляет 655°C и длительность изотермической выдержки КО при данной температуре – $\tau_1=100$ мин.

Используя номограмму, представленную на рис. 7.23, определяем, что КО, упакованная в термостат, обеспечивающий предельно допустимое время выдержки

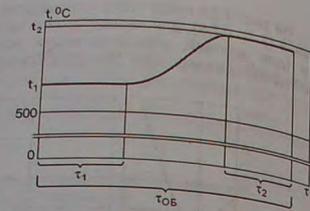


Рис. 7.22. Режим изменения температуры в рабочем пространстве прокалочной печи камерного типа

формы до заливки $\tau=4,5$ мин (термостат с толщиной слоя ТОМ из пенодиатомитового кирпича 25 мм), должна находиться во второй камере прокалочной печи при 940...980°C в течение (не менее) $\tau_2=128$ мин. При этом общее время прокаливания КО для данного случая составит:

$$\tau_{об} = \tau_1 + \tau_2 = 100 + 128 = 228 \text{ мин} = 3 \text{ ч } 48 \text{ мин},$$

а режим изменения температуры в рабочих пространствах камер печи будет иметь вид, представленный на рис. 7.24.

Способ формовки КО предопределяет характер изменения её температуры в процессе нагрева при прокаливании и, соответственно, общую длительность прокаливания.

На рис. 7.25 представлены термограммы изменения температуры в различных частях КО, общий вид которой и место установки термопар представлены на рис. 7.7. Кроме того, на рис. 7.25 представлены режимы (пунктирные линии) изменения температуры

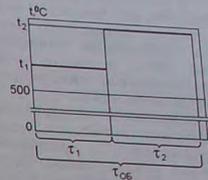


Рис. 7.24. Зависимость температуры в рабочих пространствах двухкамерной прокалочной печи во время прокаливания термостатированных КО

электрических печей камерного типа (Н-75), обеспечивающие скорость нагрева КО в интервале 500...600°C ниже предельно допустимой величины 150...170°C/ч.

Анализ хода термограмм, представленных на рис. 7.25, а, показывает, что незаформованная в опорный наполнитель КО нагревается с небольшим, в интервале 500...600°C, градиентом температуры, достигающим значений между её различными частями 20...30°C.

Наибольший градиент температуры зафиксирован в КО, заформованной в опорный наполнитель – кварцевый песок (см. рис. 7.25 в). Зафиксированная величина наибольшего температурного градиента в КО в исследованных условиях составила – 620°C.

У термостатированной КО (толщина слоя пенодиатомитовой футеровки термостата – $X=35$ мм), наибольший температурный градиент составил ~120°C. При этом, наиболее интенсивно (см. рис. 7.25, б) нагревается торцевая часть литниковой воронки КО. В то же время остальные части КО нагреваются относительно равномерно. Наибольший градиент температуры в этих частях КО составил ~50°C.

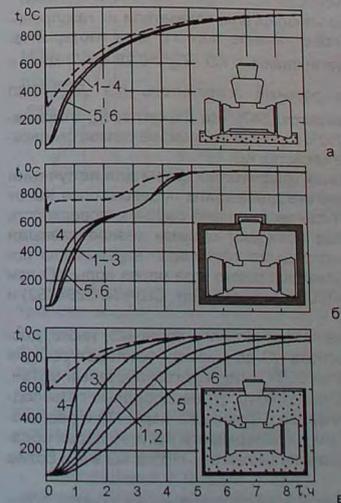


Рис. 7.25. Термограммы нагрева КО в зависимости от способа формовки

В работе [240] минимально допустимую длительность изотермической выдержки КО при прокаливании оценивали по времени выдержки КО при максимальной температуре прокаливания (940...980°C), в течение которого стабилизируются показатели газопроницаемости и абсолютной газотворности КО.

Зависимости газопроницаемости (при 20°C) и абсолютной газотворной способности КО от продолжительности их изотермической выдержки при 950°C представлены на рис. 7.26, где обозначения соответствуют: 1 – незаформованной КО (газовая среда при прокаливании – окислительная); 2 – КО прокалённой в термостате (газовая среда при прокаливании – окислительная); 3 – КО прокалённой в термостате с карбюризатором (газовая среда при прокаливании – восстановительная); 4 – КО прокалённой в опорном наполнителе + кварцевом песке (газовая среда при прокаливании – окислительная).

Анализ зависимостей, представленных на рис. 7.26, свидетельствует о том, что при формовке КО в термостат (с карбюризатором или без него) и при прокаливании КО без опорного наполнителя, показатели их газопроницаемости и газотворности стабилизируются в течение первого часа изотермической выдержки и составляют для термостатированных КО $K_{20}^{950} = 0,28 \text{ см}^3/(\text{г}\cdot\text{мин})$ и

$\Gamma = 0,9 \text{ см}^3/\text{г}$, и для незаформованной в опорный наполнитель КО $K_{20}^{950} = 0,30 \text{ см}^3/(\text{г}\cdot\text{мин})$ и $\Gamma = 0,9 \text{ см}^3/\text{г}$. При этом, отмечается [240], что пироуглерод, отложившийся в капиллярах термостатированных КО с карбюризатором, не оказал сколько-нибудь заметного влияния на исследуемые свойства КО.

Подготовка к заливке КО и оболочковых графитовых форм для получения титановых отливок. В отечественной практике для защиты лицевого слоя КО от непосредственного контакта с расплавом титанового сплава рабочую поверхность КО покрывают пироуглеродом. Пироуглерод осаждают самыми разнообразными способами, в частности, продувкой углеводородного газа через внутреннюю полость КО, принудительной фильтрацией углеводородного газа через поры КО при внешнем обдуве КО углеводородным газом [20], в вакууме (Пат. США № 3284862) и т.п.

Осаждения пиролитического углерода на поверхности и в порах КО, также, достигают методом газового осаждения при нагреве КО до высокой температуры, для чего в печь, разогретую до температуры более 800°C, подают газообразный метан, пропан, бутан. Находясь в области высоких температур, углеводородные газы подвергаются пиролизу с образованием пироуглерода. Проникая в поры КО и разлагаясь на водород и углерод, углеводородный газ на поверхности КО и её порах образует прочную плёнку пиролитического углерода, повышая прочность КО в 2 и более раз.

Осаждение пиролитического углерода на КО, изготовленных на основе электрокорунда, также проводят с использованием жидких углеводородов, например, в среде осушенного азота или аргона при 1000...1080°C, с использованием бензола или пиробензола [112]. Расход бензола при этом составляет 0,50...0,55 л/ч, инерт-

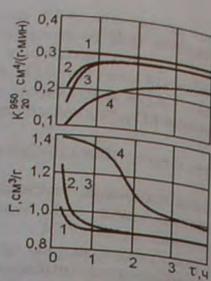


Рис. 7.26. Зависимость газопроницаемости (K) и газотворной способности (Gamma) КО от способа формовки и длительности изотермической выдержки при прокаливании (tau) при 950°C

ного газа – 10...11 л/ч. Длительность осаждения пироуглерода на КО составляет 5...6 ч. После осаждения пиролитического углерода КО вместе с печью охлаждают до 450...500°C в нейтральной атмосфере, а затем – на воздухе. С целью повышения эффективности процесс осаждения пироуглерода на рабочие поверхности КО проводят в вакууме [3].

Пироуглеродные покрытия КО позволяют или предотвратить, или значительно снизить интенсивность химического взаимодействия между металлом отливки и КО ки с толщиной стенок более 5 мм контактирующая с ней поверхность КО прогревается до более высокой температуры, в связи с чем пироуглерод, находящийся ме- $\text{SiO}_2 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ керамической оболочковой формы с образованием газообразных продуктов реакции и, соответственно, образованием в отливках газовых раковин [14].

С точки зрения стабильности качества поверхности получаемого титанового литейного покрытием, обеспечивают графитовые или коксографитовые формы.

Обжиг графитовых оболочковых форм (ГО), используемых для получения отливок из титановых сплавов, осуществляют в две стадии. На первой стадии ГО помещают в герметичные контейнеры и прокаливают при температуре 800...850°C в окислительных печах или печах типа Ц-105 с графитовым затвором, во избежание проводят при температуре ~1600°C в вакуумных печах с индукционным нагревом типа УПФ-841 или ОКБ-749 по режиму, представленному на рис. 7.27 [290].

Высокотемпературный обжиг коксовых оболочковых форм проводят при температуре 1300...1550°C в связи с тем, что при температуре более 1600°C кокс, превращаясь в графит, приводит к возникновению в ГО дополнительных напряжений, следствием которых является образование в ней микротрещин и, соответственно, понижение её прочности.

К числу наиболее важных показателей углеродистых оболочковых форм относится их газотворность, поскольку выделяющийся из ГО газы активно поглощаются жидкими титановыми сплавами и являются причиной появления в отливках газосаодочной пористости.

Газотворность ГО зависит от количества и природы используемого в ней связующего вещества, способа и режима обжига (прокаливания) ГО, природы используемых огнеупорных материалов, условий и длительности хранения обожжённых форм и т.д. В частности, газотворность ГО, изготовленных из смеси СГО-3 и обожжённых в восстановительной атмосфере при 1000...1100°C, составляет 4,6...4,9 см³/г при 1000°C и 7,0...7,5 см³/г при 1500°C [290]. Повышенная газотворность ГО при 800...1000°C обусловлена наличием в ней летучих веществ, содержащихся в используемом связующем материале, а также присутствием кокса и полукокса. При 1500...2000°C газотворность ГО обусловлена термодеструкцией кокса (полукокса).

Обожжённые в вакууме ГО хранят при температуре 100°C в специальных сушильных шкафах, если окружающий их воздух имеет высокую влажность, либо в вакуумных шкафах при 20°C, если окружающий их воздух имеет низкую влажность.

Непосредственно перед использованием КО или ГО (при комнатной температуре) формируют в цилиндрический контейнер. Стыки между стояком и ГО (КО) уплот-

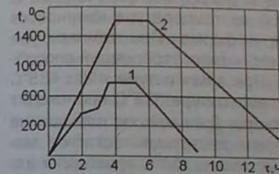


Рис. 7.27. Режим тепловой обработки ОГ в восстановительной среде (1) и в вакууме (2)

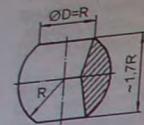


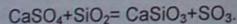
Рис. 7.28. Схема алюминиевого шара

нают углеграфитовыми материалами (вата, ткань и т.п.). Для фиксации положения ГО или КО в контейнере (в качестве опорного наполнителя, засыпки) используют полые алюминиевые шары (см. рис. 7.28, где $R \approx 15$ мм) или титановую губку.

Чувствительность качества титановых отливок к качеству исходных материалов, используемых для изготовления ГО, требует их постоянного контроля. В частности, исходный графитовый порошок контролируют на содержание в нём золянофитовой фракции, которые должны быть (по массе) не более 0,8% и 1% соответственно. Золевой состав применяемого графитового порошка оценивают по ГОСТ 3584-78 на соответствие определенных нормам, изложенным в соответствующих технологических инструкциях. Делённым нормам, изложенным в соответствующих технологических инструкциях. Используемое органическое связующее контролируют на плотность, вязкость и величину сухого остатка.

Подготовка к заливке монолитных гипсовых форм. Гипсовые формы, используемые для получения отливок из легкоплавких цветных сплавов, прокаливают, как правило, в электрпечах камерного типа при температуре, не превышающей температуру разложения гипса (не более 750...800°C). Для прокаливания гипсовую форму помещают в прокалочную печь с температурой до 100°C.

В процессе нагрева гипсовой формы, содержащей помимо гипса пылевидный кварц и асбест, при температуре 50...55°C расплавляются остатки модельного состава в форме, а при 80...90°C из гипса выделяется некоторое количество воды. При 140°C гипс частично переходит в полугидрат $\text{Ca}[\text{SO}_4] \cdot 0,5\text{H}_2\text{O}$ и при 140...220°C полностью теряет воду, образуя ангидрит. При этой же температуре начинается процесс деструкции остатков модельного состава в форме. При температуре 320...370°C образуется так называемый "мёртвый гипс" – гипс, утративший способность обратно затвердеть под воздействием воды. При температуре 450...535°C начинается процесс спекания гипсовой смеси. При температуре 573°C происходит процесс полиморфного превращения β -кварца в α -кварц. Дальнейшее повышение температуры до 750°C сопровождается завершением деструкции остатков модельного состава в форме. Повышение температуры свыше 750°C приводит к упорнонию безводного гипса и образованию соединения CaSiO_3 по реакции:



Прокаливание гипсовых форм проводят по следующему режиму: начальная температура в прокалочной печи при загрузке форм – не более 100°C, повышение температуры в печи (после загрузки форм) со скоростью до 100°C/ч до 750...780°C, если форму заливают алюминиевым сплавом, или до 500...550°C, если форму заливают магниевым сплавом, с последующей выдержкой форм при указанной температуре в течение 3...5 ч.

По окончании изотермической выдержки в прокалочной печи, прокалённые формы вместе с печью охлаждают до соответствующей (начальной) температуры, при которой выдерживают формы в печи не менее 1 ч. В случае получения отливок из алюминиевых сплавов начальная температура формы в момент заливки должна составлять 150...450°C. Для магниевых сплавов гипсовые формы охлаждают вместе с печью до температуры от 80...100°C для толстостенных отливок с температурой заливки металла 725±10°C и до 400...500°C для особо тонких протяжённых отливок с температурой заливки металла 775±10°C. В случае заливки формы бронзой или латунью начальную температуру формы понижают до 100...500°C.

Глава 8. ПЛАВКА МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ

В цехах, производящих литьё по выплавляемым моделям, используют плавильные печи любого типа, обеспечивающие выполнение требований выплавки сплавов и соответствующие конкретным условиям и объёмам производства. При этом используемые в цехах плавильные агрегаты должны соответствовать следующим требованиям:

- работа плавильного агрегата по времени должна быть согласована с принятым в цехе циклом прокаливания КО;
- металлоёмкость тигля печи должна соответствовать металлоёмкости одновременно заливаемых КО (форм).

8.1. Шихтовые материалы

Для выплавки металлов и сплавов используют шихтовые материалы (шихту). Как правило, шихта состоит из металлической части, на основе которой выплавляют необходимый сплав (металл), и из флюсов (шлакообразующих веществ), формирующих шлак с определёнными свойствами. Помимо этого, к шихтовым материалам относят окислители, раскислители, легирующие и модифицирующие материалы, графит.

В цехах по производству литья по выплавляемым моделям в качестве основных металлических шихтовых материалов используют как чистые материалы, так и готовые сплавы, а также ферросплавы, чушковый чугун, графит и лигатуры. Кроме того, для выплавки сплавов применяют: возврат собственного производства (литники, прибыли, выпоры, бракованные отливки), отходы кузнечно-прессового производства (бракованные детали, немерные заготовки, обрезки, облой, высечки) и отходы металлообрабатывающих цехов (бракованные детали).

В зависимости от требований, предъявляемых к качеству сплава и отливки, в плавке может использоваться только мерная заготовка данного сплава, что весьма широко распространено при получении отливок из жаропрочных никелевых сплавов, либо шихта может полностью состоять из возврата собственного производства и отходов механических цехов, либо в шихте в разных долях могут присутствовать как первичные ("свежие") материалы, так и возврат.

Используемая шихта должна быть очищена от ржавчины, окислы, масел и т.п. и, при необходимости, определёнными образом измельчена до соответствующих размеров. Все шихтовые материалы должны иметь сертификаты заводо-поставщиков. В литейном цехе шихту хранят в сухом помещении, по сортам, на специально оборудованных стеллажах, а также в ящиках, поддонах, коробах и закромах.

Одной из задач, решаемой при подготовке шихты, является правильный подбор размеров кусков металлической шихты, обеспечивающий не только наиболее плотную укладку шихты в тигле печи, но и минимальную продолжительность плавки.

Поскольку продолжительная плавка не только сокращает стойкость тигля, но и способствует увеличению количества неметаллических включений в сплаве, повышает угар легирующих компонентов сплава и т.п., то для каждой частоты тока, на котором работает, например, индукционная тигельная печь (ИТП), существуют оптимальные размеры кусков металлошихты, при которых процесс её расплавления происходит наиболее быстро. Для ориентировки на рис. 8.1 представлены зависимости минимального размера кусков шихты от частоты тока ИТП [292].

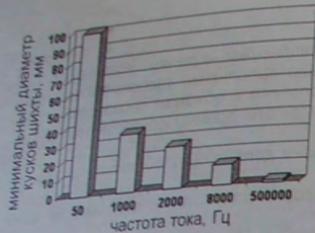


Рис. 8.1. Зависимость минимального размера кусков шихты от частоты тока ИТП

размер не более 100 мм и т.д.

Перед использованием шихтовые материалы очищают, измельчают, прокаливают или сушат.

Немаловажной технологической операцией в процессе подготовки шихты к плавке является взвешивание шихтовых материалов. Ошибка или существенная неточность взвешивания металлической части шихты и графита приводит к несоответствию химического состава выплавленного сплава к требуемому химическому составу. Ошибка во взвешивании раскислителей и модификаторов приводит к низкому качеству как сплава (металла), так и самих отливок.

Марки и химический состав шихтовых материалов, наиболее широко используемых в цехах литья по выплавляемым моделям, приведены в табл. 8.1...табл. 8.4.

Химический состав

стали сортовой электротехнической нелегированной (ГОСТ 11036-75)

Массовая доля, %, не более (остальное - Fe)

C	Mn	Si	P	S	Cu
0,035	0,3	0,3	0,020	0,030	0,3

Примечание. В цехах литья по выплавляемым моделям для выплавки высоколегированных марок сталей преимущественно используют марки 10850, 10860, 10880, 10895, 11080, 11850, 11860, 11895.

Химический состав силикокальция (ГОСТ 4762-71)

Таблица 8.2

Марка	Массовая доля, %				
	Ca		Si		
	не менее	не более	Al	C	P
СК10	10	45	1,0	0,2	0,02
СК10P	10	50	1,5	0,5	0,04
СК15	15	45	1,0	0,2	0,02
СК15P	15	50	1,5	0,5	0,04
СК20	20	45	1,0	0,5	0,02
СК20P	20	50	2,0	1,0	0,04
СК25(ч)	25	50	1,0	0,2	0,02
СК25	25	50	2,0	0,5	0,02
СК25P	25	55	2,0	1,0	0,04
СК30(ч)	30	50	1,0	0,2	0,02
СК30	30	50	2,0	0,5	0,02
СК30P	30	55	2,0	1,0	0,04

Максимальный размер кусков шихты определяется как размерами рабочего пространства тигля печи, так и их собственным весом опускаться под печи по мере расплавления.

В частности, при выплавке чугуна и стали максимальный размер кусков шихтовых материалов не должен превышать 0,3 диаметра тигля плавильной печи, ферросплавы должны быть измельчены до кусков с размером не более 50 мм. Куски шихты, используемой для выплавки постоянных магнитов и сплавов на основе меди, должны иметь

Химический состав ферровольфрама (ГОСТ 17293-93)

Таблица 8.3

Марка	W не менее	Массовая доля, % (остальное - Fe)												
		Mo	Mn	Si	C	P	S	Cu	As	Sn	Al	Pb	Bi	Sb
		не более												
ФВ 80(А)	80	6,0	0,2	0,8	0,10	0,03	0,02	0,10	0,04	0,04	0,04	3,0	0,01	0,01
ФВ 75(а)	75	7,0	0,2	1,1	0,15	0,04	0,04	0,20	0,05	0,05	5,0	-	-	-
ФВ 70(а)	70	7,0	0,3	2,0	0,20	0,06	0,06	0,30	0,06	0,08	6,0	-	-	-
ФВ 72	72	1,0	0,4	0,5	0,30	0,04	0,08	0,15	0,04	0,08	-	0,02	0,02	0,02
ФВ 70	70	2,0	0,5	0,8	0,50	0,06	0,10	0,20	0,05	0,10	-	-	-	-
ФВ 65	65	6,0	0,6	1,2	0,70	0,10	0,15	0,30	0,08	0,20	-	-	-	-

Химический состав феррованадия (ГОСТ 27130-94)

Таблица 8.4

Марка	V	Массовая доля, % (остальное - Fe)							
		Mn	Si	C	Cu	As	Al	P	S
		не более							
ФВд 50У0,4	48-60	2,7	1,8	0,40	0,2	0,01	0,2	0,07	0,02
ФВд 50У0,5	48-60	4,0	2,0	0,50	0,2	0,01	0,3	0,07	0,02
ФВд 50У0,6	48-60	5,0	2,0	0,60	0,2	0,01	0,3	0,07	0,02
ФВд 50У0,3	Не менее 50	0,2	2,0	0,30	0,2	0,02	0,3	0,07	0,03
ФВд 50У0,75	Не менее 50	0,2	2,0	0,75	0,2	0,05	2,5	0,10	0,10
ФВд 40У0,5	35-48	2,0	2,0	0,50	0,4	0,03	0,5	0,08	0,05
ФВд 40У0,75	35-48	4,0	2,0	0,75	0,4	0,03	0,5	0,08	0,05
ФВд 40У1	35-48	6,0	2,0	1,00	0,4	0,03	0,5	0,10	0,05

Химический состав ферромарганца (ГОСТ 4755-91)

Таблица 8.5

Марка	Mn	Массовая доля, % (остальное - Fe)			
		C	Si	P	S
		не более			
Ферромарганец низкоуглеродистый					
ФМн 90(А)	85,0-95,0	0,5	1,8	0,05	0,02
ФМн 90(Б)	85,0-95,0	0,5	1,8	0,30	0,02
Ферромарганец среднеуглеродистый					
ФМн 88(А)	85,0-95,0	2,0	3,0	0,10	0,02
ФМн 88(Б)	85,0-95,0	2,0	3,0	0,40	0,02
Ферромарганец высокоуглеродистый					
ФМн 78(А)	75,0-82,0	7,0	6,0	0,05	0,02
ФМн 78(Б)	75,0-82,0	7,0	6,0	0,70	0,02
ФМн 70(А)	65,0-75,0	7,0	6,0	0,30	0,02
ФМн 70(Б)	65,0-75,0	7,0	6,0	0,70	0,02

Химический состав ферромolibдена (ГОСТ 4759-91)

Таблица 8.6

Марка	Mo не менее	Массовая доля, % (остальное - Fe)											
		W	Si	C	P	S	Cu	As	Sn	Sb	Pb	Zn	Bi
		не более											
ФМо 60(нк)	60	0,3	0,5	0,05	0,05	0,10	0,5	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
ФМо 60	60	0,3	0,8	0,05	0,05	0,10	0,5	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
ФМо 58(нк)	58	0,5	0,5	0,08	0,05	0,10	0,8	0,03	0,02	0,02	0,01	0,01	0,01
ФМо 58	58	0,5	1,0	0,08	0,05	0,12	0,8	0,03	0,02	0,02	0,01	0,01	0,01
ФМо 55	55	0,8	1,5	0,10	0,10	0,15	1,0	-	0,05	0,05	-	-	-
ФМо 50	50	-	3,0	0,50	0,10	0,50	2,0	-	0,10	0,10	-	-	-

Химический состав феррониобия (ГОСТ 16773 – 2003) Таблица 8.7

Марка	Nb+Ta	Массовая доля, % (остальное – Fe)						
		Ta	Si	Al	Ti	C	S	P
		не более						
ФН6 65	55,0-65,0	1,0	1,5	3,0	1,0	0,1	0,03	0,10
ФН6 58	50,0-65,0	1,0	2,0	6,0	1,0	0,2	0,03	0,15
ФН6 58(Ф)	50,0-65,0	-	2,0	6,0	2,0	0,3	0,05	0,40
ФН6 55(Ф)	55,0-65,0	-	2,0	8,0	2,0	0,5	0,30	2,00
ФН6 55С	50,0-64,0	-	15,0	4,0	8,0	-	0,03	0,30
ФН6 50С	40,0-65,0	-	20,0	6,0	-	0,5	0,05	0,50

Химический состав ферросилиция (ГОСТ 1415-93) Таблица 8.8

Марка	Si	Массовая доля, % (остальное – Fe)					
		C	S	P	Al	Mn	Cr
		не более					
ФС 90	87,0-95,0	0,1	0,02	0,03	3,5	0,3	-
ФС 75	74,0-80,0	0,1	0,02	0,04	3,0	0,4	0,2
ФС 70	68,0-74,0	0,1	0,02	0,04	2,0	0,4	0,3
ФС 70А1	68,0-74,0	0,1	0,02	0,04	1,0	0,3	0,4
ФС 65	63,0-68,0	0,1	0,02	0,05	2,5	0,4	0,3
ФС 50	47,0-52,0	0,1	0,02	0,05	1,8	0,6	0,4
ФС 45	41,0-47,0	0,2	0,02	0,05	2,0	1,0	0,5
ФС 25	23,0-29,0	0,8	0,02	0,06	1,0	1,0	0,5
ФС 20	19,0-23,0	1,0	0,02	0,10	1,0	1,0	0,8

Химический состав ферросиликомарганца (ГОСТ 4756-91) Таблица 8.9

Марка	Si	Массовая доля, % (остальное – Fe)			
		Mn	C	P	S
		не более			
МнС 25(А)	более 25	60,0	0,5	0,05	0,02
МнС 25(Б)				0,25	
МнС 22(А)	20,0-25,0	65,0	1,0	0,10	0,02
МнС 22(Б)				0,35	
МнС 17(А)	15,0-20,0	65,0	2,5	0,10	0,02
МнС 17(Б)				0,60	
МнС 12(А)	10,0-15,0	65,0	3,5	0,10	0,02
МнС 12(Б)				0,60	

Химический состав ферросиликохрома (ГОСТ 11861-91) Таблица 8.10

Марка	Si	Массовая доля, % (остальное – Fe)			
		Cr	C	P	S
		не менее			
ФСХ 20	16-23	48	4,5	0,04	0,02
ФСХ 20Р				0,05	
ФСХ 33	30-37	40	0,9	0,03	0,02
ФСХ 33Р				0,04	
ФСХ 40	37-45	35	0,2	0,03	0,02
ФСХ 40Р				0,04	
ФСХ 48	больше 45	28	0,1	0,03	0,02
ФСХ 48Р				0,04	

Примечание. В обозначении марок ферросиликохрома буквы означают: Ф – железо, Х – хром, С – кремний, Р – фосфор.

Химический состав ферротитана (ГОСТ 4761-91) Таблица 8.11

Марка	Ti	Массовая доля, % (остальное – Fe)											
		Al	Si	C	P	S	Cu	V	Mo	Zr	Sn	Mn	Cr
		не более											
ФТ170С05	68-75	5	0,5	0,20	0,05	0,05	0,2	0,6	0,6	0,10	-	-	-
ФТ170С08	68-75	4	0,8	0,30	0,03	0,03	0,3	1,8	2,0	1,5	0,15	0,8	0,8
ФТ170С05Сн03	65-75	5	0,5	0,30	0,03	0,03	0,3	2,5	2,5	1,0	0,30	-	-
ФТ170С1	65-75	5	1,0	0,40	0,05	0,05	0,4	3,0	2,5	2,0	0,15	-	-
ФТ135С5	28-40	8	5,0	0,20	0,04	0,04	2,0	0,4	0,2	0,2	0,04	-	-
ФТ135С7	28-40	9	7,0	0,20	0,07	0,07	3,0	1,0	1,0	0,7	0,08	-	-
ФТ135С8	28-40	14	8,0	0,20	0,07	0,07	3,0	1,0	1,0	0,7	0,08	-	-
ФТ130	28-37	8	4,0	0,12	0,04	0,03	0,4	0,8	0,4	0,2	0,01	-	-
ФТ125	20-30	5-25	5-30	1,00	0,08	0,03	-	-	-	-	-	-	-

Химический состав феррохрома (ГОСТ 4757-91) Таблица 8.12

Марка	Cr	Массовая доля, % (остальное – Fe)					
		C	Si	P	S	Al	
		не более					
ФХ001А	68,0	0,01	0,8	0,02	0,02	0,2	
ФХ001Б				0,03			
ФХ002А				0,02			
ФХ002Б				0,03			
ФХ003А				0,03			
ФХ003Б				0,02			
ФХ004А				0,03			
ФХ004Б				0,02			
ФХ005А				0,03			
ФХ005Б				0,05			
ФХ006А	0,06	0,03	0,05	0,03	0,02		
ФХ006Б						0,05	
ФХ010А	65,0	0,10	0,10	0,03	0,02	0,2	
ФХ010Б				0,05			
ФХ015А				0,03			
ФХ015Б	0,15	0,03	0,05	0,03	0,02	0,2	
ФХ025А							0,03
ФХ025Б	0,25	0,03	0,05	0,03	0,02	0,2	
ФХ050А							0,05
ФХ050Б							0,03
ФХ050С	0,50	0,03	0,05	0,05	-	-	

Феррохром низкоуглеродистый азотированный (ГОСТ 4757-91) Таблица 8.13

Марка	Массовая доля, % (остальное – Fe)						
	Cr	C	Si	P	S	Al	N
	не менее						
ФХН100А	65,0	0,06	1,0	0,02	0,02	0,2	1,0
ФХН100Б				0,03			
ФХН200А				0,03			
ФХН200Б				0,04			
ФХН400А				0,03			
ФХН400Б				0,04			
ФХН600А	60,0	0,03	0,03	0,03	0,04	0,04	4,0
ФХН600Б							0,04

Окончание табл. 8.13

Феррохром среднеуглеродистый							
Марка	Массовая доля, % (остальное – Fe)						
	Cr	C	Si	P	S		
	не менее	не более					
ФХ100А	65,0	1,0	2,0	0,03	0,02		
ФХ100Б				0,05	0,04		
ФХ200А		2,0		0,03	0,02		
ФХ200Б				0,05	0,02		
ФХ400А		4,0		0,03	0,04		
ФХ400Б	0,05		0,04				

Феррохром высокоуглеродистый							
Марка	Массовая доля, % (остальное – Fe)						
	Cr	C	Si	P	S		
	не менее	не более					
ФХ650А	65,0	6,5	2,0	0,03	0,06		
ФХ650Б				0,05	0,08		
ФХ800А		8,0		0,03	0,06		
ФХ800Б				0,05	0,08		
ФХ850А		8,5		0,03	0,05		
ФХ850Б	0,05		0,08				
ФХ900А	9,0	0,03	0,04				
ФХ900Б		0,05	0,06				

Химический состав ферробора (ГОСТ 14848-69)

Таблица 8.14

Марка	Массовая доля, % (остальное – Fe)						
	B	Si	Al	C	S	P	Cu
	не менее	не более					
ФБ20	20	2	3	0,05	0,01	0,02	0,05
ФБ17	17	3	5	0,20	0,02	0,03	0,10
ФБ12	12	10	10	-	-	-	-
ФБ6	6	10	10	-	-	-	-

Химический состав марганца металлического и марганца азотированного (ГОСТ 6008-90)

Таблица 8.15

Марка	Способ производства	Массовая доля, %					
		Mn	C	Si	P	S	N
		не менее	не более				не менее
Марганец металлический							
Мн998	Электролитический	99,8	0,04	-	0,003	0,03	-
Мн997		99,7	0,06	-	0,005	0,10	-
Мн965	Электротермический	96,5	0,10	0,8	0,05	0,05	-
Мн95		95,0	0,20	1,8	0,07	0,05	-
Марганец азотированный							
Марка	Способ производства	Массовая доля, %					
		Mn	C	Si	P	S	N
		не менее	не более				не менее
Марганец металлический							
Мн92Н6	Азотирование марганца электролитического	92,0	0,10	-	0,005	0,10	6,0
Мн87Н6		87,0	0,20	1,8	0,07	0,05	6,0
Мн89Н4	Азотирование марганца электротермического	89,0	0,20	1,8	0,07	0,05	4,0
Мн91Н2		91,0	0,20	1,8	0,07	0,05	2,0

Химический состав хрома металлического (ГОСТ 5905-79)

Таблица 8.16

Марка	Массовая доля, %						
	Cr	Si	Al	Fe	C	S	P
	не менее	не более					
Х99Н1	99,0	0,2	0,5	0,5	0,01	0,02	0,005
Х99Н4	99,0	0,2	0,2	0,5	0,03	0,02	0,005
Х99Н5	99,0	0,2	0,5	0,5	0,03	0,02	0,01
Х99	99,0	0,2	0,5	0,5	0,03	0,02	0,02
Х98,5	98,5	0,4	0,7	0,6	0,03	0,02	0,02
Х97,5	97,5	0,5	1,5	1,2	0,05	0,04	0,02

Марка	Массовая доля, %						
	As	Bi	Sb	Zn	Pb	Sn	Co
	не более						
Х99Н1	0,01	0,0004	0,002	0,005	0,0005	0,004	-
Х99Н4	0,01	0,0005	0,008	0,006	0,0008	0,004	0,005
Х99Н5	0,01	0,0005	0,008	0,006	0,0008	0,004	0,04
Х99	0,01	0,0005	0,008	0,010	0,0010	0,004	0,05
Х98,5	0,01	0,0005	0,008	0,010	0,0010	0,004	-
Х97,5	-	-	-	-	-	-	-

Химический состав алюминия вторичного (ГОСТ 295-98)

Таблица 8.17

Марка	Массовая доля, %						
	Al+Mg	Mg	Примеси				
	не менее		Cu	Zn	Si	Pb	Sn
			не более				
АВ97	97,0	0,1	0,1	0,1	1,0	0,1	0,1
АВ91	91,0	3,0	3,0	0,8	3,0	0,3	0,2
АВ87	87,0	3,0	3,8	3,3	5,0	0,3	0,2

Химический состав никеля первичного (ГОСТ 849-97)

Таблица 8.18

Марка	Массовая доля, %								
	Ni+Co	Co	Примеси						
	не менее		C <td>Mg <td>Al <td>Si <td>P <td>S <td>Mn</td> </td></td></td></td></td>	Mg <td>Al <td>Si <td>P <td>S <td>Mn</td> </td></td></td></td>	Al <td>Si <td>P <td>S <td>Mn</td> </td></td></td>	Si <td>P <td>S <td>Mn</td> </td></td>	P <td>S <td>Mn</td> </td>	S <td>Mn</td>	Mn
			не более						
Н-0	99,99	0,005	0,005	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001
Н-1у	99,95	0,100	0,010	0,001	-	0,002	0,001	0,001	-
Н-1	99,93	0,100	0,010	0,001	-	0,002	0,001	0,001	-
Н-2	99,8	0,150	0,020	-	-	0,002	-	0,003	-
Н-3	98,6	0,700	0,100	-	-	-	-	0,030	-
Н-4	97,6	0,700	0,150	-	-	-	-	0,040	-

Марка	Массовая доля, %							
	Fe	Cu	Zn	As	Cd	Sn	Sb	Pb
	не более							
Н-0	0,002	0,001	0,0005	0,0005	0,0003	0,0003	0,0003	0,0003
Н-1у	0,010	0,015	0,0010	0,0010	0,0005	0,0005	0,0005	0,0005
Н-1	0,020	0,020	0,0010	0,0010	0,0010	0,0010	0,0010	0,0006
Н-2	0,040	0,040	0,0050	-	-	-	-	0,0100
Н-3	-	0,600	-	-	-	-	-	-
Н-4	-	1,000	-	-	-	-	-	-

Химический состав титана губчатого (ГОСТ 17746 – 96) Таблица 8.19

Марка	Массовая доля, %							
	Ti	Fe	Si	Ni	C	Cl	N	O
	не менее	не более						
TГ-90	99,74	0,05	0,01	0,04	0,02	0,08	0,02	0,04
TГ-100	99,72	0,06	0,01	0,04	0,03	0,08	0,02	0,04
TГ-110	99,67	0,09	0,02	0,04	0,03	0,08	0,02	0,04
TГ-120	99,64	0,11	0,02	0,04	0,03	0,10	0,02	0,05
TГ-130	99,56	0,13	0,03	0,04	0,03	0,10	0,03	0,06
TГ-150	99,45	0,20	0,03	0,04	0,03	0,12	0,03	0,08
TГ-Тв	97,75	1,90	-	-	0,10	0,15	0,10	0,10

Химический состав силикомарганца (ГОСТ 4756-91) Таблица 8.20

Марка	Массовая доля элементов, % (остальное – Fe)				
	Si	Mn	C	P	S
	не менее	не более			
MnC25 (А)	Более 25,0	60,0	0,2	0,05	0,02
MnC25 (Б)				0,25	
MnC22 (А)	20,0-25,0	65,0	1,0	0,10	
MnC22 (Б)				0,35	
MnC17 (А)	15,0-20,0	65,0	2,5	0,10	
MnC17 (Б)				0,60	
MnC12 (А)	10,0-15,0	65,0	3,5	0,10	
MnC12 (Б)				0,60	

Химический состав олова (ГОСТ 860-75) Таблица 8.21

Марка	Массовая доля элементов, %								
	Sn	Примеси, не более							
	не менее	As	Fe	Cu	Pb	Bi	Sb	S	Сумма
O1пч	99,915	0,010	0,009	0,01	0,0025	0,010	0,015	0,008	0,085
O1	99,900	0,010	0,009	0,01	0,04	0,015	0,015	0,008	0,100
O2	99,565	0,015	0,02	0,03	0,25	0,050	0,050	0,016	0,435
O3	98,490	0,030	0,02	0,10	1,00	0,060	0,300	0,020	1,510
O4	96,430	0,050	0,02	0,10	3,00	0,100	0,300	0,020	3,570

Химический состав свинца (ГОСТ 3778-77Е) Таблица 8.22

Марка	Массовая доля элементов, %		Марка	Массовая доля элементов, %	
	Pb, не менее	Примеси, не более		Pb, не менее	Примеси, не более
C0	99,992	0,008	C2	99,950	0,050
C1С	99,990	0,010	C3	99,900	0,100
C1	99,985	0,015	C3С	99,500	0,500
C2С	99,970	0,030			

Химический состав магния первичного в чушках (ГОСТ 804-93) Таблица 8.23

Марка	Массовая доля элементов, %						
	Mg, не менее	Примеси, не более					
		Fe	Si	Ni	Cu	Al	Mn
Mг96	99,96	0,004	0,005	0,0020	0,002	0,006	0,004
Mг95	99,95	0,004	0,005	0,0007	0,003	0,007	0,010
Mг90	99,90	0,040	0,009	0,0010	0,004	0,020	0,030

Маркировка и химический состав силумина в чушках (ГОСТ 1583-93) Таблица 8.24

Марка	Цвет маркировочной буквы "С" на торце чушки	Массовая доля элементов, % (остальное – Al)						
		Si	Fe	Mn	Ca	Ti	Cu	Zn
AK12сч (СИЛ-00)	Синий	10-13	0,20	0,03	0,04	0,03	0,02	0,04
AK12чч (СИЛ-0)	Белый	10-13	0,35	0,08	0,08	0,08	0,02	0,04
AK12ж (СИЛ-1)	Красный	10-13	0,50	0,40	0,08	0,08	0,02	0,05
AK12ж (СИЛ-2)	Черный	10-13	0,70	0,50	0,20	0,20	0,03	0,08

Маркировка и химический состав литейных латуней в чушках (ГОСТ 1020-97) Таблица 8.25

Марка	Число и цвет маркировочных полос и крестов	Массовая доля элементов, % (остальное – Zn)							Примеси
		Cu	Pb	Si	Mn	Fe	Al		
ЛС	Одна белая	56-61	0,8-1,9	-	-	-	-	-	-
ЛСч	Одна белая и белый крест	56-61	0,8-1,5	-	-	-	-	-	2,0
ЛСд	Две белые	57-61	0,8-1,5	-	-	-	-	-	1,7
ЛСдч	Две белые и белый крест	59-61	0,8-1,5	-	-	-	-	-	1,5
ЛОС*	Белая, черная, белая	60-75	1,0-3,0	-	-	-	-	-	1,4
ЛК	Белая, красная	76-81	-	2,8-4,5	-	-	-	-	1,5
ЛК1	Белая, красная, белая	78-81	-	3,0-4,5	-	-	-	-	2,5
ЛК2	Белая и две красные	76-81	-	1,9-2,8	-	-	-	-	2,4
ЛКС	Белая, красная, черная	76-81	2,0-4,0	2,5-4,5	-	-	-	-	2,5
ЛМЦС	Белая и синяя	56-60	1,5-2,5	-	1,8-2,5	-	-	-	2,0
ЛМЦЖ	Белая и зеленая	53-58	-	-	3,0-4,0	0,5-1,5	-	-	2,2
ЛА	Белая и желтая	63-68	-	-	-	-	-	-	1,7
ЛМЦКА	Три красные	58,5-61,5	-	0,5-0,3	2,0-3,0	-	-	2,2-3,0	2,6
ЛМЦСКА	Две красные	58-61	1,5-2,5	0,5-1,3	2,0-3,0	-	-	0,75-1,5	1,3
ЛМЦСК	Одна красная	53-60	1,5-3,0	0,5-1,3	1,5-2,5	-	-	0,7-1,5	1,3
ЛАЖМц	Белая и коричневая	63-70	-	-	1,5-3,0	2,0-4,0	4,0-7,0	1,8	

Примечание. * - содержание олова в латуни ЛОС - 0,5...2,0%

Химический состав литейного чугуна (ГОСТ 4832-95) Таблица 8.26

Марка	Si	Массовая доля элементов, % (остальное – Fe)																
		Mn группа				P класс			S, не более категория									
		I	II	III	IV	A	Б	В	Г	Д	1	2	3	4				
L1	Св. 3,2 до 3,6 включ.	≤0,3	Св. 0,3 до 0,5 включ.	Св. 0,5 до 0,9 включ.	Св. 0,9 до 1,5 включ.	0,08	0,12	0,3	Св. 0,3 до 0,7 включ.	Св. 0,7 до 1,2 включ.	0,02	0,03	0,04	-				
L2	Св. 2,8 до 3,2 включ.														0,05			
L3	Св. 2,4 до 2,8 включ.															0,05		
L4	Св. 2,0 до 2,4 включ.																0,05	
L5	Св. 1,6 до 2,0 включ.																	0,05
L6	Св. 1,2 до 1,6 включ.																	

Химический состав литейного чугуна рафинированного магнием (ГОСТ 4832-95) Таблица 8.27

Марка	Массовая доля элементов, % (остальное – Fe)							
	Si	Mn группа			P, не более класс		S, не более категория	
		I	II	III	A	Б		
ЛР1	Св. 3,2 до 3,6 включ.	≤0,3	Св. 0,3 до 0,5 включ.	Св. 0,5 до 1,0 включ.	0,08	0,12	0,005	0,010
ЛР2	Св. 2,9 до 3,2 включ.							
ЛР3	Св. 2,4 до 2,8 включ.							
ЛР4	Св. 2,0 до 2,4 включ.							
ЛР5	Св. 1,6 до 2,0 включ.							
ЛР6	Св. 1,2 до 1,6 включ.							
ЛР7	Св. 0,8 до 1,2 включ.							

Маркировка и химический состав алюминия первичного (ГОСТ 11069-2001) Таблица 8.28

Марка	Число, цвет и расположение маркировочных полос	Массовая доля элементов, %							Сумма	
		Al	Примеси, не более							
			Fe	Si	Cu	Zn	Ti	Прочих примесей, каждой в отдельности		
Алюминий особой чистоты										
A999	Не наносят	99,999	-	-	-	-	-	-	-	0,001
Алюминий высокой чистоты										
A995	Одна зеленая продольная и одна зеленая поперечная	99,995	0,0015	0,0015	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,005
A99	Две зеленые продольные и одна зеленая поперечная	99,99	0,003	0,003	0,003	0,003	0,002	0,001	0,001	0,01
A97	Три зеленые продольные и одна зеленая поперечная	99,97	0,015	0,015	0,005	0,003	0,002	0,002	0,002	0,030
A95	Четыре зеленые продольные и одна зеленая поперечная	99,95	0,025	0,020	0,010	0,005	0,002	0,005	0,005	0,050
Алюминий технической чистоты										
A85	Одна голубая	99,85	0,080	0,060	0,010	0,020	0,008	0,020	0,020	0,150
A8	Две голубые	99,80	0,120	0,100	0,010	0,040	0,020	0,020	0,020	0,200
A7	Одна белая	99,70	0,160	0,150	0,010	0,040	0,020	0,020	0,020	0,300
A7E	Три белые	99,70	0,200	0,080	0,010	0,040	0,010*	0,020	0,020	0,300
A6	Две белые	99,60	0,250	0,180	0,010	0,050	0,030	0,030	0,030	0,400
A5E	Одна желтая	99,50	0,350**	0,100	0,020	0,040	0,015*	0,020	0,020	0,500
A5	Одна красная	99,50	0,300	0,250	0,020	0,060	0,030	0,030	0,030	0,500
A0	Две красные	99,00	0,500	0,500	0,020	0,080	0,030	0,030	0,030	1,000

Примечание. * – для суммы титана, ванадия, хрома и марганца. ** – допускается массовая доля железа менее 0,18%.

Химический состав цинка (ГОСТ 3640-79) Таблица 8.29

Марка	Массовая доля элементов, %							
	Zn, не менее	Примеси, не более						
		Pb	Cd	Fe	Cu	Sn	As	
ЦВ00	99,997	0,00001	0,002	0,00001	0,00001	0,0000	-	Сумма
ЦВ0	99,995	0,003	0,002	0,002	0,001	0,001	-	0,003
ЦВ1	99,992	0,004	0,002	0,003	0,001	0,001	-	0,005
ЦВ	99,990	0,005	0,002	0,003	0,001	0,001	-	0,008
Ц0А	99,980	0,011	0,004	0,003	0,001	0,001	-	0,005
Ц0	99,975	0,013	0,004	0,005	0,001	0,001	-	0,020
Ц1	99,950	0,020	0,010	0,010	0,002	0,001	-	0,025
Ц2	98,700	1,000	0,200	0,050	0,005	0,002	-	0,050
Ц3	97,500	2,000	0,200	0,100	0,050	0,005	0,0100	1,300
								2,500

Маркировка и химический состав оловянных бронз в чушках (ГОСТ 614-97) Таблица 8.30

Марка бронзы	Число и цвет маркировочных полос	Массовая доля элементов, % (остальное – Cu)							
		Sn	Zn	Pb	Ni	Примеси, не более			
						Al	Si	Ni	
БрО5Ц6С5	Красная	4,1–6,0	4,5–6,5	4,1–6,0	-	0,05	0,05	1,0	1,3
БрО3Ц6С5	Красная, зеленая	2,0–4,0	3,0–8,0	3,0–6,0	-	0,05	0,05	1,0	1,3
БрО3Ц13С4	Зеленая	2,1–3,5	9,0–16,0	3,0–6,0	-	0,02	0,02	2,0	1,3
БрО3Ц8С4Н1	Черная	2,6–4,0	7,0–10,0	3,0–6,0	0,5–2,0	0,02	0,02	-	1,3
БрО4Ц8С5	Синяя	3,1–5,5	6,5–9,0	4,0–7,0	-	0,05	0,05	2,0	1,3
БрО6Ц6С2х	Зеленый крест	5,0–7,0	5,0–7,0	1,0–4,0	-	0,1	-	-	1,0
БрО10Ф1	Синяя, зеленая, синяя	9,1–10,5	-	-	-	0,05	0,02	1,0	1,4

Примечание. * – бронза БрО5Ц6С5 используется в качестве шихтового материала для получения бронзы БрО5Ц5С5. Бронза БрО3Ц13С4 используется в качестве шихтового материала для получения бронзы БрО3Ц7С5Н1. Бронза БрО4Ц8С5 используется в качестве шихтового материала для получения бронзы БрО3Ц12С5. Бронза БрО3Ц8С4Н1 используется в качестве шихтового материала для получения бронзы БрО4Ц7С5.

Маркировка и химический состав безоловянных бронз в чушках (ГОСТ 614-97) Таблица 8.31

Марка	Число и цвет маркировочных полос	Массовая доля элементов, % (остальное – Cu)										
		Al	Fe	Mn	Примеси, не более						Сумма	
					As	Sn	Ni	Pb	P	Zn		
БрА10ЖЗр	Две черные и одна белая	8,5–10,5	2,0–4,0	-	0,05	0,2	1,0	0,1	0,1	1,0	0,5	1,7
БрА10ЖЗ	Одна черная и одна белая	8,5–10,5			0,05	0,2	1,0	0,3	0,1	1,3	0,5	2,4
БрФ10ЖЗМц2	Одна черная и две белые	9,0–11,0			1,3–3,0	0,01	0,1	0,5	0,1	0,03	1,1	-

Примечание. БрА10ЖЗ используется в качестве шихтового материала для приготовления бронзы БрА9ЖЗЛ, бронза БрФ10ЖЗМц2 используется в качестве шихтового материала для приготовления бронзы БрА10ЖЗМц2.

Маркировка и химический состав алюминиевых литейных сплавов в чушках
(ГОСТ 1583-93)

Таблица 8.32

Марка сплава	Маркировка	Массовая доля элементов, % (остальное – Al)					
		Mg	Si	Mn	Cu	Прочие	Пр.
AK12 (AL2)	Белая, зеленая полосы	-	10-13	-	-	-	2.1
AK13 (AK13)	Зеленая, желтая полосы	0,01-0,2	11,0-13,5	0,01-0,5	-	-	1,35
AK34 (AL4)	Коричневый треугольник	0,2-0,35	8-10,5	0,2-0,5	-	-	1,1
AK34ч (AL4-1)	Два зеленых треугольника	0,25-0,35	9-10,5	0,2-0,35	-	0,08 Ti	0,6
AK9 (AK9)	Белая, желтая полосы	0,25-0,45	8-11	0,2-0,5	-	-	2,4
AK9c (AK9c)	Белая, желтая, желтая полосы	0,2-0,35	8-10,5	0,2-0,5	-	-	1,35
AK34л (AL34)	Два желтых треугольника	0,4-0,6	6,5-8,5	-	-	0,15-0,4 Be, 0,1 Ti	0,9
AK7 (AK7)	Белая, красная полосы	0,2-0,55	6-8	0,2-0,6	-	-	3,0
AK7ч (AL9)	Желтый треугольник	0,25-0,45	6-8	-	-	-	1,0
AK7чч (AL9-1)	Два зеленых креста	0,25-0,45	7-8	-	-	0,08 Ti	0,6
AK5M (AL5)	Белая, черная, белая полосы	0,4-0,65	4,5-5,5	-	1,0-1,5	-	0,9
AK5M4 (AL5-1)	Красная, синяя, зеленая полосы	0,45-0,6	4,5-5,5	-	1,0-1,5	0,08-0,15 Ti	0,6
AK5M2 (AK5M2)	Черная, синяя полосы	0,2-0,85	4-6	0,2-0,8	1,5-3,5	0,05-0,20 Ti	2,8
AK5M7 (AK5M7)	Черная, красная полосы	0,3-0,6	4,5-6,5	-	6-8	-	2,6
AK6M2 (AK6M2)	Два синих креста	0,35-0,5	5,5-6,5	-	1,8-2,3	0,1-0,2 Ti	0,7
AK8M (AL32)	Зеленый треугольник	0,35-0,55	7,5-9	0,3-0,5	1,0-1,5	0,1-0,3 Ti	0,8
AK5M4 (AK5M4)	Черная, синяя, синяя полосы	0,25-0,55	3,5-6,0	0,2-0,6	3,0-5,0	0,05-0,20 Ti	2,8
AK3M3ч (BAL8)	Два белых креста	0,25-0,5	7-8,5	-	2,5-3,5	0,1-0,25 Ti; 0,5-1,0 Zn; 0,005-0,1 B; 0,05-0,25 Be	0,6
AM5 (AL19)	Белый треугольник	-	-	0,6-1,0	4,5-5,3	0,15-0,35 Ti	0,9
AM4 5кд (BAL10)	Синий треугольник	-	-	0,35-0,8	4,5-5,1	0,15-0,35 Ti; 0,07-0,25 Cd	0,6
AMr5K (AL113)	Коричневый крест	4,5-6,5	0,8-1,3	0,1-0,4	-	-	0,5
AMr5Mц (AL28)	Зеленый крест	4,8-6,3	-	0,4-1,0	-	0,05-0,15 Ti	0,4
AMr5л (AL23)	Белый крест	6-7	-	-	-	0,05-0,15 Ti; 0,02-0,1 Be; 0,05-0,2 Zr	0,2
AMr5лч (AL23-1)	Желтый крест	6-7	-	-	-	-	0,2
AMr10 (AL27)	Черная, черная, синяя полосы	9,5-10,5	-	-	-	0,05-0,15 Ti; 0,05-0,15 Be; 0,05-0,2 Zr	0,5
AMr10ч (AL27-1)	Красный треугольник	9,5-10,5	-	-	-	-	0,2
AMr11 (AL22)	Красный крест	10,5-13,0	0,8-1,2	-	-	0,05-0,15 Ti; 0,03-0,07 Be	0,5
AK7Цз (AL11)	Белая, белая, зеленая полосы	0,15-0,35	6-8	-	-	7-12 Zn	1,7
AL4Mz (AL24)	Черный крест	1,55-2,05	-	0,2-0,5	-	0,1-0,2 Ti; 3,5-4,5 Zn	0,9

Примечание. Пр. – примеси, не более.

Маркировка и химический состав магниевых сплавов в чушках
(ГОСТ 2581-78)

Таблица 8.33

Марка сплава	Число и цвет маркировочных полос	Массовая доля элементов, % (остальное – Mg)										
		Al	Zn	Mn	Прочие	Примеси, не более						
						Al	Si	Fe	Ni	Cu	Сумма	
MM2	Одна красная	-	-	1,5-2,2	-	-	0,04	0,07	0,03	0,04	0,03	0,20
M2ч	Две красные	-	-	1,7-2,4	-	-	0,006	0,004	0,004	0,001	0,002	0,02
MA3ц1	Одна синяя	3,0-3,2	0,2-0,8	0,2-0,5	-	-	-	0,1	0,03	0,005	0,04	0,18
MA5Ц1	Две коричневые	3,9-5,0	0,8-1,5	0,2-0,8	-	-	-	0,1	0,04	0,005	0,1	0,25
MA5Ц1ч	Три коричневые	3,8-5,0	0,8-1,5	0,2-0,8	-	-	-	0,01	0,005	0,001	0,01	0,03
MA6Ц3	Две синие	5,6-6,8	2,2-3,0	0,2-0,5	-	-	-	0,15	0,025	0,004	0,05	0,22
MA6Ц3з	Две синие, одна желтая	5,6-6,8	2,2-3,0	0,2-0,5	-	-	-	0,5	0,028	0,01	0,35	0,9
MA6Ц3ч	Три синие	5,6-6,8	2,2-3,0	0,2-0,5	-	-	-	0,06	0,005	0,001	0,02	0,09
MA8Ц	Одна зеленая	7,5-8,7	0,3-0,8	0,2-0,5	-	-	-	0,1	0,02	0,04	0,05	0,18
MA8Цз	Одна зеленая, одна желтая	7,5-8,7	0,3-1,5	0,2-0,5	-	-	-	0,5	0,028	0,01	0,35	0,9
MA8Цч	Две зеленые	7,5-8,7	0,3-0,8	0,2-0,5	-	-	-	0,04	0,005	0,001	0,01	0,06
MA8Цч4	Две желтые	7,5-8,7	0,3-0,8	0,2-0,5	-	0,001-0,002 Be	-	0,04	0,005	0,001	0,01	0,06
MA10Ц1	Одна черная	7,5-9,7	0,7-1,2	0,2-0,5	-	-	-	0,15	0,05	0,005	0,05	0,26
MLцP1H3	Одна коричневая	9,0-10,0	-	-	-	0,4-1,1 Zn; 2,6-3,2 Nd	-	0,02	0,02	0,01	0,004	0,01

Химический состав меди (ГОСТ 859-78)

Таблица 8.34

Марка	Массовая доля элементов, %											
	Примеси, не более										P	
	не менее	Bi	Sb	As	Fe	Ni	Sn	Pb	S	O		Zn
	Катоды											
МВЧк	99,993	0,0002	0,0006	0,0005	0,0005	0,0006	0,0005	0,0005	0,002	-	0,0007	0,0005
М00к	99,99	0,0005	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,002	-	0,001	0,001
М0ку	99,97	0,0005	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,002	-	0,015	0,001
М0к	99,95	0,001	0,002	0,002	0,004	0,002	0,002	0,003	0,004	0,02	0,003	0,001
М1к	99,9	0,001	0,002	0,002	0,005	0,002	0,002	0,003	0,004	0,04	0,004	0,002
	Слитки и полуфабрикаты											
М00б	99,99	0,0005	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,002	0,001	0,001	0,0005
М0б	99,97	0,001	0,002	0,002	0,004	0,002	0,002	0,003	0,003	0,001	0,003	0,002
М1б	99,95	0,001	0,002	0,002	0,004	0,002	0,002	0,003	0,004	0,003	0,003	0,002
М1у	99,9	0,0005	0,002	0,001	0,005	0,002	0,002	0,004	0,004	0,003	0,003	0,002
М1	99,9	0,001	0,002	0,002	0,005	0,002	0,002	0,004	0,004	-	0,004	-
М1р	99,9	0,001	0,002	0,002	0,005	0,002	0,002	0,005	0,004	-	0,004	-
М1ф	99,9	0,001	0,002	0,002	0,005	0,002	0,002	0,005	0,005	0,01	0,004	-
М2р	99,7	0,002	0,005	0,01	0,05	0,2	0,05	0,05	0,05	0,005	0,005	0,002-0,12
М3р	99,5	0,003	0,05	0,05	0,05	0,2	0,05	0,03	0,01	0,01	-	0,012-0,08
М2	99,7	0,002	0,005	0,01	0,05	0,2	0,05	0,01	0,01	0,01	-	0,005-0,06
М3	99,5	0,003	0,05	0,01	0,05	0,2	0,05	0,01	0,01	0,07	-	0,05-0,06
								0,03	0,01	0,08	-	-

Шихтовые материалы для выплавки титановых сплавов. Для выплавки титановых сплавов в качестве шихтовых материалов используют расходные электроды и кусковую шихту. Расходные электроды представляют собой цилиндрические слитки диаметром от 100 до 400 мм с химическим составом, соответствующим одной из марок титановых сплавов. Поверхность электродов механически обработана и тщательно очищена от посторонних примесей. Расходные электроды изготавливают на специализированных металлургических предприятиях.

В некоторых случаях расходные электроды изготавливают в условиях литейного цеха из отходов титанового сплава. Для этого куски отходов сплава (литники, бракованные отливки, настыли и т.п.) сваривают в инертной газовой среде таким образом, чтобы изготовленный электрод имел как можно более правильную геометрическую форму с круглым или квадратным сечением. Впоследствии изготовленные электроды расплавляют в вакуумной гарнисажной плавильно-заливочной установке и выпускают расплав в разъемную или вытряхную изложницу из углеродистой стали.

В качестве кусковой шихты используют отходы соответствующих сплавов первого и второго сорта (сортовые отходы), а также несортные отходы. К числу отходов первого сорта относят элементы ЛПС отливок, остатки металла в приемно-заливочных лотках, отбракованные по рентген-контролю и размерной точности отливки с известным и соответствующим стандарту химическим составом. Ко второму сорту относят отливки и отходы с известным химическим составом, но забракованные по химическому составу.

Несортными отходами является печной скрап, стружка и опилки, образовавшиеся в результате механической обработки отливок, гарнисажи отработавших графитовых тиглей, а также мелкокусковые отходы с неизвестным химическим составом. Для использования в качестве шихты несортные отходы очищают от частиц режущего инструмента, эмульсии, используемой при механической резке и т.д.

Кроме того, из переплавляемых гарнисажей удаляют углерод и растворенные газы.

В отличие от несортных отходов, в отходах сортовых, в основном, загрязнен их поверхностный слой (глубиной до 0,8 мм), соприкасавшийся с поверхностью литейной формы. Основное загрязнение поверхностного слоя — углерод. Поверхности отливок и ЛПС, образовавшиеся в результате отделения отливок от ЛПС, загрязнены частицами использованного для этого режущего инструмента. В случае использования ацетилено-кислородной резки отходы в местах реза образуются различные соединения титана с углеродом, кислородом, азотом и водородом.

Очистку поверхности отходов проводят механическим (в галтовочных и дробеметных барабанах, дробеметных и дробеструйных установках, на дробеструйных установках с вращающимся колоколом) и химическим способами. После механической обработки проводят химическую очистку отходов. Химическая очистка отходов состоит из технологических операций по разрыхлению окисленных поверхностных слоев отходов, промывке отходов и их травления.

Для разрыхления окисленного поверхностного слоя отходы обрабатывают в одном из следующих растворов, г/л: 600...850 NaOH, 200...250 NaNO₂, 50...60 NaNO₂ или 500...700 NaOH, 150...250 NaNO₂. Обработку отходов в растворе проводят в течение 20...120 мин при температуре 130...145°C. После операции разрыхления отходы последовательно промывают в теплой и холодной воде. Промытые отходы подвергают травлению в кислотном водном растворе следующего состава, мл/л: 60...70 H₂SO₄ (плотностью 1,84 г/см³) и 60...140 HF (плотностью 1,13 г/см³). Травление проводят в растворе, имеющем комнатную температуру. Скорость травления составляет 0,2...0,5 мм/ч. По окончании травления отходы промывают в холодной воде, сушат при 110...150°C, укладывают в тару с плотно закрывающимися крышками и отправляют на шихтовый двор [290].

Таким образом, использование отходов при плавке титановых сплавов может быть реализовано либо посредством изготовления расходных электродов, либо путем загрузки подготовленных отходов непосредственно в гарнисажный тигель плавильной печи для их последующего переплава. При этом допустимое количество отходов в шихте может достигать 70...85%.

8.2. Расчёт шихты

С целью получения сплава требуемого химического состава проводят расчёт шихты. По результатам расчёта шихты в цехе, на шихтовом дворе, готовят навески соответствующих шихтовых материалов, последствием используемых для выплавки требуемых металлов, сплавов или лигатур.

Расчёт шихты проводят аналитическим методом, методом подбора, графическим методом параллельных координат или графическим методом треугольника. Графические методы, несмотря на свою простоту, пригодны только для расчёта шихты по одному-двум химическим элементам из двух-трёх шихтовых материалов. Аналитический метод и метод подбора более трудоёмки, но при этом обеспечивают более высокую точность расчёта и позволяют вести расчёт практически для любого числа элементов сплава и шихтовых материалов. Поэтому из числа перечисленных выше методов расчёта шихты рассмотрим именно эти методы.

Для расчёта шихты при плавке сплавов методом переплава используют следующие данные: химический состав выплавляемого сплава, химический состав используемых шихтовых материалов, доля (содержание) возврата, отходов готового сплава в шихте, угар химических элементов при плавке. Помимо этого, при плавке

сталей и чугунов в печах с кислой футеровкой учитывают прирар кремния из футеровки (тигля) печи.

Величина угара (% по массе) химических элементов приведена в табл. 8.35... табл. 8.38.

Таблица 8.35
Величина угара (% по массе) химических элементов в сталях при плавке в ИТП открытого типа

Элемент	C	Si	Mn	Cr	W	V, Co	Fe	Mo, Ni, S, P
Угар, %	5-15	10-20	30-50	5-9	3-5	10-15	2	~ 0

Таблица 8.36
Величина угара (% по массе) химических элементов в чугунах при плавке в ИТП открытого типа промышленной частоты [170]

Футеровка печи	Элемент	Угар, %						
		C	Si	Mn	Ni, Cu, P	S		
Кислая	Из возрата	5-15	3(+5)	10-25	0	-	-	-
	Из ферросплава	10-15	-	10-20	-	-	-	-
Основная	Из возрата	5-10	5-10	5-10	-	-	25-50	-
	Из ферросплава	5-10	5-10	5-10	-	-	-	30-60

Примечание. Знак (+) означает, что содержание данного элемента в готовом сплаве увеличивается (пригар элемента).

Таблица 8.37
Величина угара (% по массе) химических элементов при плавке цветных сплавов в ИТП открытого типа, % [16]

Mg*	Be	Al	Na	Zn	Mn	Sn	Fe	Ni	Si	Cu	Pb
2-3	2-3	1-1,5	2-3	1-3	0,5-1	0,5-1	0,5-1	0,5-1	0,5-1	0,5-1	0,5-2
3-5	3-5	1-2	3-5	2-3	1-2	1-1,5	0,5-1	0,5-1	1-1,5	1-2	-

Примечание. * - числитель - плавка на чистой шихте, знаменатель - плавка на окисленной и загрязненной шихте.

Таблица 8.38
Величина угара (% по массе) химических элементов при плавке цветных сплавов в тигельных и отражательных печах открытого типа, %

Элемент	Алюминиевые сплавы		Медные сплавы	
	тигельная печь	отражательная печь	тигельная печь	отражательная печь
Si	1,0-1,5 / 2-3	2,5 / 5-10	Более 5	1,0-1,5 / 5-10
Mn	1,0-1,5 / 2-3	2-5 / 5-10	1,0-1,5 / до 3	2-3 / до 10
P	-	-	Более 50	30-40 / до 70
Al	0,8-1,0 / 2-3	2-3 / 3-5	1,0-1,5 / 2-5	2-3 / до 5
Cu	0,5-1,0 / 1,0-1,2	1,0-1,2 / 1,0-1,5	0,5-1,0 / 1,0-2,0	1,0-1,5 / 2,0-3,0
Ni	0,5-1,0 / 1,0-1,2	1,0-1,2 / 1,0-1,5	0,5-1,0 / 1,0-1,5	1,0-1,5 / 1,5-2,0
Zn	до 2,0 / 2,0-5,0	2,0-3,0 / до 10	2,0-3,0 / 3,0-5,0	5-10 / до 20
Pb	-	-	-	-
Sn	0,5 / 1,0-1,5	1,5 / 2,0	0,5-1,0 / 1,0-2,0	1,0-2,0 / до 5
			1,0-1,5	1,0-1,5 / до 3

Примечание: В числителе - угар элементов при использовании компактной шихты, в знаменателе - при некомпактной.

Расчёт шихты аналитическим методом.
Принцип аналитического метода расчёта состоит в составлении и решении системы уравнений вида:

$$A'_i \cdot X_1 + A''_i \cdot X_2 + \dots + A''_n \cdot X_n = \Xi_i \cdot \left(1 + \frac{Y_i}{100}\right) \cdot 100 \quad (8.1)$$

где A'_i, A''_i, A''_n - содержание i-го элемента в 1-м, 2-м, 3-м и n-ом компоненте шихты соответственно, %; X_1, X_2, X_n - масса 1-го, 2-го, 3-го, n-го компонента шихты соответственно, кг; Ξ_i - содержание i-го элемента в готовом сплаве, %; Y_i - угар i-го элемента при плавке, %.

Пример 8.1. В качестве примера рассчитаем шихту для стали 20X25H9C2Л, выплавляемой в индукционной тигельной печи с основной футеровкой.

Масса выплавляемой стали $M_c = 140$ кг, содержание возрата в шихте принимаем равным 60% (по массе). Для плавки стали используем: феррохром ФХ001А, никель электролитический Н-2, ферросилиций ФС75, ферромарганец ФМн 1,0, сталь низкоуглеродистую марки 15Л и, в случае необходимости подшихтовки по углероду, бой графитовых электродов.

Исходные данные для расчета приведены в табл. 8.39.

Таблица 8.39
Исходные данные для расчета шихты

Показатель	Обозначение	Содержание элементов, % (по массе)							
		C	Cr	Ni	Si	Mn	S	P	Fe
Химический состав по ТУ*		≤ 0,2	23-27	18-20	2-3	0,5-1,5	≤ 0,03	≤ 0,035	Ост.
Требуемый химический состав отливок	Ξ_i	0,17	25	19	2,5	1,0	≤ 0,03	≤ 0,035	52,28
Компоненты шихты:									
Феррохром ФХ001А	X-(X ₁)	0,01	69	-	0,8	-	0,02	0,02	30
Никель Н-1	H-(X ₂)	0,02	-	99,8	0,002	-	0,003	-	0,04
Ферросилиций ФС75	K-(X ₃)	-	0,4	-	76	0,4	0,02	0,05	23
Ферромарганец ФМн 1,0	M-(X ₄)	1,0	-	-	2,0	85	0,03	0,30	11,6
Сталь 15Л	См-(X ₅)	0,14	-	-	0,3	0,6	0,02	0,03	98,9
Графит	Г-(X ₆)	90	-	-	-	-	-	-	-
Возрат	B-(X ₇)	0,17	26	18,8	2,3	0,8	0,02	0,02	51,69

Примечание. * Ту - технические условия на сталь 20X25H9C2Л.

Для удобства вычисления производим из расчёта на 100 кг готового сплава. Исходя из этого, содержание возрата в 100 кг готового сплава составят B=60 кг. На основании данных табл. 8.35 и табл. 8.39 составляем уравнения вида (8.1) по каждому основному химическому элементу выплавляемой стали.

По углероду: при величине угара $Y_c = 10\%$:

$$0,01 \cdot X + 0,02 \cdot H + 0 \cdot K + 1 \cdot M + 0,14 \cdot C_m + 90 \cdot G + 0,17 \cdot B = 0,17 \cdot (1 + 10/100) \cdot 100$$

или

$$0,01 \cdot X + 0,02 \cdot H + M + 0,14 \cdot C_m + 90 \cdot G + 0,17 \cdot B = 18,7,$$

или, поскольку $V=60\%$,

$$0,01 \cdot X + 0,02 \cdot H + M + 0,14 \cdot Cm + 90 \cdot \Gamma = 8,5,$$

По хрому: при величине угара $Y_{Cr} = 7\%$:

$$69 \cdot X + 0 \cdot H + 0,4 \cdot K + 0 \cdot M + 0 \cdot Cm + 0 \cdot \Gamma + 26 \cdot B = 25 \cdot (1 + 7/100) \cdot 100$$

или

$$69 \cdot X + 0,4 \cdot K + 26 \cdot B = 2675,$$

или, поскольку $V=60\%$,

$$69 \cdot X + 0,4 \cdot K = 1115.$$

По никелю, при величине угара $Y_{Ni} = 0\%$:

$$0 \cdot X + 99,8 \cdot H + 0 \cdot K + 0 \cdot M + 0 \cdot Cm + 0 \cdot \Gamma + 18,8 \cdot B = 19 \cdot (1 + 0/100) \cdot 100$$

или

$$99,8 \cdot H + 18,8 \cdot B = 1900,$$

или, поскольку $V=60\%$,

$$H = 7,735 \text{ кг.}$$

По кремнию: при величине угара $Y_{Si} = 15\%$:

$$0,8 \cdot X + 0,002 \cdot H + 76 \cdot K + 2 \cdot M + 0,3 \cdot Cm + 0 \cdot \Gamma + 2,3 \cdot B = 2,5 \cdot (1 + 15/100) \cdot 100$$

или

$$0,8 \cdot X + 0,002 \cdot H + 76 \cdot K + 2 \cdot M + 0,3 \cdot Cm + 2,3 \cdot B = 287,5,$$

или, поскольку $V=60\%$,

$$0,8 \cdot X + 0,002 \cdot H + 76 \cdot K + 2 \cdot M + 0,3 \cdot Cm = 149,7.$$

По марганцу: при величине угара $Y_{Mn} = 40\%$:

$$0 \cdot X + 0 \cdot H + 0,4 \cdot K + 85 \cdot M + 0,6 \cdot Cm + 0 \cdot \Gamma + 0,8 \cdot B = 1 \cdot (1 + 40/100) \cdot 100$$

или

$$0,4 \cdot K + 85 \cdot M + 0,6 \cdot Cm + 0,8 \cdot B = 140,$$

или, поскольку $V=60\%$,

$$0,4 \cdot K + 85 \cdot M + 0,6 \cdot Cm = 92.$$

По железу: при величине угара $Y_{Fe} = 2\%$:

$$30 \cdot X + 0,04 \cdot H + 23 \cdot K + 11,6 \cdot M + 98,9 \cdot Cm + 0 \cdot \Gamma + 51,89 \cdot B = 52,28 \cdot (1 + 2/100) \cdot 100$$

или

$$30 \cdot X + 0,04 \cdot H + 23 \cdot K + 11,6 \cdot M + 98,9 \cdot Cm + 51,89 \cdot B = 5332,56,$$

или, поскольку $V=60\%$,

$$30 \cdot X + 0,04 \cdot H + 23 \cdot K + 11,6 \cdot M + 98,9 \cdot Cm = 2219,16.$$

В результате получаем следующую систему уравнений:

$$\begin{cases} 0,01 \cdot X + 0,02 \cdot H + M + 0,14 \cdot Cm + 90 \cdot \Gamma = 8,5 & (8.2) \\ 69 \cdot X + 0,4 \cdot K = 1115 & (8.3) \\ H = 7,735 & (8.4) \\ 0,8 \cdot X + 0,002 \cdot H + 76 \cdot K + 2 \cdot M + 0,3 \cdot Cm = 149,7 & (8.5) \\ 0,4 \cdot K + 85 \cdot M + 0,6 \cdot Cm = 92 & (8.6) \\ 30 \cdot X + 0,04 \cdot H + 23 \cdot K + 11,6 \cdot M + 98,9 \cdot Cm = 2219,16 & (8.7) \end{cases}$$

Поскольку число составленных уравнений превышает число неизвестных в них (количество переменных), то данная система решается. В данном примере, масса никеля была найдена в процессе составления и упрощения системы линейных уравнений и, согласно уравнению (8.4), составляет $H=7,735$ кг. Поэтому в дальнейшем при использовании полученных уравнений содержание никеля в 100 кг шихты будем выражать его численным значением.

Полученное значение H (в кг) подставляем в уравнение (8.5) и решаем его относительно Cm . В результате решения получаем:

$$Cm = \frac{149,7 - 0,8 \cdot X - 0,002 \cdot 7,735 - 76 \cdot K - 2 \cdot M}{0,3};$$

$$Cm = 499 - 2,667 \cdot X - 253,33 \cdot K - 6,667 \cdot M. \quad (8.8)$$

Полученные значения H (в кг) и Cm подставляем в уравнение (8.6) и решаем его относительно M . В результате решения получаем:

$$M = \frac{92 - 0,4 \cdot K - 0,6 \cdot Cm}{85}$$

или

$$M = \frac{92 - 0,4 \cdot K - 0,6 \cdot (499 - 2,667 \cdot X - 253,33 \cdot K - 6,667 \cdot M)}{85};$$

$$M = 1,871 \cdot K + 0,019728 \cdot X - 2,56. \quad (8.9)$$

Полученное значение X (0,4), а также уравнения (8.8) и (8.9), подставляем в уравнение (8.7) и решаем его относительно K . В результате получаем:

$$K = \frac{2219,16 - 30 \cdot X - 0,04 \cdot 7,735 - 11,6 \cdot M - 98,9 \cdot C_{ст}}{23}$$

$$K = 1,861 - 0,0094035 X.$$

Полученное уравнение (8.10) подставляем в уравнение (8.3) и решаем его относительно X . В результате получаем:

$$69X + 0,4(1,861 - 0,0094035X) = 1115;$$

$$X = \frac{1115 - 0,4(1,861 - 0,0094035X)}{69};$$

$$X = 16,149568 \text{ или } X = 16,15 \text{ кг.}$$

Полученное значение X подставляем в уравнение (8.3) и решаем его относительно K . В результате решения получаем:

$$K = \frac{1115 - 69 \cdot 16,149568}{0,4} = 1,7 \text{ кг.}$$

Полученные значения X и K подставляем в уравнение (8.9) и решаем его. В результате решения получаем значение $M = 0,94$ кг.

Полученные значения X , K и M подставляем в уравнение (8.8) и решаем его. В результате решения получаем значение $C_{ст} = 19$ кг.

Содержание графита в шихте определяем из уравнения (8.2), подставив в него соответствующие значения входящих величин. В результате вычислений находим $G = 0,051$ кг.

Таким образом, для выплавки 100 кг стали 20X25H9C2Л необходимо взять:

- феррохрома (ФХ001А) – 16,15 кг;
- никеля (Н-1) – 7,735 кг;
- ферросилиция (ФС75) – 1,7 кг;
- ферромарганца (ФМн 1,0) – 0,94 кг;
- стали (15Л) – 19 кг;
- графита – 51 г;
- возврата – 60 кг.

Итого – 105,567 кг шихтовых материалов.

Определив содержание каждого из компонентов шихты, рассчитаем содержание примесей в выплавленной стали. Расчёт проводим по формуле:

$$P = 0,01 \cdot \sum_{i=1}^n A_i' \cdot X_i \quad (8.11)$$

где X_i – содержание примеси в i -том компоненте шихты, %.

Используя данные табл. 8.39, по формуле (8.11) рассчитываем содержание серы в выплавленной стали (%):

$$S = 0,01 \cdot (0,02 \cdot 16,15 + 0,003 \cdot 7,735 + 0,02 \cdot 1,7 + 0,03 \cdot 0,94 + 0,02 \cdot 19 + 0,02 \cdot 60) = 0,01988 \approx 0,02\%.$$

Аналогичным образом рассчитываем содержание фосфора в стали:

$$P = 0,01 \cdot (0,02 \cdot 16,15 + 0,05 \cdot 1,7 + 0,3 \cdot 0,94 + 0,03 \cdot 19 + 0,02 \cdot 60) = 0,0246 \approx 0,025\%.$$

Полученные значения содержания серы и фосфора (см. табл. 8.39) удовлетворяют требованиям технических условий ($S \leq 0,03\%$, $P \leq 0,035\%$).

Для определения требуемого количества компонентов шихты для выплавки 140 кг стали 20X25H9C2Л необходимо полученные массы компонентов шихты умножить на соответствующий коэффициент пропорциональности, равный $140 \text{ кг} / 100 \text{ кг} = 1,4$. В результате расчёта получаем следующее количество шихтовых материалов, необходимых для выплавки 140 кг стали 20X25H9C2Л: феррохрома (ФХ001А) – $16,15 \cdot 1,4 = 22,61$ кг, никеля (Н-1) – $7,735 \cdot 1,4 = 10,83$ кг; ферросилиция (ФС75) – $1,7 \cdot 1,4 = 2,38$ кг; ферромарганца (ФМн 1,0) – $0,94 \cdot 1,4 = 1,32$ кг; стали (15Л) – $19 \cdot 1,4 = 26,6$ кг; графита – $51 \cdot 1,4 = 72$ г, возврата – $60 \cdot 1,4 = 84$ кг.

При этом масса металлозавалки печи составит:

$$M_{\text{мш}} = X + H + K + M + C_{ст} + G + B = 22,61 + 10,83 + 2,38 + 26,6 + 0,072 + 84 = 147,8 \text{ кг.}$$

Расчёт шихты методом подбора. В расчёте шихты методом подбора осуществляют расчёт шихты по основным химическим элементам, а затем по содержанию вредных примесей. Расчётное содержание того или иного химического элемента в шихте рассчитывают по формуле:

$$K_{ш} = \frac{K_x}{100 - y} \cdot 100,$$

где $K_{ш}$ – расчётное содержание химического элемента в шихте, кг, K_x – принятое содержание химического элемента в жидком слове, кг, y – угар химического элемента при плавке, %.

Рассчитав содержание химического элемента в шихте, рассчитывают содержание компонентов шихты методом подбора, принимая определённое количество (от 30 до 70%, по массе) возврата и первичных материалов (от 70 до 30%, по массе).

Количество составляющих шихты определяют по уравнению:

$$X = \left(\frac{Q \cdot H}{100 - y} - M_1 \cdot b_1 - M_2 \cdot b_2 - \dots - M_i \cdot b_i \right) \frac{1}{n}$$

где X – масса определяемого компонента шихты (лигатуры, феррославоов и т.п.), кг, Q – масса готового сплава, кг, H – содержание химического элемента в сплаве, %; n – содержание химического элемента в определяемой составляющей шихты, %; M_1, M_2, M_i – принятое или рассчитанное количество компонентов шихты (возврата, отходов, лигатуры, феррославоов), кг, b_1, b_2, b_i – содержание химического элемента в принятых или рассчитанных компонентах шихты, %.

Содержание примесей, вносимых компонентами шихты в сплав, рассчитывают по уравнению:

$$B = \frac{M_1 \cdot b_1 + M_2 \cdot b_2 + \dots + M_i \cdot b_i}{100}$$

Если расчётное количество примесей больше допустимого значения, исходные материалы заменяют на другие, с меньшим содержанием примесей, и проводят повторный расчёт.

Расчёт шихты методом подбора проводят и по другим, несколько видоизменённым, уравнениям, позволяющим рассчитать шихту для любых типов сплавов с учётом угара химических элементов сплава в конкретном плавильном агрегате.

Пример 8.2. В качестве примера рассчитаем шихту для выплавки в индукционной тигельной печи открытого типа 420 кг бронзы БрО5Ц5С5, содержащей: олова Sn=4,5%, цинка Zn=5,5%, свинца Pb=5% и меди Cu=85%. При этом принимаем, что в шихте находится В=65% возврата и 35% свежих материалов.

Для упрощения расчёт шихты изначально ведём на 100 кг готового сплава. Иходя из этого, в 100 кг бронзы (Бр) находится:

$$\text{меди } M_{Cu} = \frac{Br \cdot Cu}{100\%} = \frac{100 \cdot 85}{100} = 85 \text{ кг; олова } M_{Sn} = \frac{Br \cdot Sn}{100\%} = \frac{100 \cdot 4,5}{100} = 4,5 \text{ кг,}$$

$$\text{цинка } M_{Zn} = \frac{Br \cdot Zn}{100\%} = \frac{100 \cdot 5}{100} = 5 \text{ кг; свинца } M_{Pb} = \frac{Br \cdot Pb}{100\%} = \frac{100 \cdot 5}{100} = 5 \text{ кг.}$$

Для компенсации угара элементов бронзы необходимо в шихте увеличить их долю:

$$\Delta_{Cu} = \frac{M_{Cu} \cdot Y_{Cu}}{100\%} = \frac{85 \cdot 1}{100} = 0,85 \text{ кг;}$$

олова на (угар олова $Y_{Sn}=1\%$)

$$\Delta_{Sn} = \frac{M_{Sn} \cdot Y_{Sn}}{100\%} = \frac{4,5 \cdot 1}{100} = 0,045 \text{ кг;}$$

цинка на (угар цинка $Y_{Zn}=2\%$)

$$\Delta_{Zn} = \frac{M_{Zn} \cdot Y_{Zn}}{100\%} = \frac{5,5 \cdot 2}{100} = 0,11 \text{ кг;}$$

свинца на (угар свинца $Y_{Pb}=2\%$)

$$\Delta_{Pb} = \frac{M_{Pb} \cdot Y_{Pb}}{100\%} = \frac{5 \cdot 2}{100} = 0,1 \text{ кг.}$$

Используя полученные данные, определяем массу материалов в шихте, необходимых для выплавки 100 кг бронзы (с учётом угара).

Для выплавки 100 кг бронзы БрО5Ц5С5 необходимо:

$$\text{меди: } M_{Cu}^{III} = M_{Cu} + \Delta_{Cu} = 85 + 0,85 = 85,85 \text{ кг;}$$

$$\text{олова: } M_{Sn}^{III} = M_{Sn} + \Delta_{Sn} = 4,5 + 0,045 = 4,545 \text{ кг;}$$

$$\text{цинка: } M_{Zn}^{III} = M_{Zn} + \Delta_{Zn} = 5,5 + 0,11 = 5,61 \text{ кг;}$$

$$\text{свинца: } M_{Pb}^{III} = M_{Pb} + \Delta_{Pb} = 5 + 0,1 = 5,1 \text{ кг.}$$

Поскольку легирующие элементы бронзы присутствуют в её возврате, рассчитаем массу элементов, содержащихся в используемом возврате, если, например, содержание в нём олова, цинка и свинца по 5%.

В связи с тем, что количество возврата в шихте составляет В=65%, то в используемом количестве возврата находится:

$$\text{меди - } Cu_B = \frac{B \cdot M_{Cu}^B}{100\%} = \frac{65 \cdot 85}{100} = 55,25 \text{ кг; олова - } Sn_B = \frac{B \cdot M_{Sn}^B}{100\%} = \frac{65 \cdot 5}{100} = 3,25 \text{ кг;}$$

$$\text{цинка - } Zn_B = \frac{B \cdot M_{Zn}^B}{100\%} = \frac{65 \cdot 5}{100} = 3,25 \text{ кг; свинца - } Pb_B = \frac{B \cdot M_{Pb}^B}{100\%} = \frac{65 \cdot 5}{100} = 3,25 \text{ кг,}$$

где M_i^B – содержание i – го элемента в возврате, %.

Следовательно, для выплавки 100 кг бронзы необходимо, помимо возврата, взять свежих материалов:

$$\text{меди - } M_{Cu}^{III} - Cu_B = 85,85 - 55,25 = 30,6 \text{ кг;}$$

$$\text{олова - } M_{Sn}^{III} - Sn_B = 4,545 - 3,25 = 1,295 \text{ кг;}$$

$$\text{цинка - } M_{Zn}^{III} - Zn_B = 5,61 - 3,25 = 2,36 \text{ кг;}$$

$$\text{свинца - } M_{Pb}^{III} - Pb_B = 5,1 - 3,25 = 1,85 \text{ кг.}$$

Таким образом, для выплавки 100 кг бронзы марки БрО5Ц5С5 с вышеуказанным составом необходимо взять следующие материалы:

возврат.....	100·65/100=65,000 кг;
медь.....	30,600 кг;
олово.....	1,295 кг;
цинк.....	2,360 кг;
свинец.....	1,850 кг.
ИТОГО.....	101,105 кг.

Для получения сплава в количестве 420 кг рассчитанное количество шихтовых материалов для выплавки 100 кг сплава необходимо умножить на коэффициент $420/100=4,2$ соответственно.

После перемножения находим, что для выплавки 420 кг бронзы марки БрО5Ц5С5 в ИТП открытого типа необходимо взять следующее количество шихтовых материалов: возврата – $65,000 \cdot 4,2=273,000$ кг; меди – $30,600 \cdot 4,2=128,520$ кг; олова – $1,295 \cdot 4,2=5,440$ кг; цинка – $2,360 \cdot 4,2=9,912$ кг; свинца – $1,850 \cdot 4,2=7,770$ кг, что в сумме составит 429,85 кг.

Следует отметить, что для производства бронзовых отливок с повышенными требованиями по точности химического состава, механических и эксплуатационных свойств, доля возврата, используемого в шихте, лигатур и вторичных сплавов должна быть сведена к минимуму. При этом остаточное содержание фосфора, для оловянно-фосфористых бронз должно составлять 0,1%, для оловянных бронз – 0,04...0,05%, для алюминиевых бронз – 0,01...0,02%.

8.3. Индукционная тигельная печь

Особенности номенклатуры отливок и требования к их качеству, особенности используемых сплавов и технологий производства литья по выплавляемым моделям предопределили использование в цехах литья по выплавляемым моделям плавильных агрегатов металлоёмкостью: до 400 кг по стали; до 750 кг по меди; до 500 кг по алюминию; до 100 кг по магнию; до 400 кг по никелю и до 250 кг по титану. В табл. 8.40 приведены наиболее распространённые типы плавильных печей и плавильно-заливочных установок, используемых в отечественных цехах литья по выплавляемым моделям для выплавки соответствующих сплавов.

Типы плавильных печей

Таблица 8.40

Сплавы	Типы плавильных печей									
	ИСТ	ИПА	ИПМ	САТ, ПП	ОКБ, ВДЛ и др.	ИЛО	ИСВ, УВП	ВИП, УППФ и др.	ПМП, УВПЛ, УВНК	
Стали	+						+			
Магнитные сплавы	+						+	+		
Чугуны	+									
Медь и медные сплавы						+				
Алюминиевые сплавы	+	+		+		+				
Магнелиевые сплавы			+	+						
Никелевые сплавы, не содержащие Al и Ti	+						+	+		
Никелевые сплавы, содержащие Al и Ti							+	+	+	
Сплавы на основе: хрома, ниобия и т.п.					+					
Кобальтовые сплавы	+						+	+	+	
Титановые сплавы					+					

Примечание. Знак "+" означает, что данный тип печи используют для выплавки данного типа сплавов.

Из числа плавильных агрегатов, наиболее широко используемых в цехах литья по выплавляемым моделям, наибольшее распространение получили индукционные тигельные печи (ИТП) средней частоты (500...2400 Гц) и металлоёмкостью от 0,005 до 0,4 т (по стали).

Преимущество перед другими типами плавильных агрегатов и широкое использование ИТП в цехах литья по выплавляемым моделям обусловили их следующие характеристики:

- однородность выплавленного металла по температуре и химическому составу, что обеспечивается активным индукционным перемешиванием расплава в тигле печи во время плавки (см. рис. 8.2, где обозначены: 1 – индуктор печи, 2 – тигель, 3 – расплав);
- возможность получения сплава с высокой точностью по заданному химическому составу;
- минимальные потери (угар) легирующих элементов в процессе плавки;
- минимальное, насыщение расплавов газами по срав-

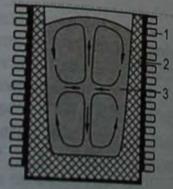


Рис. 8.2. Схема направлений движения потоков расплава в тигле ИТП во время плавки

- высокая производительность и коэффициент полезного действия (КПД);
 - относительная простота обслуживания и ведения плавки;
 - точность регулирования температуры жидкого металла;
 - возможность ведения плавки в любой контролируемой атмосфере, в том числе и в вакууме;
 - возможность порционного отбора расплава из тигля для заливки форм;
 - возможность полного слива металла из тигля;
 - низкая тепловая инерция печи, что обеспечивает быстрый переход от выплавки одной марки сплава к выплавке другой марки сплава;
 - выделение индуктируемой теплоты непосредственно в металлической части шихты;
 - лучшие санитарно-гигиенические условия труда и относительно низкая загрязнённость окружающей среды и воздушной бассейна.
- К недостаткам ИТП относятся:
- плохое удаление вредных примесей из расплава в связи с низкой температурой и высокой вязкостью используемых шлаков;
 - недостаток, описанный в предыдущем пункте, вызывает необходимость использования шихтовых материалов с хорошо очищенной поверхностью и низким содержанием вредных примесей, что удорожает себестоимость отливок;
 - относительно невысокая стойкость тиглей;
 - высокая стоимость электрического оборудования.

Конструктивно плавильный узел ИТП представляет собой тигель с металло-шихтой, расположенный внутри катушки-соленоида (индуктора), по которой проходит электрический ток определённой частоты. Принцип работы ИТП состоит в том, что переменный электрический ток, подводимый к индуктору печи, создаёт в ограниченном, окружающем индуктор, пространстве переменное электромагнитное поле. Если в зону действия такого поля внести, например, массивную железную чушку, то чушка начнёт нагреваться. Нагрев чушки происходит за счёт индуктирования в ней токов большой силы и низкого напряжения (вихревые токи, токи Фуко), сопровождающегося выделением теплоты. Причём индуктирование токов происходит только в поверхностном слое чушки (для стали это слой толщиной до 0,23 мм, в латуни – до 1,7 мм и т.д.), который будет тем больше, чем больше частота тока в индукторе.

То есть электромагнитное поле, созданное индуктором плавильной печи, индуктирует переменный ток как в твёрдом, так и жидком металле, находящемся в тигле печи. Индуктирование переменного тока сопровождается выделением тепла, достаточного как для плавления шихты, так и перегрева расплава до требуемой температуры.

Величину тепловой энергии, получаемой расплавляющимся металлом (садкой) в ИТП, рассчитывают по уравнению:

$$W = 2 \cdot \pi \cdot \left(\frac{d}{h}\right)^2 \cdot n \cdot \sqrt{\rho \cdot \mu} \cdot f \cdot 10^{-9} \quad (8.12)$$

где W – энергия, превращённая в тепло садки ИТП, Дж; $\pi = 3,14$; d – диаметр индуктора печи, см; h – высота садки, см; I – сила тока в индукторе, А; n – число витков индуктора, шт; ρ – удельное сопротивление 10^{-9} , Ом/см; μ – магнитная проницаемость садки; f – частота тока, Гц.

Как было отмечено выше, наводимый в металлической шихте ток имеет максимальное значение вблизи её поверхности. В связи с этим плавление кусков шихты начинается с их поверхности.

В процессе нагрева и расплавления шихты, вследствие изменения её электрических свойств, плотности, размеров и пространственного положения в тигле, существенно изменяется ток, потребляемый от источника питания, и коэффициент мощности печи определяется как соотношение активной мощности к полной мощности. Полная мощность — это сумма активной и реактивной индуктивной мощности.

В процессе нагрева и плавления шихты участвует только активная составляющая мощности. Поэтому во время ведения плавки необходимо поддерживать величину $\cos \varphi$, близкую к единице, поскольку только в этом случае производительность ИТП максимальна, а расход электроэнергии минимален.

Для достижения величины тока и коэффициента мощности путём компенсации реактивной индуктивной мощности индуктора. С этой целью параллельно индуктору в электрическую цепь печи включают конденсаторную батарею, ёмкость которой тем больше, чем меньше частота тока индукционной печи. При этом регулирование коэффициента мощности ($\cos \varphi$) проводят ручным переключением конденсаторов в батарее, если ИТП оснащена машинным генератором высокочастотных колебаний, либо регулирование осуществляется автоматически, если ИТП оснащена тиристорным преобразователем частоты.

Схема электрической цепи ИТП с машинным генератором высокочастотных колебаний представлена на рис. 8.3.

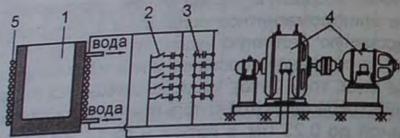


Рис. 8.3. Принципиальная схема электрической цепи ИТП с машинным генератором высокочастотных колебаний

Согласно рис. 8.3 электрическая схема ИТП включает в себя: машинный генератор высокочастотных колебаний с электродвигателем 4, индуктор 5, внутри которого расположен тигель 1, батарею конденсаторов 2 и 3. От генератора 4, переменный ток высокой частоты подаётся к индуктору 5. Параллельно с индуктором включены две группы конденсаторов, одна из которых подключена постоянно 3, другая группа конденсаторов 2 вручную периодически, подключается рабочим-плавильщиком, что позволяет создавать электрическую ёмкость, необходимую для создания резонанса в любой момент времени (увеличить величину $\cos \varphi$). Таким способом осуществляется регулирование коэффициента мощности ИТП, у которых источником питания служат машинные генераторы.

Для сокращения влияния человеческого фактора на режим плавки машинные генераторы заменяют статическими тиристорными преобразователями частоты (ТПЧ), КПД которых на 7...15% выше, чем у машинных генераторов.

В ТПЧ отсутствуют конденсаторные батареи, поскольку ТПЧ обеспечивают двадцатипроцентное автоматическое изменение частоты в процессе плавки, а выходное напряжение может регулироваться в пределах 50...125% от номинального. Таким образом, ТПЧ с помощью блока управления, регулирования, защиты и конроля проводит автоматическое регулирование электрического режима индукционной тигельной печи повышенной частоты, то есть выполняет следующие функции: автоматическое поддержание $\cos \varphi = 1$ в цепи индуктора, автоматическое ограничение напряжения и тока на выходе источника питания на номинальном уровне или заданном, автоматическое согласование нагрузки с источником питания, автоматическое симметрирование мощной однофазной нагрузки промышленной частоты.

В цехах мелкосерийного и серийного производства литья в некоторых случаях для выплавки высоколегированных сталей используют порционные ИТП металлоёмкостью до 15 кг (применительно к плавильным печам, понятие порционной печи означает, что весь металл, выплавленный за одну плавку, полностью идёт на заливку только одной формы). Длительность плавки в таких печах составляет минуту заготовки и переливом расплава из печи в форму.

Для таких печей, вследствие малой электродвижущей силы, индуктируемой в шихтовой заготовке, необходима очень высокая частота тока. Обеспечения необходимой частоты тока в этих случаях достигают за счёт использования в электрической схеме ИТП электронного генератора с трёхэлектродными лампами, позволяющего изменять частоту тока в очень широких пределах.

В зависимости от условий проведения плавки ИТП классифицируют на открытые (плавка на воздухе), вакуумные (плавка в вакууме), компрессионные (плавка под избыточным давлением нейтрального газа).

По организации процесса плавки во времени различают ИТП периодического действия, полунепрерывного действия, непрерывного действия.

По свойствам материала плавильного тигля и условиям его работы различают печи:

- с керамическим неэлектропроводным тиглем;
- с электропроводным металлическим тиглем;
- с электропроводным неметаллическим (графитовым, графитошамотным или карборундовым) тиглем;
- с холодным тиглем (водоохлаждаемым металлическим тиглем).

В цехах литья по выплавляемым моделям, в основном, используют открытые и, для производства отливок ответственного назначения из тугоплавких цветных сплавов, вакуумные ИТП периодического действия. При этом для вакуумных ИТП применяют только тигли, изготовленные из керамических неэлектропроводных материалов (преимущественно для выплавки тугоплавких цветных сплавов), а для ИТП открытого типа применяют тигли, изготовленные как из керамических неэлектропроводных материалов (для выплавки сталей чугунов, магнитных сплавов, тугоплавких цветных сплавов), так и тигли, изготовленные из электропроводных металлических (для выплавки алюминиевых и магниевых сплавов) и электропроводных неметаллических (для выплавки медных и алюминиевых сплавов) материалов.

Из числа вышеуказанных типов ИТП в большинстве цехов литья по выплавляемым моделям основным плавильным агрегатом является индукционная тигельная печь открытого типа (ИСТ) с металлоёмкостью тигля (по стали) от 60 до 400 кг.

В печах этого типа проводят не только плавку сталей, но и магнитных сплавов, чугунов, медных сплавов и др. Схема конструкции плавильного узла печи ИТП типа ИСТ представлена на рис. 8.4, а технические параметры печей типа ИСТ малой металлоёмкости приведены в табл. 8.41.

Технические параметры индукционных тигельных печей типа ИСТ

Таблица 8.41

Тип печи (металлоёмкость тигля по стали, кг)	Тип преобразователя частоты	Выходная мощность преобразователя, кВт	Частота тока контурной цепи, Гц	Номинальное напряжение питающей цепи, В _з	Производительность по переглаву и перегреву, т/ч	Расход воды на охлаждение, м ³ /ч			Масса печи, т	Число печей в комплекте, шт
						индуктора	конденсаторной батареи	преобразователя		
ИСТ-0,06 (60)	ВПЧ-100-2,4	100	2400	380	0,13	1,2	0,6	2,5	1,6	2
	ТПЧ-100-2,4	100	2400	380	0,13	1,2	0,6	2,0	1,6	
	ТПЧ-100-2,4	100	2400	380	0,24	1,8	1,0	2,0	1,6	
	ТПЧ-160-2,4	160	2400	380	0,265	1,8	2,8	4,0	2,0	
ИСТ-0,16 (160)	ОПЧ-250-2,4	250	2400	380	0,41	2,5	3,8	4,0	2,0	2
				600						
				3000						
				6000						
ИСТ-0,25 (250)	ОПЧ-250-2,4	250	2400	380	0,38	2,25	3,3	4,0	2,4	1
				600						
				3000						
				6000						
				6000						
ИСТ-0,4 (400)	ТПЧ-320-1	320	1000	380	0,47	2,5	4,8	5,5	2,4	1
				3000						
				6000						
ИСТ-0,4 (400)	ОПЧ-500-1	500	1000	380	0,81	3,7	7,5	4,0	3,0	1
				3000						
				6000						
ИСТ-0,4 (400)	ТПЧ-320-1	320	1000	380	0,44	2,9	5,3	4,0	3,0	1
				3000						
				6000						
ИСТ-0,4 (400)	ОПЧ-500-1	500	1000	3000	0,78	4,0	8,2	5,5	3,0	1
				6000						
				6000						

Примечание. 1. ВПЧ – вращающийся преобразователь частоты, ТПЧ – тиристорный преобразователь частоты, ОПЧ – однофазный преобразователь частоты. 2. Напряжение контурной цепи в печах всех типов 800...1000 В.

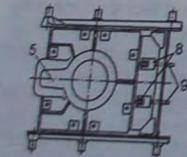
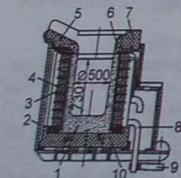


Рис. 8.4. Схема плавильного узла ИТП

Плавильный узел ИТП (см. рис. 8.4) включает в себя: керамический неэлектропроводный тигель 1, сложенный внутри индукционной катушки 10, стальной каркас печи 2, опорную плиту (индуктора) 3, стекломикалент 4, пропитанных электроизоляционным лаком или эмалью. Во избежание значительных тепловых потерь во время плавки металла и в процессе охлаждения тигля по окончании слива расплава из печи, тигель печи накрывают футерованной крышкой. Для выпуска расплава из печи ИТП оснащены механизмом наклона печи.

Подвод тока к индуктору осуществляется посредством шин 8 и 9. Во избежание короткого замыкания, витки катушки индуктора изолированы друг от друга несколькими слоями стекломикалента марки ЛФК-ТТ и стеклоленты 4, пропитанных электроизоляционным лаком или эмалью. Во избежание значительных тепловых потерь во время плавки металла и в процессе охлаждения тигля по окончании слива расплава из печи, тигель печи накрывают футерованной крышкой. Для выпуска расплава из печи ИТП оснащены механизмом наклона печи.

Поскольку конструктивные элементы плавильных узлов ИТП малой ёмкости практически идентичны, рассмотрим их предназначение более подробно на приме-

ре ИТП открытого типа с керамическим неэлектропроводным тиглем. **Индуктор.** По сути, индуктор (катушка индуктора) является катушкой, в которой происходит нагрев и плавление металла, а также "холодильником" и несущим элементом по отношению к тиглю печи.

Поскольку основное количество теплоты, выделяемое с внешней поверхности тигля печи при нагреве металла в процессе плавки, поглощается индуктором, то обеспечить соответствующий тепловой режим работы индуктора должно в целом, а электрическая изоляция витков индуктора должна исключить возможность возникновения аварийной ситуации.

То есть, индуктор тигельной плавильной печи должен обеспечить: минимальные электрические потери, требуемый расход охлаждающей его воды, необходимую механическую прочность, достаточную жесткость и надежную электроизоляцию витков.

Выполнения вышеперечисленных требований достигают следующим образом. Индуктор промышленной тигельной печи представляет собой цилиндрическую

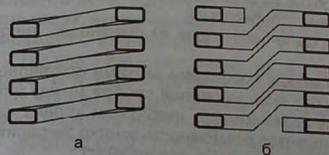


Рис. 8.5. Сечения индуктора со спиральной навивкой (а) и с транспозицией (б) витков

однослойную катушку (соленоид), витки которой либо оложены в виде спирали (спиральный индуктор) с постоянным углом наклона витков и определённым шагом навивки (см. рис. 8.5, а), либо катушку (см. рис. 8.5, б), все витки которой располагаются в горизонтальных плоскостях, а переходы между соседними витками осуществляются короткими наклонными участками (индуктор с транспозицией витков).

Достоинством индуктора, конструкция которого представлена на рис. 8.5, а, является простота навивки (изготовления индуктора горизонтальными, что затрудняет осевую стяжку индуктора при его монтаже. Изготовление индуктора с транспозицией витков сложнее, поскольку для этого требуются специальные приспособления, однако торцы такого индуктора оказываются лежащими в горизонтальных плоскостях, что облегчает стяжку витков индуктора с помощью торцовых плит, нажимных колец и т.п.

Для обеспечения минимальных электрических потерь в индукторе необходимо соблюдение следующих условий: материал индуктора должен обладать малым удельным электрическим сопротивлением и быть немагнитным; стенка индуктирующего витка должна иметь определённую толщину (ввиду больших токовых нагрузок индуктор промышленных индукционных тигельных печей выполняют с принудительным водяным охлаждением).

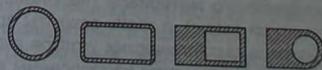


Рис. 8.6. Сечения труб индукторов

Эти условия выполнимы, если индуктор изготовлен из медной трубки с одним из сечений, представленных на рис. 8.6. При этом равностенные трубки используют, как правило, для изготовления индукторов печей повышенной частоты, а разностенные – преимущественно для печей промышленной частоты.

Количество витков индуктора, его высота и внутренний диаметр, неразрывно связаны с техническими параметрами изготавливаемой или эксплуатируемой ИТП. К числу электрических параметров ИТП, зависящих от размеров индуктора, относятся частота тока в индукторе. Для определения минимальной частоты электрического тока, подводимого к индуктору, можно использовать формулу [292] (Гц):

$$f_{\text{MIN}} = 25 \cdot 10^8 \cdot \frac{\rho}{\mu \cdot d^2}, \quad (8.13)$$

где ρ — удельное сопротивление расплавленного металла, ом·м; μ — магнитная проницаемость горячего металла; d — внутренний диаметр тигля печи, см.

Анализ формулы (8.13) показывает, что с увеличением диаметра тигля печи величина минимальной частоты подводимого к индуктору тока уменьшается. Именно по этой причине печи с малыми емкостями тиглей работают на токе более высокой частоты, а печи больших емкостей (печи с большим диаметром тигля и, соответственно, индуктора) — на токе пониженной частоты.

Электроизоляция индуктора должна обладать высокой диэлектрической прочностью, пыле- и влагонепроницаемостью, противостоять вибрациям и повышенным температурам (порядка 200...300°C), быть ремонтпригодной.

В ИТП с малой металлоёмкостью тигля выполняют одну из следующих типов межвитковой электроизоляции:

- воздушная изоляция (если расстояние между соседними витками составляет около 10...20 мм) для исключения возможности возникновения пробоя между витками. Воздушную изоляцию используют при сравнительно невысоком уровне напряжения на индукторе в тех случаях, когда имеется возможность жестко закрепить каждый виток в отдельности (на печах с металлоёмкостью тигля до 20 кг);
- обмоточная изоляция на витках индуктора, представляет собой слой изоляционного лака, на который путём намотки (в "полунахлест") намотан слой ленты с высокими диэлектрическими свойствами (например, стеклоэмкаленты и стеклотоленты);

Для обеспечения жесткости и механической прочности индуктора выполняют крепление его витков либо с помощью припаянных или приваренных к наружной стороне трубки индуктора латунных шпилек к вертикальным изоляционным стойкам печи, либо с помощью верхнего и нижнего нажимных колец или фланцев все витки индуктора стягивают в осевом направлении продольными стяжками, а радиальную фиксацию витков осуществляют вертикальными рейками либо заливкой индуктора в компаунд.

Каркас печи (кожух) служит конструкционной базой крепления всех основных элементов печи. В связи с этим к каркасу предъявляют следующие требования:

- обеспечение максимальной жесткости всей конструкции печи;
- минимальное поглощение мощности элементами каркаса.

В ИТП малой металлоёмкости (до 500 кг, по стали) преимущественно используют каркас в форме прямоугольного параллелепипеда.

В таком каркасе ребра выполнены из немагнитного материала (например, из дюралюминиевого уголка или уголка из немагнитной стали), а грани закрыты асбоцементными листами. С целью уменьшения нагрева металлических уголков каркаса кольцевыми токами его отдельные металлические элементы изолированы друг от друга изоляционными прокладками. Как правило, в таком каркасе индуктор крепят к нижней и верхней асбоцементной плите;

Магнитопроводы и экраны. В конструкциях индукционных тигельных печей уменьшения потерь в каркасе печи от полей рассеяния, в основном, достигают следующими способами:

- удалением металлических элементов каркаса на достаточное расстояние от индуктора с устранением в каркасе замкнутых контуров тока;
- применением пакетов магнитопроводов, устанавливаемых между индуктором и каркасом и выполненных из листового электротехнической стали;
- применением электромагнитных экранов в виде тонких медных или алюминиевых листов, располагающихся непосредственно у внутренней поверхности кожуха.

Поскольку металлический корпус печи образует замкнутый контур вокруг индуктора, то применение экранов в этом случае оказывается неизбежным.

Как правило, в промышленных печах используется неизбежным. Как правило, в промышленных печах используют магнитные экраны (магнитопроводы), которые, помимо проведения внешнего магнитного потока внутри каркаса, выполняют функцию элемента, обеспечивающего жесткость и индуктора, и печи в целом. Благодаря этому все механические нагрузки, воспринимаемые индукто-уменьшить нагрузку на футеровку и повысить ее стойкость, а также позволяет чи в целом. Кроме того, использование магнитопроводов, как конструкционного элемента печи, позволяет уменьшить её gabариты и дает возможность использовать кожух, изготовленный из ферромагнитной (конструкционной) стали, тем самым уменьшая стоимость печи.

Подина печи — основание, на котором установлен индуктор и выполнена футеровка. Для печей малой металлоёмкости подину выполняют из асбоцементных плит, уложенных друг на друга, с последующей набивкой на них слоя футеровочной смеси определённой толщины.

Крышка печи служит для уменьшения тепловых потерь излучением со стороны свободной поверхности расплава в тигле. Корпус крышки выполняют, как правило, из конструкционной стали (корпус крышки). Изнутри корпус крышки футеруют огнестойким материалом. Поднятие и опускание крышки на печах малой металлоёмкости осуществляют либо вручную, либо с помощью системы рычагов.

Механизм наклона печи предназначен для слива расплава из тигля по окончании плавки путём наклона печи на угол 95...100 град. Для уменьшения длины струи расплава, истекающей из печи при разливе, и во избежание необходимости пере-мещения разливочного ковша при его наполнении расплавом из печи, условная горизонтальная ось наклона печи расположена в непосредственной близости от сливного носка печи или непосредственно под ним.

Наклон печи осуществляют одним из следующих способов:

- с помощью ручного привода (печи открытого типа металлоёмкостью до 15 кг);
- с помощью тельфера;
- с помощью электромеханического привода, установленного на опорной раме печи;
- с помощью гидропривода.

Футеровка ИТП. Понятие футеровки ИТП включает в себя следующие элементы плавильного узла (рис.8.4): плавильный тигель, сливной носок, "воротник", подину, крышку печи и асбестовую тепловою изоляцию.

Плавильный тигель является одним из самых ответственных и теплонагруженных элементов печи, в значительной степени определяющим её эксплуатационную надёжность и качество получаемых в нём сплавов. Из числа используемых тиглей индукционных печей наиболее тяжёлые условия работы у тиглей, используемых для выплавки тугоплавких сплавов на воздухе.

Особенности бесконтактного способа передачи энергии нагреваемому металлу с преобразованием электрической энергии в тепловую непосредственно в нагреваемом металле предопределили следующие требования к тиглю ИТП открытого типа, используемому для плавки тугоплавких сплавов [230; 254; 292]:

- тигель печи должен иметь минимальную толщину стенки, что обеспечивает повышение электрических и экономических показателей печи (КПД), сокращает длительность плавки;
- эрозийностойкость материала тигля определяет его способность противостоять разрушению под воздействием формирующихся в процессе плавки потоков расплава в тигле (см. рис. 8.2). Чем меньше толщина стенки тигля, тем интенсивнее движение расплава в тигле, тем, при всех прочих равных условиях, интенсивнее размывается тигель расплавом и, соответственно, тем больше экзогенных неметаллических включений (Н.В.) попадает в расплав, тем короче кампания тигля (кампания – количество плавов, проведенных в данном тигле до его вывода из эксплуатации по причине растрескивания или износа);
- высокая механическая прочность обеспечивает целостность футеровки при загрузке шихты, плавке металла, осаживании шихты, большого металлостатического давления, значительных механических усилий, возникающих при наклоне печи, очистке тигля от скрапа и остатков шлака;
- термостойкость тигля должна быть настолько высока, чтобы при относительно небольшой толщине его стенки обеспечивалась целостность тигля при перепаде температур по толщине его стенки в 1200...1450°C;
- во избежание разрушения (растрескивания) материал футеровки не должен претерпевать существенных объемных изменений в температурном интервале его эксплуатации, то есть материал тигля должен иметь малый коэффициент термического линейного (объемного) расширения;
- во избежание образования сквозных трещин и проникновения расплава к виткам индуктора, технология изготовления и конструкция тигля, а также тепловой изоляции печи должны обеспечить условия для существования в течение всей кампании печи неспекшегося (буферного) наружного слоя тигля, прилегающего к индуктору;
- огнеупорность материала тигля должна быть на 200...300°C выше максимальной температуры выплавляемого (переплавленного) металла, во избежание полного разрушения тигля в период ведения плавки;
- высокая плотность (низкая пористость) материала футеровки тигля обеспечивает её стойкость против воздействия шлаков, окислов компонентов сплава и эрозии;
- материал тигля должен быть шлакоустойчивым и инертным по отношению к компонентам сплава и продуктам металлургических реакций, проходящих в тигле в процессе плавки, что в совокупности с высокой огнеупорностью, эрозийностойкостью, коррозионностойкостью, механической и термической стойкостью обеспечит наибольшую продолжительность межремонтного цикла работы печи;
- материал тигля должен оставаться диэлектриком во всем диапазоне рабочих температур тигля, во избежание короткого замыкания на индукторе;
- минимальная величина абсолютной газопроницаемости материала тигля предохраняет выплавляемый металл от избыточного насыщения газами (водородом, кислородом, азотом);
- короткий цикл и несложный технологический процесс подготовки исходных материалов и изготовления тигля;
- ремонтпригодность и простота обслуживания тигля;

- хорошая выбиваемость из печи по окончании кампании;
- материал тигля должен быть недорогим, недефицитным, нетоксичным, экологически безопасным.

Как правило, тигель печи изготавливают путем набивки футеровочной смеси непосредственно в индукторе с использованием пустотелого металлического (стального, чугунового, алюминиевого) или монолитного графитового шаблона, имеющего форму своей внешней поверхности, аналогичную форме внутренней поверхности тигля печи.

Шаблон, используемый для набивки тигля, имеет форму усеченного конуса, переходящего в своем меньшем основании в полусферу или в усеченный конус с большим наклоном стенок, что схематично представлено на рис. 8.7.

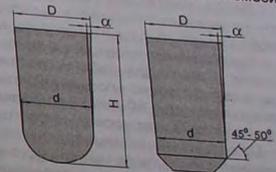


Рис. 8.7. Схемы шаблонов

Размеры шаблона назначают исходя из следующих соотношений (см. рис. 8.7):

$$d+D = \frac{0,1...0,25}{D_{II}}$$

$$H = d+D;$$

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{D-d}{2 \cdot H} = 0,05...0,2,$$

где D_{II} – внутренний диаметр индуктора, мм; H – полезная высота рабочего пространства тигля, мм.

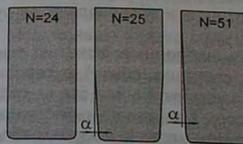


Рис. 8.8. Форы внутренней полости тигля с указанием его средней стойкости (количества плавов в кампании)

Вышеописанные формы шаблонов выбраны не случайно и обусловлены стойкостью тиглей, изготовленных по данным шаблонам. Исследования, выполненные С.А. Фарбманом и И.Ф. Колбачевым на тиглях металлоёмкостью 300 кг, свидетельствуют о том, что стойкость тиглей, изготовленных с использованием шаблонов цилиндрической формы или цилиндрической формы с конусом от середины его высоты (см. рис. 8.8), составила в среднем $N=24...25$ плавов. В то же время тигли, выполненные по шаблону конической формы, показали среднюю продолжительность кампаний в $N=51$ плавку.

С целью снижения массы шаблоны изготавливают пустотелыми. Шаблоны с полусферическим основанием изготавливают литыми из чугуна с толщиной стенки 5...10 мм. Шаблоны с полусферическим или конусообразным основанием изготавливают методом сварки из листа низкоуглеродистой стали толщиной 1,5...3,5 мм (размеры шаблонов см. в Приложении 9).

К окончанию изготовления шаблонов их внешняя поверхность должна быть гладкой, без каких-либо неровностей. В некоторых случаях для свободного удаления паров воды из спекаемой футеровки в стенках пустотелых шаблонов просверливают сквозные отверстия диаметром 3...5 мм с шагом 80...100 мм.

В случае необходимости получения "глазури" (оплавленного слоя) на внутренней поверхности спеченного тигля внешнюю поверхность стального или чугунового шаблона предварительно покрывают слоем (толщина слоя 0,2...0,3 мм) борной кислоты, хлористого натрия, фтористого кальция и т.п., который высушивают при

температуре 60...100°C. При использовании графитового шаблона, в процессе обжига футеровки, шаблон нагревают токами высокой частоты от индуктора до температуры вязкопластичного состояния футеровочной смеси тигля, что и обеспечивает появление "глазури" на рабочей поверхности тигля.

Перед использованием шаблона внутреннюю поверхность индуктора покрывают специальной обмазкой и выполняют его тепловую изоляцию (как правило, для этой цели используют листовую асбест).

По окончании проведения предварительных работ на подовой плите печи набивают подину. Для набивки подины используют футеровочную смесь и ручную трамбовку с конусно-плоским зубчатым наконечником. Толщина слоя футеровочной смеси подины (от 50 до 150 мм) зависит от металлоёмкости тигля печи и, как правило, не превышает уровень второго витка индуктора.

По окончании набивки подины печи приступают к набивке стенок тигля. Для выполнения стенок тигля шаблоном используют вертикально по оси индуктора, в некоторых случаях используя деревянные клинья для распорки шаблона в его верхней части. Приготовленную футеровочную смесь засыпают в пространство между шаблоном и теплоизолирующей индуктора и послойно вручную уплотняют (трамбуют), используя ручную или пневматическую трамбовку.

По окончании набивки тигля выполняют "воротник" печи и сливной носок, сушат и спекают (обжигают) футеровку, проводят обжиговую или промывочную плавку, после чего печь становится пригодной к работе, а футеровку в области рабочего пространства печи называют тиглем.

Спекание (обжиг) тигля осуществляют двумя способами: 1 – по расплавлению шаблону; 2 – по удалению шаблона.

В первом случае шаблон используют только один раз, поскольку после набивки футеровки шаблон оставляют в печи. Для проведения промывной плавки шихту загружают во внутреннюю полость шаблона, включают печь и расплавляют загруженную шихту вместе с шаблоном.

Во втором случае по окончании набивки футеровки шаблон извлекают из печи и используют для последующих набивок футеровок, а спекание (обжиг) футеровки проводят либо путём проведения в печи промывной плавки чугуна или стали, либо футеровки, либо, если шаблон выполнен из графита, путём нагрева самого шаблона с его последующим извлечением из тигля и проведением промывной плавки.

В некоторых ИТП применяют сигнализаторы состояния тигля. Сигнализаторы (стальные или никромовые электроды) заглубляют в тело тигля (с внешней стороны) на определённую глубину от его рабочей поверхности. Основная задача сигнализатора – подача сигнала на отключение печи в случае уменьшения толщины стенки тигля до критической или образования в тигле сквозной трещины.

При всех прочих равных условиях, степень износа стенок тигля в процессе его эксплуатации и его термостойкость предопределяются природой огнеупорных материалов, используемых для его изготовления. При этом, в зависимости от природы используемых огнеупорных материалов, футеровки печей (материалы тиглей) делят на кислые, нейтральные (амфотерные) и основные. Основность футеровки определяется химическими свойствами основного огнеупорного материала футеровки. Для кислых футеровок основой футеровочных смесей является SiO_2 , в нейтральной футеровке основой является Al_2O_3 или ZrO_2 , в основной футеровке – MgO . Соответственно, для изготовления кислой футеровки используют кварцит (96...99% SiO_2), кварцевый песок (>96% SiO_2), диас (93% SiO_2), шамот (70% SiO_2 , 30% $\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{TiO}_2$). Для изготовления нейтральной футеровки используют силлиманит (45...70% Al_2O_3 , 40...20% SiO_2), муллит (70...93% Al_2O_3), электрокорунд (93...99,5%

Al_2O_3), циркон (95...98% ZrO_2). Для изготовления основной футеровки используют периклаз (88...97% MgO), доломит (30...40% MgO , 46...53% CaO), периклазохромит (60% MgO , 8...18% Cr_2O_3) и т.п.

При выборе типа футеровки (кислой, нейтральной или основной) и соответствующей возможности прохождения различных химических реакций, прежде всего, учитывают плавку металла на границе расплава-футеровка с участием растворённого в расплаве кислорода воздуха, а также реакций в системах шлак-расплав и шлак-футеровка. Учёт склонности некоторых химических активных элементов сплавов к обменным реакциям с окислами, входящими в состав огнеупоров футеровки печи, а также правильный выбор основности шлака, позволяет достичь хороших результатов по качеству выплавляемых сплавов и увеличить межремонтные сроки печи.

Таблица 8.42
Индексы агрессивности некоторых сплавов

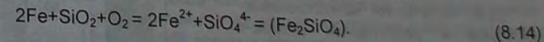
Сплав	Индекс агрессивности
Чугун	0,6
Углеродистая сталь с содержанием C = 1,4...1,5%	0,9
Углеродистая сталь с содержанием C = 0,8%	1,0
Хромистая сталь (1,5% Cr)	1,2
Быстрорежущая сталь	1,7–2,5
Высоколегированные стали	2–3
Жаропрочные сплавы	3–4

При правильной эксплуатации и обслуживании износ футеровки индукционных печей происходит относительно равномерно по всей её внутренней поверхности. В этом случае активность сплавов по отношению к футеровкам печей (относительный значения которых, по данным А. Робея, С.А. Фарбмана, И.Ф. Колабнева и В.С. Саца, приведены в табл. 8.42.

Чем меньше индекс агрессивности, тем более стойкой является футеровка при выплавке данного сплава, тем больше межремонтный срок печи.

Индексы агрессивности, приведенные в табл. 8.42, косвенно отражают интенсивность металлургических (химических) реакций, проходящих на границе расплава-огнеупор (футеровка). Из данных табл. 8.42 следует, что взаимодействие расплава с футеровкой происходит независимо от наличия в сплаве легирующие элементы, однако степень взаимодействия расплава с футеровкой (тиглем) определяется температурой расплава и наличием в нём легирующих элементов. При этом в химическое взаимодействие с материалом тигля могут вступать как легирующие элементы сплава, так и элемент-основа сплава.

В качестве примера рассмотрим реакцию взаимодействия расплава стали (железа) с SiO_2 (кислой футеровкой печи). Поскольку в сталях промышленной чистоты всегда присутствует кислород, то реакция взаимодействия в рассматриваемой термодинамической системе может быть записана в следующем виде:



Образующийся в результате прохождения химической реакции (8.14) фаэлит имеет температуру плавления около 1205°C, поэтому в расплаве стали он находится в жидком состоянии, а поскольку плотность фаэлита значительно меньше плотности жидкой стали, то образующиеся частицы фаэлита выносятся потоками металла из реакционной зоны на поверхность расплава стали в тигле, формируя шлак.

В футеровочных смесях с основными свойствами используют более термодинамически устойчивые огнеупоры, в связи с чем шлак при основной плавке практически не образуется и его необходимо создавать искусственно. В этом случае на зеркале расплава в тигле наводят шлак путём ввода в печь специальных шлаковых смесей. В условиях открытой плавки шлак наводят для защиты шлаковых щещия газами, снижения угара легирующих элементов и интенсивной теплоотдачи с зеркала расплава в тигле в окружающую среду.

Отсутствие активного химического взаимодействия расплава стали с материалом основной футеровки способствует меньшему насыщению расплава Н.В., чем при плавке в печи с кислой футеровкой. Кроме того, образующиеся при кислородной плавке Н.В. богаты кремнезёмом и хорошо смачиваются жидким металлом, что является причиной их плохого удаления из расплава. В основном металле, образующиеся в результате реакции расплава с футеровкой, преимущественно состоят из окиси магния, корунда и соединений типа шпинелей (RO-Al₂O₃), которые плохо смачиваются расплавом и быстро удаляются из него, всплывая к зеркалу расплава в печи. Как результат, сталь, выплавленная в печи с основной футеровкой, обладает более высокими прочностными и пластическими свойствами, чем сталь, выплавленная в печи с кислой футеровкой, о чём, например, свидетельствуют данные, приведенные в табл. 8.43 [162].

Механические свойства стали 20Х13Л

Таблица 8.43

Футеровка печи (огнеупор+связующее)	σ_s , МПа	σ_b , МПа	δ , %	φ , %	ан, кДж/м ²
Кислая	550	740	20,0	28,0	900
Основная (периклаз+жидкое стекло)	560	750	21,5	60,0	1020
Основная (периклаз+хлористый кальций)	570	750	23,5	64,0	1470

Исследуя качество никелевого сплава Х20Н80, выплавленного в индукционных печах с кислой и основной футеровкой, М.И. Виноград приводит следующие данные. Количество Н.В. (преимущественно SiO₂), зафиксированное в сплаве, выплавленном в печи с кислой футеровкой, составляет 0,036% (по объёму), а содержание Н.В. в сплаве, выплавленном в печи с основной футеровкой – 0,006%. При этом, размер Н.В. в сплаве, выплавленном в печи с кислой футеровкой, достигает 24 мкм, а размер Н.В. в сплаве, выплавленном в печи с основной футеровкой, не превышает 6 мкм. Результатом повышенного содержания Н.В. в сплаве Х20Н80 являются его низкие пластические свойства при температуре эксплуатации сплава (при 1200°С), о чём свидетельствуют данные, представленные на рис. 8.9.

Для получения качественных сплавов и увеличения межремонтных сроков печи немаловажным фактором является способ изготовления футеровки.

В настоящее время тигли индукционных тигельных печей малой металлоёмкости изготавливают тремя способами. По первому, наиболее распространён-

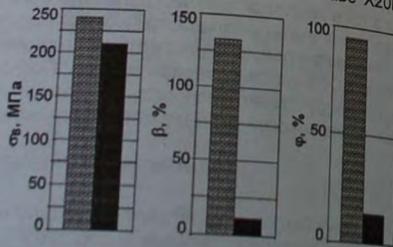


Рис. 8.9. Механические свойства сплава Х20Н80 при 1200°С, выплавленного в индукционной тигельной печи с основной (серый цвет) и кислой (чёрный цвет) футеровкой

ному способу, футеровочную смесь набивают непосредственно в индукторе с использованием металлического шаблона и трамбовки (пневматической или ручной). Сущу и спекание футеровки проводят с помощью нагреваемого или ручной) стержня, установленного на дно тигля с небольшим зазором к его стенкам, либо в результате проведения промывной плавки, либо в результате расплавления стали-

По второму способу тигель печи выполняют вставным (быстросменным) с за-терриалом (буфером). Быстро сменные (вставные) тигли для плавки огнеупорным ма-цветных металлов и сплавов изготавливают на специализированных предприятиях тодом литья, либо из графита, либо методом сварки, либо из серого чугуна ме-или из высокоогнеупорных материалов.

Быстросменные (вставные) тигли из высокоогнеупорных материалов используют для плавки тугоплавких металлов и сплавов в условиях вакуума. В этом случае гидростатах с последующим высокотемпературным путём их прессования в

Согласно третьему, наименее распространённому способу – тигель внутри ин-дуктора печи выкладывают из отдельных огнеупорных кирпичиков, уложенных

Кислая футеровка печи. В печах с кислой футеровкой (тиглем) выплавляют углеродистые, легируемые, инструментальные и высокохромистые инструментальные стали. *В кислых тиглях нельзя плавить стали с высоким содержанием Mn, Ni, Ti, Al, а также стали с низким содержанием Si.* Это связано с тем, что дан-ний из окисла, насыщают сталь кремнием. Поэтому в печах с кислой футеровкой довательно, не удаляют фосфор и серу из сплавов. В связи с этим для получения с низким содержанием примесей, а плавка сталей в печах с кислой футеровкой сводится к простому переплаву шихты.

Тем не менее существенное преимущество кислой футеровки перед основной и амфотерной состоит в более коротком цикле плавки (на 20...40%), низкой стои-мости и неадекватности используемых материалов, большей стойкости и надёж-ности.

Для изготовления кислой футеровки, как правило, используют либо молотый кварцит, либо кварцевый песок, либо молотый диносовый кирпич и связующее ве-щество. Молотый кварцит или молотый диносовый кирпич, используемый для изго-товления кислой футеровки, должен иметь определённый фракционный состав. Например, кварцит, используемый для набивки кислой футеровки ИТП, может со-держать (по массе): 19...24% зерен с набивки кислой футеровки ИТП, может со-держать (по массе): 19...24% зерен с размером 3 мм, 32...37% зерен с размером 3...1 мм, 17...23% зерен с размером 1...0,2 мм, 22...27% зерен с размером менее 0,2 мм. Футеровочная смесь, приготовленная на основе молотого диносового кир-пича, содержит (по массе): 12,0...13,5% зерен с размером 4,0...2,5 мм, 36...39% зерен с размером 2,5...0,6 мм, 9...10% зерен с размером 0,6...0,2 мм, 16...18% зер-ен с размером 0,2...0,1 мм и 22...25% зерен с размером менее 0,1 мм. В качестве связующего вещества для таких футеровок используют жидкое стекло (2...4%) или кремнезоль (1...3%), а в качестве минерализаторов – кислоту борную, буру, глино-зём и др. в количестве 1...2% (сверх 100% кварцита или, соответственно, диноса).

Достаточно распространённой является футеровочная смесь содержащая (% по массе): песок кварцевый (K016) – 78%, кварц пылевидный – 20%, кислота борная

- 2%; либо кварцевый песок (1К016) - 34...41%; кварцевый песок (1К04) - 56...47 %; кварц пылевидный - 10...12% и кислоту борную - 1,5...2%; либо жидкое стекло в количестве 2...3% (сверх 100% огнеупорного материала).
Сливной носок (желоб) и "воротник" печи изготавливают из смеси кварцевого песка (60%), огнеупорной глины (30%) и жидкого стекла (10%).
Начальная подготовка ИТП печи малой металлоёмкости к плавке состоит из следующих технологических операций.

1. Набивка тигля:

- индуктор печи (см. рис. 8.1) очистить от остатков старой футеровки и пыли, проверить на герметичность под давлением 0,4...0,5 МПа;
- из пластин хризотилового асбеста вырезать листы и круги, соответствующие диаметру и высоте индуктора печи;
- из листового стали толщиной 2...3 мм (методом сварки) или из чугуна (методом литья) изготовить шаблон, форма и габаритные размеры которого соответствуют внутренней форме и размерам тигля;
- провести подготовку исходных огнеупорных и связующих материалов, для чего кварцевый песок просушить в течение 2...3 часов при температуре 250...300°C и просеять через сито с ячейкой 1 мм, а борную кислоту просушить при температуре 120...150°C и просеять через сито с ячейкой 1 мм;
- приготовить необходимые навески подготовленного кварцевого песка, кварца пылевидного и кислоты борной, после чего из навесок приготовить увлажнённую футеровочную смесь путём смешивания компонентов смеси в смесителе лопастного типа;
- внутреннюю поверхность витков индуктора и дно выложить листовыми заготовками хризотилового асбеста слоем толщиной 6...10 мм;
- на подовую плиту внутри индуктора насыпать слой футеровочной смеси толщиной 20...25 мм и утрамбовать её. Для набивки следующего слоя футеровочной смеси поверхность предыдущего уплотнённого слоя взрыхлить на глубину 3...6 мм. Данную операцию повторить до получения плотного слоя смеси до уровня не ниже 3-го...4-го витка индуктора, отсчитываемого со стороны подовой плиты;
- в индуктор печи ввести шаблон и установить его таким образом, чтобы его верхняя кромка находилась на 10...15 мм выше уровня верхнего витка индуктора, а боковая поверхность была равномерно удалена от внутренней поверхности асбестовой обкладки индуктора;
- зазор, образовавшийся между шаблоном и асбестовой обкладкой, послонно трамбовать, заполняя футеровочной смесью.

При набивке футеровки тигля печи длительность набивки каждого из слоёв футеровочной смеси оценивают как по виду поверхности набиваемого слоя, так и по звуку от удара тупым концом трамбовки по поверхности набиваемого слоя. Уплотнение очередного слоя футеровки тигля прекращают, если при ударе тупым концом трамбовки по его поверхности слышен глухой звук.

2. Изготовление "воротника" тигля:

- по окончании набивки тигля его верхнюю часть оформляют "воротником" из смеси следующего состава (% по массе): кварцевый песок - 60...72%, глина огнеупорная - 30...20%, жидкое стекло - 10...8%.
- стык "воротника" с футеровкой тигля должен быть плотным, без нависания "воротника" над шаблоном.

3. Сушка тигля:

- тигель сушат на воздухе в течение 2...3 часов, затем в течение 5...6 часов электронагревателем, подвешенным во внутреннем пространстве тигля. В некоторых случаях сушку тигля проводят с использованием графитового стержня (злек-

трома), установленного внутри тигля, при включённом питании печи на самую малую мощность. По окончании сушки проводят спекание (обжиг) тигля и (или) закре-

4. Спекание (обжиг) тигля, закрепляющая (промывная) плавка:

- Первую (промывную) плавку проводят на чугуне или углеродистой стали при пониженной мощности печи, изменяя её по следующему режиму:
- в тигель печи максимально плотно уложить шихту;
- включить печь на 15...20% мощности от максимальной и нагреть шихту данной мощности печи до 600...700°C;
- поддерживать указанную температуру металлосвалки печи до полного исчезновения выделений пара из футеровки печи (3...4 часа);
- в течение 2...3 часов ступенчато повышать мощность печи, доведя её до максимальной, расплавить шихту и выпустить металл из печи.

При назначении режима спекания не следует стремиться к спеканию всего слоя футеровки, равною примерно половине толщины спечённой (внешняя) сторона тигля в процессе эксплуатации печи, будет выполнять роль своеобразного термомеханического буфера, который способствует повышению термостойкости спечённой части тигля, амортизирует её сотрясение при загрузке и осадке шихты, улучшает условия выбивки тигля по окончании ударов пани и т.п. Благодаря буферному слою, расплав, проникающий через трещины, живаяется, ошлаковывается и затвердевает, не доходя до индуктора печи.

Кампания таких футеровок при плавке углеродистых сталей в печах ИСТ-0,16 составляет 30...36 плавов, при плавке чугунов - 50...60 плавов.

За рубежом для выполнения футеровок индукционных печей с кислыми свойствами широко используют набивные смеси, производимые централизованно. В число таких материалов, например, относятся футеровочные смеси торговой марки FINMIX (Финляндия).

В литейные цеха набивные смеси поставляют готовыми к употреблению (к набивке футеровки печи). Специально подобранный гранулометрический состав этих футеровочных смесей позволяет получать футеровки с плотностью 2,15...2,20 г/см³ и величиной открытой пористости ~18%, что обеспечивает весьма высокую стойкость футеровки.

Гранулометрический состав футеровочных смесей FINMIX с кислыми свойствами приведен в табл. 8.44.

Таблица 8.44
Гранулометрический состав футеровочных смесей FINMIX с кислыми свойствами

Размер частиц огнеупорного материала, мм	4,0-2,8	2,8-2,0	2,0-1,0	1,0-0,5	0,5-0,25	0,25-0,125	0,125-0,063	<0,063
Содержание частиц, % (по массе)	5±3	13±3	17±3	15±2	12±2	8±2	27±2	3±2

Помимо обеспечения определённого гранулометрического состава футеровочных смесей, требуемый уровень огнеупорности футеровок достигают путем ввода в ту или иную футеровочную смесь определённого количества связующего вещества.

Связующим веществом футеровочных смесей FINMIX с кислыми свойствами является борный ангидрид (B_2O_3) или борная кислота (H_3BO_3). Содержание связующего вещества в футеровочных смесях FINMIX с кислыми свойствами приведено в табл. 8.45.

Таблица 8.45
Содержание связующего вещества в футеровочных смесях FINMIX

Содержание связующего вещества, % (по массе)	Температура эксплуатации футеровки печи, °C	Выплавляемый сплав
$0,5\% B_2O_3$ ($0,9\% H_3BO_3$)	≥ 1550	Сталь
$0,8\% B_2O_3$ ($1,4\% H_3BO_3$)	1500–1600	Чугун, сталь
$1,0\% B_2O_3$ ($1,7\% H_3BO_3$)	1450–1550	Чугун
$1,4\% B_2O_3$ ($2,5\% H_3BO_3$)	< 1400	Медные сплавы

Химический состав огнеупорной составляющей футеровочных смесей FINMIX с кислыми свойствами приведен в табл. 8.46.

Таблица 8.46
Химический состав футеровочных смесей FINMIX

Марка	Содержание, % (по массе)				Максимальная рабочая температура, °C
	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	Na_2O+K_2O	
FINMIX F4	98,8	0,7	0,07	$\leq 0,15$	1700
FINMIX SD	94,0	5,0	0,07	$\leq 0,15$	1650

Фирма Allied Mineral Products (США) для изготовления кислой футеровки производит смесь DRI-VIBE® 400Z, предназначенную для выплавки серого чугуна и высокопрочного чугуна с шаровидным графитом [77]. Химический состав и свойства смеси DRI-VIBE® 400Z приведены в табл. 8.47.

Таблица 8.47
Химический состав и свойства футеровочной смеси DRI-VIBE® 400Z

Содержание, % (по массе)				Максимальная температура использования, °C	Кажущаяся плотность материала, кг/м³
SiO_2	Al_2O_3	ZrO_2	Прочие		
83,3	0,2	15,1	1,4	1650	2400

Основная и нейтральная футеровка печи. В печах с основной или нейтральной футеровкой (тиглем) можно выплавлять любые марки сплавов, за исключением титановых сплавов. Тем не менее, из-за высокой стоимости огнеупоров в таких тиглях, как правило, выплавляют легированные стали или специальные сплавы.

Для изготовления футеровок печей (тиглей) с основными свойствами используют периклазовые или хромитопериклазовые огнеупоры, а также их смеси с белым электрокорундом. При этом тигли, выполненные на основе неплавленных периклазовых огнеупоров, обладают, как правило, низкой термической стойкостью, что приводит к относительно непродолжительной кампании печи или к разрушению тигля печи после проведения в нём первой-третьей плавки.

Наиболее часто в качестве огнеупорного материала для изготовления основной футеровки печи используют помол периклазовых или хромитопериклазовых кирпичей (изделий). Дробление кирпичей и боя изделий из огнеупорных материалов в

цехах литья по выплавляемым моделям проводят на щёковой камнедробилке. В случае необходимости дальнейшего измельчения дроблёных огнеупоров проводят Приготовлении футеровочной смеси осуществляют рассевом помола по фракциям, смешивающих бегунах.

Перед помолом периклазовые или хромитопериклазовые кирпичи или изделия смеси используют огнеупорную глину, то её, перед использованием просеивают при температуре 150...200°C, измельчают в бегунах и просеивают просеивателем полученного в результате помола хромитопериклазовых кирпичей в щёковой камнедробилке, является смесь следующего состава (по массе): хромитопериклаз с 2...5 мм – 40...30%, а также жидкое натриевое стекло плотностью 1,47...1,50 г/см³ – 9% (сверх 100% хромитопериклаза).

Другим примером может служить смесь следующего состава (по массе): хромитопериклаз (фракция от 5 до 2,5 мм) – 10%; (фракция от 1,6 до 1,0 мм) – 2%; (фракция от 2,5 до 1,6 мм) – 20%; 2%; глина огнеупорная – 2...6,5%; вода – 4...5% (содержание кислоты борной – ны огнеупорной и воды указано сверх 100% хромитопериклаза). В процессе приготовления вышеуказанных смесей их компоненты тщательно перемешивают в сухом состоянии, затем увлажняют и ещё раз перемешивают в механической мешалке лопастного типа. По окончании перемешивания смесь накрывают мокрой мешковиной на 1...2 ч, после чего приступают к футеровке печи.

В некоторых цехах для набивки тиглей используют смесь, состоящую из 98% танных сводовых хромитопериклазовых кирпичей, или крошки, состоящей из 20% ченной из хромитопериклазового кирпича, 80% крошки, полуклового шпата. В процессе приготовления смеси навески материалов смешивают с товленной смеси присутствуют (по массе): 20% частиц размером 4...2 мм, 40% нием смесь выдерживают в течение 48 часов под влажной мешковиной.

В работе [264] приводится следующий состав футеровочной смеси: 45% – периклазовый порошок, 45% – молотый термостойкий периклазохромит (отработанный кирпич), 8% – каустический периклаз, 1% – молотый плавленый шпат, 1% – глина. После смешивания компонентов, в смесь (сверх 100%) добавляют 4% – воды.

На некоторых предприятиях для футеровки печей используют смесь, состоящую из обожженного периклаза и содержащую (по массе): 40% зёрен крупностью 6...8 мм, 30% зёрен крупностью 0,2...2 мм и 30% из зёрен крупностью менее 0,2 мм. В качестве связующего вещества используют: масляный стержневой крепеель, жидкое стекло или патоку в количестве около 2% (сверх 100% огнеупорного материала).

Стойкость тигля печи (кампания), выраженная в количестве плавов, проведенных в данном тигле до момента выхода тигля из строя, – один из основных показателей его качества, во многом влияющий на качество выплавляемого металла.

На стойкость тигля влияет достаточно большое количество параметров: химический и фракционный состав футеровочной смеси, природа и содержание связующего вещества в футеровочной смеси, способ подготовки и набивки футеровки,

пористость материала футеровки (тигля), режим её спекания, режим работы печи, размер и масса компонентов используемой шихты, свойства используемых шлаков, химический состав выплавляемого тигля в ИТП металлоёмкостью 160...250 кг (по стали) на жидком стекле, фтористом кальции или борной кислоте составляет, как правило, 20...45 плавов и увеличивается в 1,2...1,4 раза с увеличением непрерывности ведения плавов в печи и сокращением перерыва между плавками до 10...15 мин. Основной причиной досрочного выхода тигля из строя является его растрескивание при охлаждении по окончании выпуска металла из тигля.

Для повышения стойкости периклазового тигля авторами работы [162] рекомендуется использовать в качестве связующего вещества, хлористый кальций. Для приготовления футеровочной смеси 1 кг соли CaCl_2 или 2 кг $\text{CaCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ растворяют в 1 л воды, после чего готовят смесь из расчёта 6...7 л приготовленного раствора на 100 кг периклазового порошка, предварительно просеянного через сито с ячейкой 5 мм. По данным [162], стойкость такой футеровки при двухсменной работе ИТП составляет 80...100 плавов.

В работе [85] приведен состав футеровочной смеси для ИТП, который позволяет, по данным авторов, в зависимости от металлоёмкости печи, проводить в ней от 100 до 150 плавов с температурой выпуска металла до 2000°C. Состав футеровочной смеси (по массе): периклазовый порошок – основа, электрокорунд (зерно № 12) – 20...25%, плавиковый шпат – 0,8...1,0% сверх 100% огнеупорных материалов, воды – 3% от массы приготовленных твёрдых материалов.

Футеровку печей из вышеуказанной смеси для печей металлоёмкостью от 60 до 160 кг набивают по чугунному шаблону и предварительно сушат при 150...600°C в течение 1,5...2,0 ч. Температуру от 600°C до 900°C повышают ступенчато, по 60°C. По достижении 900°C повышают мощность печи и расплавляют чугунный шаблон. Жидкий чугун выдерживают в тигле при 1200...1300°C в течение 40 мин. После этого в печь вводят добавочное количество чугуна и проводят промывную плавку. При этом время от расплавления шаблона до выпуска чугуна из печи составляет 1,5...2,0 ч.

Авторы работы [340], рекомендуют выполнять основную футеровку для плавки нержавеющей сталей из смеси следующего состава: 60% – периклазовый порошок, 40% – белый электрокорунд (зерно № 125), 1,5% – MgCl_2 (сверх 100% огнеупорных материалов).

Для набивки «воротника» печи используют смесь следующего состава: 65% периклазового порошка, 30% порошка белого электрокорунда, 5% жидкого стекла плотностью 1,48 г/см³.

Спекание данной футеровки в печах ИСТ-0,16 и ИСТ-0,4 с использованием металлического (стального или чугунного) шаблона проводят по следующему режиму:

- после окончания набивки футеровки включают печь на 15% от её максимальной мощности и выдерживают в течение 2-х часов;
- по прошествии 2-х ч ступенчато повышают мощность печи до 20%, 30% и 55% от её максимальной величины, с выдержкой в течение 1 ч после каждого повышения мощности печи.

После спекания футеровки проводят промывную плавку тигля печи.

Примером нейтральной футеровки (тигля) ИТП может служить футеровочная смесь следующего состава: 35...40% белого электрокорунда, 60...65% дистен-силлиманита и 1...1,5% борной кислоты или 2...3% жидкого стекла (сверх 100%).

«Воротник» тигля изготавливают из вышеуказанных огнеупорных материалов с добавлением в смесь до 20% огнеупорной глины и 10% жидкого натриевого стекла плотностью 1,47...1,50 г/см³.

Технология выполнения основной или нейтральной футеровки аналогична технологии выполнения кислой футеровки, которая включает набивку тигля, его сушку и спекание.

Как правило, сушку тигля с основной или нейтральной футеровкой начинают с его выдержки на воздухе после набивки в течение от 12 часов до 1...2 суток и последующим спеканием тигля. Спекание футеровки проводят с использованием графитового стержня (электрода) или низкоуглеродистого железа (армко-железо).

При использовании низкоуглеродистого железа процесс спекания совмещают с плавкой на мощность 15...20% от максимальной величины, выдерживают на этой мощности в течение 30...40 минут, после чего повышают мощность печи на 10...20% через каждые 30 минут. Расплавленное железо в спекаемом тигле выдерживают в жидком состоянии, в течение 30 минут при температуре ~1600°C, после чего расплав выпускают из печи. Общая длительность спекания тигля составляет – 5...7 часов.

К материалам тиглей, работающих в условиях вакуума, предъявляют более высокие требования, чем к футеровочным материалам, используемым для печей ИСТ. Помимо вышеперечисленных требований к тиглям печей типа ИСТ, материалы тигля вакуумной печи должны обладать низкой упругостью пара при рабочей температуре, то есть не должны возгораться при рабочей температуре тигля в условиях вакуума, материалы тигля не должны образовывать с компонентами сплава летучих, легко диссоциирующих соединений и должны обладать минимальным газовыделением при рабочем вакууме и температуре. При этом содержание окислов железа и щелочей в материалах, применяемых для изготовления тиглей вакуумных печей, и не должно превышать 0,1% (по массе).

В связи с этим для набивки тиглей вакуумных печей используют, как правило, электроплавные материалы: электрокорунд, периклаз, двуокись циркония и т.п. Набивную футеровку готовят, например, из смеси плавного периклаза и электрокорунда в соотношении (по массе) (2...5):1. Для приготовления футеровочной смеси используют указанные материалы трёх фракций: фракция 2...4 мм – 10%; фракция 1...2 мм – 20%; фракция <1 мм – 70%.

В качестве минерализатора (сверх 100%) применяют плавиковый шпат (2%), в качестве связующего – 1% борной кислоты, декстрина, патоки мелассы или сульфитно-спиртовой барды. Для улучшения технологических свойств футеровочной смеси и повышения плотности набивки, в смесь вводят 4% воды. Перед использованием приготовленную футеровочную смесь выдерживают под влажной мешковиной в течение 12...18 часов.

Набивку тиглей вакуумных печей проводят вручную либо с использованием пневмотрамбовки, послонно вокруг металлического шаблона, установленного по центру индуктора печи.

После набивки тигель просушивают на воздухе в течение 40...90 мин путём ступенчатого повышения мощности печи, с последующим прокаливанием (с использованием графитового электрода) и проведением 1...3 промывных плавов, состоящих из отходов жаропрочного никелевого сплава.

За рубежом в литейных цехах для изготовления футеровок печей с нейтральными и основными свойствами используют футеровочные смеси, приготовленные как непосредственно в литейном цехе, так и на специализированных предприятиях. К числу производителей футеровочных смесей с нейтральными и основными свойствами относится фирма Allied Mineral Products (США), производящая плавные огнеупоры DRI-VIBE® (см. табл. 8.48), фирма FINMIX (см. табл. 8.49) и др.

По данным [99], быстросменный тигель для вакуумных печей может успешно эксплуатироваться только в комплексе с охранным стаканом и огнеупорной защитной, что схематически представлено на рис. 8.10. При этом материал быстрого тигля должен удовлетворять следующим требованиям:

предел прочности при статическом изгибе при 20°C, МПа	15...25
модуль упругости, МПа	(0,7...1,7)·10 ⁴
коэффициент Пуассона	0,16...0,19
КТЛР (при 20...1200°C), 1/°C	(6...9,5)·10 ⁻⁶
открытая пористость, %	18...25
число циклов до разрушения, шт.	
при интервале термоциклирования рабочей поверхности в 1400°C - 10...20	
при интервале термоциклирования рабочей поверхности в 1700°C - 6...10	

С целью повышения коррозионно-эрозивной стойкости быстросменных тиглей их поверхность покрывают плотным слоем защитного материала, например, мезо-плавок на основе системы Al₂O₃-La₂O₃. Стойкость таких тиглей достигает 20...30 плавов.

Перед установкой быстросменного тигля в печь подготовку (см. рис. 8.10) на дно охранный стакан, изготовленный из огнеупорного материала по той же технологии, что и быстросменный тигель, насыпают слой смеси, состоящей из белого электрокорунда различных фракций и 2% борной кислоты сверх 100% электрокорунда. После этого на слой смеси по центру охранный стакан устанавливают быстросменный тигель и образовавшийся зазор между стенками охранный стакан и быстросменного тигля заполняют той же электрокорундовой смесью. В верхней части зазор заполняют огнеупорной пастой следующего состава (по массе): электрокорунд М50 - 1 часть, М20 - 2 части, глина каолиновая - 2 части, жидкое стекло - до получения пастообразного состояния массы. После заделки зазора огнеупорной пастой тигель сушат при температуре 80...90°C в течение 12 ч.

В ряде случаев высокие требования по чистоте сплава отливки по неметаллическим включениям и примесям нежелательных химических элементов приводят к необходимости минимизировать длительность нахождения расплава в тигле. С этой целью в некоторых зарубежных вакуумных плавильно-заливочных установках, во избежание длительного контакта расплава со стенками тигля и сокращения длительности расплавления мерной шихтовой заготовки небольшой массы, плавку осуществляют при повышенной мощности ИТП [217].

В этом случае плавление мерной шихтовой заготовки сокращается до 2...3 мин и в период расплавления сопровождается образованием жидкого расплава с его удержанием вокруг твердой, нерасплавившейся части заготовки, вплоть до её полного расплавления, что схематично представлено на рис. 8.11.

На рис. 8.11,а представлено состояние мерной шихтовой заготовки в процессе её нагрева. На рис. 8.11,б представлено состояние мерной шихтовой заготовки в момент начала её плавления. На рис. 8.11,в представлено состояние мерной шихтовой заготовки в момент окончания её плавления (стрелками указано направление

движения расплава). На рис. 8.11,г представлен момент выпуска расплава из тигля по окончании расплавления мерной шихтовой заготовки и отключения индукционной печи.

В некоторых вакуумных плавильно-заливочных установках (ПМП, УЛББ и т.п.) плавление мерной шихтовой заготовки осуществляется непосредственно в литниковой чаше КО [159]. В этом случае ЛЧ выполняет функции тигля печи, а донный слив расплава из литниковой чаши КО в её рабочую полость осуществляется по вышеописанному принципу (см. рис. 8.11).

За рубежом для индукционных печей открытого типа металлоёмкостью более 160 кг (по стали) вместо набивной футеровки в некоторых случаях используют кладку футеровки из фасонных огнеупорных изделий (наборной тигель), схема которой представлена на рис. 8.12.

Наборной тигель выкладывают внутри индуктора печи из спечённых огнеупорных изделий, имеющих универсальный профиль сочленения типа S или U. Пространство между индуктором и тиглем заполняют высокоогнеупорным зернистым материалом (размер зерна около 3 мм), например периклазом, хромитопериклазом и т.п.

В процессе изготовления тигля отдельные элементы футеровки выкладывают встык, без уплотнения стыковочных швов огнеупорными массами. "Воротник" и сливной желоб печи выполняют по традиционной технологии.

В зависимости от природы сплавов и окружающей расплава газовой среды, в качестве огнеупорных материалов наборного тигля используют: шамот (42...45% Al₂O₃), муллитокорунд (Al₂O₃ ≤ 72%), электрокорунд белый (93...99% Al₂O₃), периклаз (93...98% MgO), периклазохромит, алюмомagneвную шпинель (MgO·Al₂O₃), плавный оксид кальция, синтезированный электроплавкой (94...98% CaO), обожжённый доломит (CaO·MgO), цирконат кальция (CaO·ZrO₂).

Помимо высокой термохимической стойкости спечённых и наборных тиглей, их несомненным преимуществом перед набивными тиглями является простота футеровки печей и её выбивки по окончании кампании, отсутствие необходимости спекания футеровки перед началом её эксплуатации.

Шлаки. Крайне негативное влияние на свойства металлов и сплавов, а также качество отливок оказывают газы, растворяющиеся в расплаве во время плавки. При всех прочих равных условиях, основным источником газов, поступающих в расплав во время плавки, является окружающая тигель атмосфера. Поэтому основное назначение шлака - защита расплава в тигле печи от его насыщения газами из атмосферы.

В условиях открытой плавки шлак не только защищает расплав от насыщения газами, но и способствует удалению из расплава вредных примесей, снижает тепловые потери со стороны "зеркала" расплава в тигле, а также уменьшает угар легирующих элементов из расплава. В качестве примера на рис. 8.13 представлена

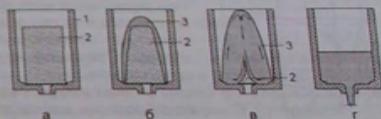


Рис. 8.11. Этапы расплавления мерной заготовки в условиях работы ИТП на повышенной мощности: 1 - тигель печи; 2 - твердый металл; 3 - расплав



Рис. 8.10. Схема установки быстросменного тигля в охранный стакан

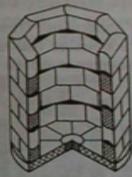


Рис. 8.12. Схема наборного тигля

зависимость содержания кислорода в железе от времени с момента присадки раскислителей в расплаве редкоземельных металлов (РЗМ) [205].

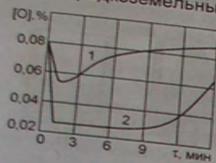


Рис. 8.13. Зависимость содержания кислорода в железе от времени с момента присадки в раславе РЗМ (ИТП открытого типа, масса плавки — 140 кг)

На рис. 8.13 зависимость 1 соответствует колебанию содержания кислорода в раславе железа, зеркала которого в тигле печи не защищено шлаком, а зависимость 2 соответствует изменению содержания кислорода в раславе железа, зеркало которого защищено шлаком.

При всех прочих равных условиях эффективность использования шлака зависит от его относительной (относительно температуры металла в печи) и абсолютной температуры перехода в жидкое состояние.

В индукционных печах шлак нагревается в результате соприкосновения с расплавом выплавляемого металла, поэтому шлак имеет более низкую температуру, чем расплав. Относительно невысокая температура шлака предопределяет его низкую реакционную способность при плавке высоколегированных сталей.

С другой стороны, поскольку в индукционных печах высококачественных сталей и сплавов удаляют из расплава фосфор и серу в связи с этим для плавки в индукционных печах, низкой реакционной способности, используют шлаки, содержащие вредные примеси.

К шлакам предъявляют следующие требования: температура плавления (температура плавления выплавляемого сплава, шлак должна быть меньше температуры плавления) должна быть химически инертной в футеровке печи, иметь низкую вязкость (хорошую жидкотекучесть).

При выплавке сплавов в ИТП источниками шлака являются:

- неметаллические материалы, специально вводимые в ванну плавильного агрегата в процессе плавки;
- продукты окисления химических элементов сплава;
- продукты физико-химического взаимодействия расплава с футеровкой печи;
- загрязнения, вносимые шихтовыми материалами.

При температуре жидкого состояния металла шлак представляет собой металлургический расплав (после затвердевания шлак представляет собой камнеподобное или стекловидное вещество), являющийся сплавом окислов переменного состава.

Основными компонентами шлака являются химические элементы, которые делят на следующие группы:

- основные (CaO , MgO , FeO , MnO);
- амфотерные или нейтральные (Al_2O_3 , Fe_2O_3 , Cr_2O_3 , V_2O_5);
- кислые (SiO_2 , P_2O_5 , TiO_2 , V_2O_5).

В зависимости от соотношения содержания окислов различной основности, шлаки, соответственно, делят на основные и кислые и характеризуют показателем степени основности.

Поскольку из вышеперечисленных окислов в шлаках наибольшую долю (по массе), как правило, занимают CaO и SiO_2 , то долевое соотношение именно этих окислов в шлаке $\left(\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}\right)$ принято называть степенью основности шлака. Кислотные окислы в шлаке $\left(\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}\right)$ принято называть степенью основности шлака. Кислотные окислы в шлаке $\left(\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}\right)$ принято называть степенью основности шлака. Кислотные окислы в шлаке $\left(\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}\right)$ принято называть степенью основности шлака.

низкоосновных относятся шлаки, у которых $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} < 1,5$, у среднеосновных шлаков $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} > 2,5$.

$\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = 1,5 \dots 2,5$, у высокоосновных шлаков $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} > 2,5$. В случае выплавки фосфористых чугунов, когда в шлаке присутствует значительное количество P_2O_5 , для характеристики основности шлака используют величину отношения $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2 + \text{P}_2\text{O}_5}$.

Шлак и футеровка, имеющие различную основность, активно взаимодействуют между собой, образуя новые легкоплавкие соединения и разрушая футеровку. Поэтому кислые шлаки используют только в печах с кислой футеровкой, а основные шлаки, соответственно, используют только в печах с основной футеровкой.

Кислые шлаки, состоящие преимущественно из SiO_2 и определенного количества FeO и MnO , также характеризуются степенью их кислотности. В качестве характеристики степени кислотности принято отношение $\frac{\text{SiO}_2}{\text{FeO} + \text{MnO}}$.

Помимо основности, шлаки характеризуются показателем окисленности. В качестве меры окисленности принят показатель содержания (в %) в шлаке FeO или $\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3$ и содержание железа в шлаке.

Не менее важной характеристикой шлаков является их вязкость. Чем ниже вязкость шлака, тем выше его активность и, следовательно, выше степень очистки расплава от примесей. Наиболее высокую вязкость имеют кислые шлаки, в связи с чем удаление примесей из расплавов чугунов и сталей при плавке под кислым шлаком не происходит. Основные шлаки менее вязкие, что позволяет частично удалять фосфор и серу из расплавов чугунов и сталей.

Вязкость шлаков, помимо их химического состава, зависит и от температуры. С повышением температуры вязкость шлаков понижается. Поскольку в индукционных печах нагрев шлака происходит от расплава, то температура шлака на зеркале расплава в тигле печи всегда несколько ниже температуры самого расплава. В связи с этим в некоторых случаях для снижения вязкости шлак дополнительно подогревают. Дополнительный подогрев шлака осуществляют за счёт светового излучения от поверхности нижней части графитовой крышки, заглубленной в тигель и нагреваемой индуктивными токами печи. Схема расположения такой графитовой крышки на "воротнике" ИТП представлена на рис. 8.14.

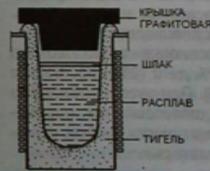


Рис. 8.14. Схема расположения графитовой крышки на "воротнике" ИТП

В качестве шлакообразующего вещества для введения кислого шлака наиболее часто используют бой стекла (оконного), кварцевый песок, шамот, бой динасового кирпича, известь. Реже используют смеси состоящие, например, из молотого стекла (8...11%), извести (24...27%) и шамотного порошка (~65%) или смеси кварцевого песка, извести и плавикового шлата в различных соотношениях.

Кварцевый песок, как и другие шлакообразующие материалы, перед использованием прокаливают при 900...980°C, в течение не менее 2 ч. Для разжижения (понижения вязкости) кислых шлаков используют известь (CaO), для загущения (повышения вязкости) — кварцевый песок (SiO_2).

При плавке в печах с основной футеровкой в качестве шлакообразующего вещества используют мертель, свежееобожженную известь, известняк либо смеси, например, состоящие из 60...80% свежееобожженной извести, 15...20% периклазо-

вого порошка и 5...20% плавикового шлата. Мертель (марка МП-17, МП-31, МП-30 по ГОСТ 6137-97) перед использованием в качестве шлакообразующего материала измельчают до размера частиц менее 6 мм и прокаливают при 900...980°C, в течение не менее 2 ч.

Для разжижения основных шлаков в индукционных печах с основной футеровкой, в основном, используют плавиковый шлат (CaF₂) или бой шамотного кирпича, в некоторых случаях – кварцевый песок. Следует отметить, что плавиковый шлат для основных шлаков является сильным разбавителем, не изменяющим при этом основность шлака.

В случае необходимости загущения (повышения вязкости) в основной шлат добавляют известь, периклаз или хромитопериклаз. В частности, хромитопериклаз – белый порошок, используемый для загущения шлака, готовят в результате помолла огнеупорных изделий ХП-1...ХП-4 до фракции менее 1 мм. Перед использованием порошок прокаливают при 900...980°C, в течение не менее 2 ч.

Для выплавки высококачественных легированных сталей в качестве шлакообразующего вещества, как правило, используют только кусковую свежесобранную известь. Необходимость использования кусковой извести объясняется тем, что известь гигроскопична и при длительном хранении поглощает влагу, которая впоследствии становится основным источником поступления водорода в расплав. Поэтому перед использованием известь прокаливают при 900...980°C в течение не менее 2 ч. Прокалённую известь хранят в сушильном шкафу не более 4-х суток.

Расход шлакообразующих веществ при плавке в индукционной тигельной печи составляет 1,5...2,0% от массы плавки.

Как было отмечено выше, в печах с основной футеровкой, используя специальные шлаковые смеси, можно проводить окислительно-восстановительные процессы, направленные на очистку стали как от вредных примесей, так и от углерода. Например, использование смеси железной руды, извести и плавикового шлата, загруженной в тигель индукционной печи до начала плавки, позволяет за 15...20 мин снизить в расплаве стали содержание углерода с 0,5...0,6% до 0,12%, фосфора с 0,16...0,18% до 0,01% и серы с 0,06...0,07% до 0,02% [128]. При этом необходимо отметить, что использование плавикового шлата в составе шлаковой смеси приводит к интенсивному разрушению (разъеданию, износу) практической лобовой футеровки печи, выполненной из неметаллических огнеупорных материалов.

8.4. Плавка стали и магнитных сплавов на основе железа

Плавка – это процесс переработки исходных шихтовых материалов, направленный на получение жидкого сплава (металла) с определённой температурой, химическим составом, физическими свойствами, а также чистой и однородности. Конечный продукт плавки – металлический расплав, используемый для получения отливки (литой детали) с определёнными физико-химическими, механическими, технологическими и эксплуатационными свойствами, достигаемыми за счёт высокой чистоты сплава по газам и Н.В., за счёт получения сплава с определённым фазовым и химическим составом, макроструктурой и т.п. [34; 90; 93; 147; 148; 308 и др.]

Основными технологическими операциями плавки в печах открытого типа (на воздухе) являются: загрузка шихтовых и шлакообразующих материалов в тигель печи, расплавление шихты, модифицирование, раскисление (рафинирование) расплава, доведение температуры расплава до технологической (температуры выпуска металла из печи), выпуск металла из печи.

В условиях открытой плавки стали из числа вышеперечисленных технологических операций наиболее ответственными являются раскисление и модифицирование.

Раскисление – это обязательная технологическая операция рафинирования металла, проводимая с использованием химических активных элементов (раскислителей), в результате проведения которой кислород, растворённый в расплаве, переходит в нерастворимое в расплаве химическое соединение, а металлы, входящие в состав сплава, восстанавливаются из окислов.

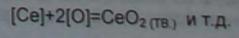
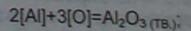
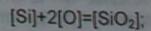
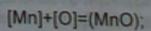
Кислород в стали, находится преимущественно в химически связанном состоянии – закиси железа (FeO). Закись железа в стали представляет собой легкоплавкие неметаллические включения (Н.В.), располагающиеся при кристаллизации стали по границам зёрен отливки. Присутствие значительного количества FeO в стали существенно понижает её пластические свойства и резко увеличивает склонность стали к образованию трещин в отливках. Поэтому основной целью раскисления стали является снижение содержания в ней количества FeO, например, путём восстановления железа из закиси.

Количество FeO в стали прямо пропорционально содержанию в ней растворённого кислорода. В связи с этим существует обратная зависимость между содержанием кислорода в стали и её пластическими свойствами. Так, например, величина ударной вязкости в технически чистом железе при содержании кислорода 0,035% составляет 25 кДж/м², а при содержании кислорода 0,09...0,2% ударная вязкость понижается до 1,5 кДж/м² [274].

При выплавке стали в ИТП открытого типа для удаления кислорода из расплава используют глубинный (осадочный) и диффузионный (шлаковый) способ раскисления.

Глубинное раскисление проводят путём присадки (замешиванием) химических активных элементов (раскислителей) непосредственно в жидкий металл. Глубинным способом называют потому, что раскислитель замешивают в расплав на определённую глубину ванны расплава в тигле печи. В этом способе раскисления восстановительные реакции протекают весьма интенсивно во всём объёме расплава, что, однако, в связи со скоротечностью процесса плавки, не позволяет полностью удалить из металла продукты реакций – Н.В. Глубинное раскисление сопровождается связыванием кислорода в нерастворимый в расплаве окисел посредством ввода в расплав элемента – раскислителя, имеющего большее сродство к кислороду, чем железо. Данный способ раскисления металлических расплавов является наиболее распространённым.

Для глубинного раскисления сталей используют легкоокисляющиеся элементы (ванадий, марганец, титан, алюминий и т.п.), применяемые, как в чистом виде, так и в виде ферросплавов, а также комплексные раскислители: силикокальций, силикомарганец, кальций – барий – стронциевый карбонатит и т.п., которые вводят в расплав с частью ферромарганца и ферросилиция под шлак, ближе к окончанию плавки, после полного расплавления основной части шихты. В процессе глубинного раскисления происходят следующие химические реакции:

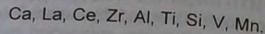


Направление указанных реакций зависит от температуры расплава. С повышением температуры вышеприведенные реакции сдвигаются вправо. Это означает, что процесс раскисления продолжается с образованием Н.В. (преимущественно оксидов) до момента начала кристаллизации расплава. С началом глубинного раскисления, невозможно получить отливку, совершенно лишенную Н.В. и, следовательно, от кислорода.

В связи с этим с целью уменьшения содержания количества Н.В. в стали используют различные сочетания и последовательность ввода раскислителей в расплав. При этом схема ввода раскислителей в расплав должна обеспечивать невысокую температуру плавления образующихся Н.В., а также их способность к коагуляции и коалесценции для обеспечения быстрого всплытия в ванне расплава и образования окислы плохо смачивались жидким металлом и хорошо смачивались шлаком.

Для реализации этих схем используют комплексные раскислители, например, силикомарганец, силикокальций, сплав КМК (Si+Mn+Ca), SiCa (0,15%) + микшметалл (0,15%) и т.п. В отсутствие комплексных раскислителей используют смесь последовательного или одновременного ввода в расплав обычных раскислителей, например, марганца, силикокальция, алюминия и др.)

Раскислительная способность используемых элементов-раскислителей не одинакова. По раскисляющей способности, наиболее часто применяемые химические элементы в порядке убывания можно расположить в следующий ряд:



При раскислении для лучшего усвоения легкоокисляющихся элементов (раскислителей) проводят перемешивание ванны расплава после их ввода в печь, для чего используют предварительно ошлакованный стальной прут диаметром 20...30 расплава в тигле.

Глубинное раскисление проводят, как правило, в конце плавки. При этом, несмотря на высокую активность кальция, раскисление расплава стали им одним оказывается недостаточным, в связи с его низкой температурой испарения (1437°C). Поэтому силикокальций или силикомарганец присаживают в ванну расплава непосредственно перед выпуском стали. По окончании операции раскисления с поверхности зеркала расплава сканируют (удаляют) шлак и проводят выпуск металла из плавки.

В некоторых случаях, при заливке форм из ковшей малой металлоёмкости и большой массе выплавленного металла, расплав дополнительно раскисляют кусковым алюминием, его сплавами (Al-Si) или силикокальцием путём присадки раскислителя в ковш непосредственно перед выпуском очередной порции металла из плавки.

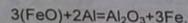
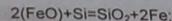
Эффективность глубинного раскисления значительно повышается при ведении плавки под шлаком (см. рис. 8.13). При этом следует учитывать длительность действия используемых раскислителей. Дело в том, что в зависимости от природы элемента-раскислителя, массы плавки т.п., длительность раскисляющего эффекта может составлять от нескольких минут до десятка минут. Соответственно, за это время необходимо разлить металл по формам.

Диффузионное (шлаковое) раскисление реализуют путём присадки элементов-раскислителей не в расплав, а на поверхность шлака, в объёме которого и протекают реакции восстановления железа, марганца, хрома и т.д. При этом расплав

металла не загрязняется Н.В., что является значительным преимуществом диффузионного раскисления перед глубинным. Однако, по сравнению с глубинным, диффузионное раскисление проходит очень медленно, что является его существенным недостатком. Длительность прохождения диффузионного раскисления объясняется тем, что его скорость лимитируется относительно невысокой скоростью диффузии кислорода в расплаве, в связи с чем данный способ раскисления и получил своё название.

Принцип диффузионного раскисления основан на пропорциональности распределения кислорода между шлаком и жидким металлом. Поскольку коэффициент распределения, определяющий соотношение кислорода в шлаке и жидком металле при постоянной температуре, величина постоянная ($a_{\text{FeO}}/a_{\text{O}} = \text{const}$), то в процессе диффузионного раскисления понижение содержания кислорода в шлаке приводит к соответствующему снижению содержания кислорода и в жидком металле.

Для раскисления шлака, в основном, используют углерод (бой графитовых электродов, кокс, древесный уголь), кремний (ферросилиций), алюминий (алюминиевый порошок). В процессе диффузионного раскисления, в результате ввода раскислителей, в шлаке проходят следующие химические реакции:



Диффузионное раскисление проводят в конце плавки, непосредственно перед выпуском металла из печи. Степень раскисленности шлака оценивают по его цвету. До раскисления, как правило, шлак имеет цвет от чёрного до тёмно-коричневого, после раскисления шлак становится борным пенящимся и рассыпающимся в порошок при его охлаждении на воздухе до комнатной температуры.

Удачный подбор материалов-раскислителей, их количества, режима раскисления и термической обработки отливок позволяет существенно повысить свойства сплавов в отливках, прежде всего, за счёт снижения количества и сфероидизации Н.В. в металле.

В качестве примера на рис. 8.15 представлена зависимость содержания Н.В. (Al_2O_3 и SiO_2) в стали 45Л от типа и количества используемого раскислителя [334]. Анализ зависимостей, представленных на рис. 8.15, показывает, что и силикокальций, и ферросилиций являются сильными раскислителями, наиболее заметно понижающими в стали содержание окиси алюминия.

При этом общее количество неметаллических включений ($\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2$) в стали, раскисленной ферросилицием (зависимость 2), значительно ниже, чем в стали, раскисленной силикокальцием (зависимость 1), а оптимальное количество используемых раскислителей (SiCa и FeCe) в рассматриваемом случае составляет 0,22...0,25% от массы раскисляемого расплава стали.

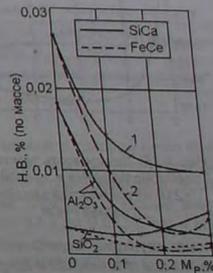


Рис. 8.15. Зависимость содержания Н.В. в стали 45Л от количества введённого в неё раскислителя (М.р.)

Замена материалов-раскислителей Ti-Al-SiCa (СК-15) на Mn-Al-Ce позволил авторам работы [49] существенно повысить конструкционную прочность хладостойкой стали ВНЛ-3 (08X14H5M2ДЛ) за счёт снижения абсолютного количества Н.В. в стали и получения их в глобулярной форме, с высокой степенью дисперсности.

Показатели конструкционной прочности термообработанной стали ВНЛ-3 приведены в табл. 8.50.

Конструкционная прочность термообработанной стали ВНЛ-3

Материалы-раскислители	Содержание Н.В., % (по массе)	Число циклов до разрушения, шт (σмах цикп.=87 кгс/мм ²)	δ		φ		ан, кДж/м ²	σв, кгс/мм ²
			%	%	%	%		
0,04%Ti - 0,2%Al 0,1%SiCa (СК-15)	0,0092	(2,5-4) · 10 ³	12	35	400	125-135		
0,3%Mn-0,1%Al 0,15%Ce	0,0047	(6-8) · 10 ³	14	45	600	125-135		

Примечание. В числителе – предварительное раскисление стали, в знаменателе – окончательное раскисление стали.

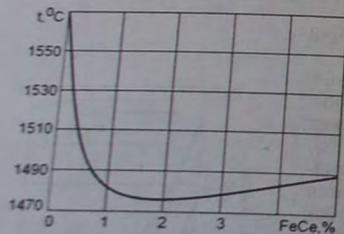


Рис. 8.16. Зависимость температуры планообразования в жидкой стали X21Л от количества введенного в неё FeCe

полняют функции модификаторов и в ряде случаев используются для микролегирования как сталей, так и других сплавов [15; 22; 32; 42; 64 и др.].

Модификатор – химический элемент, малые количества которого вводят в расплав для изменения (измельчения) структуры твердого сплава с целью повышения его механических, технологических и эксплуатационных свойств, а также надёжности и долговечности литой детали.

Технологическую операцию введения модификатора в расплав называют модифицированием сплава. В отличие от легирования, модифицирующий эффект в расплаве того или иного модификатора ограничен во времени. Поэтому при выборе модификатора, помимо всего прочего, учитывают продолжительность его модифицирующего воздействия на расплав, которая должна быть не меньше времени от считываемого от ввода модификатора в расплав до окончания затвердевания расплава в форме. В зависимости от типа сплава и природы модификатора, модифицирование сплавов может быть реализовано по механизму иннокуляции (создания

большого количества тупоплавких центров кристаллизации), ингибции (создания «барьеров», ограничивающих рост дендритов) или инверсии (замены вредных химических соединений на безвредные).

Для успешного проведения процесса раскисления и модифицирования любой из используемых раскислителей и модификаторов требует определённой предварительной подготовки, условий хранения и применения. В частности, силикокальций измельчают до размеров кусков ~5 мм и непосредственно перед использованием сушат при температуре ~200°C в течение часа. Мишметалл в цехе хранят под слоем керосина и используют в течение суток с момента извлечения его из керосина. При этом срок хранения мишметалла в упаковке завода-изготовителя – 1 мес. и т.п.

Шлакообразующие вещества и смеси, а также материалы-раскислители, требующие термической сушки и (или) хранения, хранят в сушильных шкафах собственной конструкции или шкафах, выпускаемых специализированными предприятиями.

Для прокаливания и хранения прокалённых шихтовых материалов используют небольшие электрические печи камерного типа. В частности, для этих целей можно использовать электрические печи сопротивления камерного типа, например, печи типа ПК (см. рис. 8.17), технические параметры которых приведены в табл. 8.51.



Рис. 8.17. Электрическая камерная печь сопротивления типа ПК

Технические параметры печей типа ПК

Тип	Габаритные размеры, мм	Размеры рабочей камеры, мм	Максимальная температура, °C	Мощность, кВт	Масса, кг
ПК 60/12,5	1150x900x1000	450x400x450	1250	7	220
ПК 100/12,5	1250x950x1000	600x340x400	1250	10	400

Примечание. Изготовитель печей типа ПК – ЗАО «НПК Накал» (Россия).

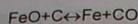
Раскисление сталей вакуумом. Газовую среду, давление в которой ниже атмосферного (101,3 кПа), принято считать вакуумом. По сути, вакуум, достигаемый в промышленных вакуумных плавильных агрегатах, является разрежённой атмосферой. В зависимости от глубины (степени) разрежения, различают низкий вакуум (давление ниже 101300 до 13,3 Па), средний вакуум (от 13,3 до 0,133 Па) и высокий вакуум (ниже 0,133 Па).

Помимо снижения насыщения расплава газами, использование вакуума при плавке сталей и сплавов позволяет:

- сместить равновесие химических реакций, протекающих в расплавах, у которых одним из реагирующих компонентов является летучее вещество (сократить количество Н.В.);
- удалить из расплава легкоплавкие примеси;
- понизить пористость металла отливок;
- резко сократить потери металла и легирующих элементов за счёт угара, окисления и шлакования;
- не использовать шлак.

При вакуумировании расплава стали, помимо удаления из него азота и водорода, может происходить раскиснение расплава. Раскиснение вакуумированного расплава стали реализуется за счёт содержащегося в стали углерода по реакции:

Таблица 8.51



или

$$[\text{C}] + [\text{O}] = \text{CO}(\text{r}). \quad (8.15)$$

Константа равновесия данной реакции имеет вид:

$$K_C = \frac{P_{\text{CO}}}{a_{[\text{C}]} \cdot a_{[\text{O}]}} \quad (8.16)$$

откуда

$$a_{[\text{O}]} = \frac{1}{K_C} \cdot \frac{P_{\text{CO}}}{a_{[\text{C}]}} \quad (8.17)$$

где $a_{[\text{C}]}$ и $a_{[\text{O}]}$ — активность углерода и кислорода в металле соответственно.

То есть с понижением давления, например, в 1000 раз, равновесное содержание кислорода в стали также понизится в 1000 раз. Следовательно, если сталь содержит 0,2% С и 0,12% О при нормальных условиях (при 760 мм. рт. ст.), то при вакуумировании расплава в стали должно уменьшиться до $p = 7,6 \cdot 10^{-3}$ мм. рт. ст. содержание кислорода в стали (с понижением давления) до 0,12 · 10⁻³%, а содержание углерода, в соответствии с уравнением (8.16), должно понизиться до ~0,11%.

Анализ выражения (8.18) указывает на обратно пропорциональную зависимость между содержанием углерода и кислорода в жидкой стали при постоянном давлении и температуре. То есть окисленность жидкой стали тем выше, чем ниже содержание углерода в ней.

В качестве примера на рис. 8.18 представлена зависимость равновесного содержания кислорода от содержания углерода в жидкой стали при 1600°C и различной величине давления.

Используя рис. 8.18 рассмотрим изменение содержания кислорода в жидкой стали, например, при 1600°C и атмосферном давлении (P=1 атм), изначально содержащей 0,51% углерода и 0,017% кислорода (точка А на рис. 8.18).

Согласно зависимости, представленной на рис. 8.18, в рассматриваемом случае в жидкой стали изначально имеется некоторый переизбыток (от равновесного содержания, равного 0,005%) кислорода. В связи с этим в стали происходит химическая реакция взаимодействия углерода с кислородом и выделение продукта реакции — окиси углерода. В результате прохождения реакции в стали понижается как количество кислорода, так и количество углерода, в направлении от концентрации точки А (см. рис. 8.18) до равновесной точки А₁. То есть в железе при указанных условиях установится равновесие при содержании $[\text{C}] \approx 0,49\%$ и $[\text{O}] \approx 0,005\%$. В случае очередного повышения концентрации кислорода в жидкой стали процесс

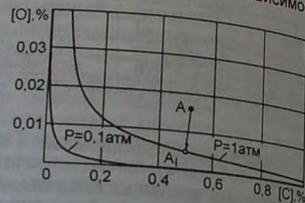


Рис. 8.18. Равновесное содержание кислорода от содержания углерода в жидком железе при 1600°C

взаимодействия углерода с растворённым кислородом (процесс обезуглероживания стали) возобновится.

Вакуум не только способствует раскислению железа, но и интенсификации протекания химической реакции железа с материалом тигля печи:

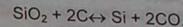


при плавке железа (стали, чугуна) в печи с кварцитовой (кислой) футеровкой, и реакции:



при плавке железа (стали, чугуна) в печи с периклазовой (основной) футеровкой.

Как и в вышеописанном случае, реакция взаимодействия железа с двуокисью кремния протекает до определённого равновесия содержания кремния в жидком железе. Однако, поскольку в прохождении реакции (8.19) не участвуют газообразные компоненты, данная химическая реакция протекает независимо от величины давления над ванной расплава. Поскольку реакция (8.15) и реакция (8.19) проходят одновременно, то результирующая химическая реакция будет иметь вид:



То есть кислород, поступающий в ванну жидкой стали и удаляемый в результате его взаимодействия с углеродом в условиях вакуума, в действительности, поступает из футеровки плавильной печи. В этом случае частичное раскисление стали может быть достигнуто только в той мере, в какой удельная скорость протекания реакции взаимодействия закиси железа с углеродом будет опережать удельную скорость протекания реакции между железом и кремнезёмом. То есть для достижения наиболее глубокого эффекта раскисления стали при плавке в вакууме не следует проводить плавку в печи с кислой футеровкой.

При плавке стали в печи с периклазовой (основной) футеровкой результирующая реакция взаимодействия расплава с футеровкой печи будет иметь вид:



Поскольку, в отличие от кремния, магний в реакции (8.21) находится в газообразном состоянии, то при прохождении процесса раскисления реакция (8.21) смещается вправо, что позволяет достигать достаточно высокой степени раскисления стали.

Вышеописанный механизм раскисления железа характерен для выплавки углеродистых сталей в условиях вакуума. Если в стали присутствует или присутствуют химические элементы с высоким сродством к кислороду (кремний, хром, титан, алюминий и т.п.), то механизм раскисления стали в вакууме несколько меняется. При атмосферном давлении наличие указанных химических элементов в стали резко ограничивает степень её раскисления углеродом. Это связано с тем, что химически активные элементы в жидкой стали, частично переходя в окисленное состояние, понижают общее содержание кислорода в стали, в связи с чем концентрация оставшегося в стали кислорода находится ниже равновесной для концентрации углерода, находящегося в стали.

Если плавку стали, содержащей химически активные элементы, проводить в условиях вакуума, то активность углерода повышается. В результате этого углерод,

находящийся в жидкой стали, восстанавливает вышеперечисленные элементы из их окислов, образуя при этом газообразную окись углерода.

В качестве примера на рис. 8.19 представлены зависимости величин свободной энергии образования окислов алюминия и титана для реакций, выраженных на 1 моль кислорода, от температуры и давления [153].

Из зависимостей, представленных на рис. 8.19, следует, что, например, в атмосферных условиях ведения плавки углерод может восстановить титан из его окисла при температуре более 1650°C, в то же время, при величине давления воздуха 10 Па температура восстановления титана из Па температура восстановления титана из его окисла понижается до 1150°C. То есть его окисла понижается до 1150°C. То есть при температуре выпуска стали из печи в форму (1550...1590°C), в условиях вакуума в расплаве стали окислы титана будут отсутствовать.

В промышленных вакуумных печах плавку сталей проводят при глубине вакуума 0,2...2,5 мм. рт. ст. При этом в процессе вакуумной плавки стали, помимо снижения содержания кислорода в два и более раз, также понижается содержание водорода на 5...15% и содержание азота в 2...3 раза. Помимо этого, в стали вакуумной плавки уменьшается количество и размер Н.В., существенно повышаются ее пластические свойства и надежность, значительно уменьшается склонность к образованию трещин в отливках.

Комплексное воздействие вакуума оказывает положительное влияние и на технологические свойства расплава, герметичность и эксплуатационные свойства получаемых отливок, качество поверхности отливок (в особенности для отливок из сталей и сплавов, содержащих легкоокисляемые элементы — Cr, Ti, Al и др.).

Тем не менее, в цехах литья по выплавляемым моделям плавку сталей в вакууме, как правило, не проводят. Основными причинами, сдерживающими использование получаемых отливок, сложность обеспечения получения стали с заданным содержанием углерода и относительно невысокая стойкость тиглей ИТП.

Общая схема ведения плавки стали в индукционных тигельных печах открытого типа. Началу плавки предшествует расчёт шихты, подготовка шихтовых материалов и их навесок. Металлозавалку печи рассчитывают таким образом, чтобы уровень расплава в тигле к концу плавки не был выше уровня верхнего витка индуктора.

Количество выплавляемого сплава, соответственно, предопределяет и необходимую точность взвешивания навесок шихтовых материалов. В частности, при подготовке шихты для плавки стали в печи ИСТ-0,16 точность взвешивания навесок лома, отходов и возврата собственного производства, проката и т.п. — до 50 г, ферросплавов, лигатуры, боя графитовых электродов, раскислителей и т.п. — до 5 г.

После проверки состояния печи и её соответствующей подготовки проводят загрузку (завалку) шихтовых материалов в тигель печи. Для этого на дно тигля (основная футеровка печи) загружают около 0,5% от массы металлозавалки печи, шлакообразующего вещества или шлакообразующей смеси. В случае плавки угле-

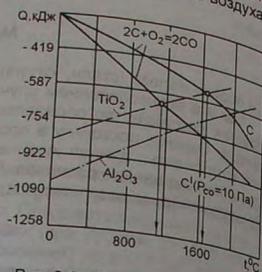


Рис. 8.19. Зависимость величин свободной энергии образования окислов алюминия и титана от температуры и давления

родистых и высококремнистых сталей в печи с кислой футеровкой шлакообразующие вещества можно не использовать.

После ввода шлакообразующего материала в тигель печи загружают тугоплавкие легирующие компоненты шихты (никель, вольфрам, молибден, ферросилиция, сталь (лом, прокат), ферромолибден), часть ферропроизводства и механических отходов, возврата, отходы собственного

производства. Ванадий, титан и РЗМ, в связи с их высокой окисляемостью, вводят непосредственно в расплав в конце плавки. Ванадий вводят за 5...10 мин, а титан и РЗМ — за 3 мин до выпуска металла из печи.

При загрузке (завалке) печи стремятся к максимально плотной укладке кусков шихтовых материалов в тигле. Для этого, в первую очередь, на дно тигля помещают мелкие куски шихты, затем тугоплавкие ферросплавы. Наиболее крупные куски шихты размещают у стенки тигля, примерно на 2/3 высоты индуктора. Оставшуюся часть шихты загружают с максимальной плотностью, не допуская возвышения кусков шихты над индуктором. Во избежание окисления металла, сверху завалки до его начальной загрузки, подгружают по ходу плавки.

По окончании завалки включают охлаждение индуктора печи и на максимальной мощности, включают печь. После включения печи осуществляют периодический контроль температуры воды, отходящей из индуктора, которая должна быть не выше 55°C.

В процессе расплавления шихты нельзя допускать сваривания её отдельных кусков между собой (образование "мостов"), для чего шихту периодически осаживают, совершая лёгкие удары стальным ломиком по отдельным кускам шихты в тигле. В случае образования "мостов" наклоняют печь таким образом, чтобы уровень расплава уже расплавившейся части шихты поднялся до уровня "моста". После подплавления моста печь возвращают в исходное положение.

В некоторых случаях для расплавления "моста" используют кислород, струю которого направляют в места сплавления кусков шихты. Если использование кислорода не позволяет устранить образовавшийся "мост" — используют следующий прием. Под шлак вводят кусок чугуна и включают печь на полную мощность. Плавление чугуна сопровождается растворением в нём материала "зависшей" в "мосте" части шихты и понижением температуры плавления образовавшегося расплава. В конечном счёте "мост" оплавляется и оседает в тигель, смешиваясь с расплавленной частью исходной шихты. Естественно, что после данного приема устранение "мостов" выплавленный сплав по химическому составу не будет соответствовать марочному. Тем не менее футеровка печи будет сохранена, а выплавленный сплав впоследствии можно будет использовать для подшихтовки при плавке других марок сталей или чугунов.

По ходу плавки, при появлении видимых участков зеркала расплава в шлаковом покрове, в тигель подсыпают шлаковую смесь из расчёта обеспечения полного покрытия шлаком открытых участков зеркала металла в тигле.

После полного расплавления шихты и повышения температуры стали до температуры выпуска металла (технологической температуры, которая, как правило, превышает температуру ликвидуса сплава на 100...150°C) проводят десульфурацию и раскисление стали. По окончании операции раскисления проводят замер температуры расплава, загущают и сканивают шлак с поверхности зеркала расплава в тигле.

Замер температуры расплава осуществляют с помощью терпары погруженной, рабочий спай которой защищён кварцевым наконечником. В случае выплавки

высоколегированных марок сталей для особо ответственных отливок или отливок специального назначения замер температуры проводят двумя термометрами, одновременно погружаемыми в расплав. При этом разница в показаниях температуры между двумя термометрами не должна превышать 7°C.

В цехах литья по выплавочным моделям, выпуск металла осуществляют в ковша чайникового типа с кислотой, нейтральной или основной футеровкой, предварительно нагретый до 750...980°C. Во время выпуска металла печь обесточивают, заливают форм (КО) из ковша проводят "короткой" струей, обеспечивая компактность струи и равномерность истечения расплава из ковша в течение всего периода заливки формы (КО).

Если из одной плавки заливают несколько форм (КО), то после заливки половины форм (КО) из числа заливаемых заливают пробы для определения химического состава сплава (металла) и его механических свойств. По окончании заливки, остаток расплава сливают в изложницу, "окрашенную" известковым раствором, и направляют в чушку маркировочную бирку.

Пример 8.3. (Технология плавки конструкционной нелегированной стали: 20Л...45Л). Плавку конструкционных нелегированных сталей, в основном, проводят в печах с кислотой футеровкой. Для выплавки стали используют следующие шихтовые материалы: лом стальной, ферросилиций, бой графитовых электродов, алюминиевый сплав (АК12), ферромарганец, силикокальций. В качестве шлакообразующего вещества используют кварцевый песок или битое оконное стекло (2...5% от массы полной металлзавалки печи). Все шихтовые и шлакообразующие материалы, используемые в плавке, предварительно нагревают до температуры не ниже 100°C.

Ведение плавки. В тигель печи загрузить стальной лом, а также около 60% (от расчетного количества) ферромарганца и боя графитовых электродов. Включить печь.

Процесс первой плавки (на холодный тигель) начинают вести при пониженной мощности печи во избежание разрушения футеровки печи. Последующие плавки (на горячий тигель) начинают вести включив печь на максимальную мощность.

С появлением первых порций жидкого металла в тигле печи навести шлак путем засыпки на зеркало металла кварцевого песка или битого оконного стекла.

После полного расплавления шихты шлак тщательно скатать с зеркала расплава, ввести в расплав ферросилиций и навести свежий шлак из кварцевого песка (битого оконного стекла). В случае начала кипения расплава провести его дополнительное раскисление алюминиевым сплавом. Алюминиевый сплав вводить порционно, кусками по 10...30 г, до полного прекращения кипения.

По окончании операции раскисления стали довести её температуру до технологической (1600...1630°C) и установить мощность печи, обеспечивающую постоянство температуры расплава в тигле.

По достижении требуемой температуры расплава под шлак ввести оставшееся количество ферромарганца и боя графитовых электродов. Перемешать расплав с помощью ошлакованного стального прута.

После перемешивания скатать шлак с зеркала расплава и раскислить сталь алюминиевым сплавом или алюминием из расчета 0,15% сплава от массы металлзавалки.

Раскисленную сталь выпустить из печи в ковш. Перед выпуском металла из печи ввести в ковш порцию силикокальция из расчета 0,1% силикокальция от массы металла в ковше.

В случае проведения плавки в печи с основной футеровкой в качестве шлакообразующего вещества, по ОСТ4 ГО.054.095, рекомендуется использовать смесь,

содержащую (по массе): известь свежеежеженную – 80...85%, периклаз – 5...8%, шпат плавиковый – 5...8%, ферросилиций – 1...2%. Взамен алюминия, для проведения окончательного раскисления стали, рекомендуется использовать комплексные раскислители следующих составов (по массе, от массы полной металлзавалки печи):

Состав № 1 – 0,15% силикокальция и 0,15% мишметалла.

Состав № 2 – 0,10% алюминия, 0,15% силикокальция и 0,15% мишметалла.

Как и алюминий, комплексные раскислители дают в ковш.

Пример 8.4. (Технология плавки низколегированной стали 35ХГСПЛ). Плавку проводят в печах с кислотой футеровкой. Для выплавки стали 35ХГСПЛ используют следующие шихтовые материалы: лом стальной, отходы собственного вального сплава, ферромарганец, ферросилиций, бой графитовых электродов, алюминиевое оконного стекла или кварцевый песок.

Ведение плавки. Загрузить в тигель печи: феррохром, около 30% (от расчетного количества) ферросилиция, стальной лом, отходы собственного производства. По окончании загрузки включить печь на максимальную мощность.

После появления на дне тигля печи жидкого металла порционно (по 200...300 г), в тигель печи присаживать бой оконного стекла или кварцевого песка до полного покрытия шлаком зеркала расплава. В процессе плавки следить за тем, чтобы зеркало расплава в печи было полностью покрыто слоем шлака.

После полного расплавления шихты скатать шлак с зеркала расплава и ввести в расплав оставшийся ферросилиций. Навести свежий шлак и, спустя 3...4 мин, ввести под шлак расчетное количество ферромарганца с порошком боя графитовых электродов. Довести температуру расплава до технологической и установить мощность печи, обеспечивающую её постоянство.

С помощью ошлакованного стального прута выполнить "окно" в шлаковом покрове зеркала расплава в печи (удалить шлак с 1/5...1/4 части площади поверхности зеркала расплава в тигле), через которое ввести в расплав навеску сплава алюминия из расчета 0,1% сплава от массы металлзавалки. Скатать шлак с зеркала расплава и выпустить металл в ковш.

При выпуске металл дополнительно раскислить, для чего в ковш, до его наполнения расплавом, ввести ~0,1% силикокальция от массы расплава в ковше.

Пример 8.5. (Технология плавки среднелегированной стали 12Х2НВФЛ). Плавку стали проводят в печах с кислотой футеровкой. Для выплавки стали 12Х2НВФЛ используют следующие шихтовые материалы: лом стальной, сталь сортовой электротехническую, никель, ферровольфрам, феррохром, феррованадий, ферросилиций, бой графитовых электродов, сплав алюминиевый, марганец, силикокальций. Шлакообразующее вещество – известь.

Ведение плавки. На дно тигля насыпать известь в количестве 0,5% от массы металлзавалки печи, после чего в тигель печи загрузить: никель, ферровольфрам, феррохром, стальной лом, сталь сортовую электротехническую нелегированную, бой графитовых электродов. По окончании загрузки шихтовых материалов включить печь на максимальную мощность.

С появлением первых порций жидкого металла в тигель печи присаживать известь путем её засыпки на зеркало металла из расчета его полного покрытия шлаком к моменту окончания расплавления шихты.

После полного расплавления шихты шлак раскислить порошком силикокальция из расчета 0,1% от массы металлзавалки и через 3...4 мин ошлакованной мешалкой взять пробу для определения раскисленности шлака. Отобранную пробу шлака охладить на воздухе (до прекращения её свечения) и визуально определить цвет

поверхности оставшегося образца. В случае получения шлака чёрного или тёмно-коричневого цвета провести дополнительное раскисление шлака силикокальцием.

Спустя 3...4 мин после окончания раскисления шлака, довести температуру расплава до значения на 20...30°C ниже температуры выпуска металла из печи, установить мощность печи, обеспечивающую постоянство температуры расплава в тигле, и ввести под шлак ферросилиций и марганец.

Путём повышения мощности печи температуру расплава повысить до технологической. Установить мощность печи, обеспечивающую постоянство температуры расплава в тигле. После достижения расплавом температуры его выпуска из печи ввести под шлак расчётное количество феррованадия, а ещё через 1...2 мин с помощью ошлакованного стального прута в шлаке выполнить "окно", через которое завести в расплав алюминиевый сплав из расчёта 0,1% сплава от массы металлозавалки печи.

Загустить и скатать шлак с зеркала металла. Выпустить металл в ковш.

Пример 8.6. (Технология плавки высоколегированной хромоникелевой стали 12Х18Н10ТЛ). Плавильная печь и разливочный ковш должны иметь основную футеровку. Для плавки стали 12Х18Н10ТЛ используют следующие шихтовые материалы: сталь сортовую электротехническую нелегированную, никель, низкоуглеродистый феррохром, марганец металлический, титановую губку, силикокальциевый мишметалл. Цериевый мишметалл вводят в расплав из расчёта 0,15% церия от массы выплавляемой стали.

Шлакообразующее вещество – обожжённый мертель. Для загущения шлака используют обожжённый хромитопериклазовый порошок.

Ведение плавки. Засыпать в тигель печи свежееобожжённый известь в количестве 0,5...0,8% от массы металлозавалки, после чего загрузить мертель в количестве, около 30% (от расчётного количества) марганца и ферросилиция, никель, ферровитую электротехническую нелегированную, возврат и отходы собственного производства и, при необходимости подшихтовки углеродом, чугуном. Включить печь на максимальную мощность, предварительно накрыв крышкой тигель печи.

По ходу расплавления шихты контролировать плотно закрытости зеркала расплава шлаком. В случае необходимости порционно на зеркало расплава в тигле присаживать мертель.

По окончании расплавления всех шихтовых материалов довести температуру расплава до значения на 20...30°C ниже, чем значение технологической температуры, и установить мощность печи, обеспечивающую постоянство температуры расплава в тигле.

После стабилизации температуры расплава в тигле под шлак ввести оставшуюся часть марганца и ферросилиция. По прошествии 3...4 мин под шлак ввести титановую губку.

По окончании ввода в расплав титановой губки через 2...3 мин провести раскиснение расплава, для чего через предварительно выполненное "окно" в шлаке в расплав ввести мишметалл и замешать его на всю глубину ванны расплава в тигле с помощью ошлакованного стального прута.

После проведения операции раскисления довести температуру расплава до технологической и установить мощность печи, обеспечивающую постоянство температуры расплава в тигле.

По достижении требуемой температуры через "окно" в шлаке ввести в расплав порошок силикокальция (-0,15% от массы металлозавалки печи), а через 1...2 минуты загустить и скатать шлак, выпустить металл в ковш.

Для получения наиболее высокого и стабильного результата по раскислению и десульфурации расплава стали время от ввода мишметалла в расплав до снятия выпуска металла из печи не должно превышать 10 мин.

Пример 8.7. (Технология плавки азотированной стали 12Х23Н16Г7АРЛ, сталь ЗИ835Л). Для выплавки стали 12Х23Н16Г7АРЛ плавильная печь и разливочный ковш должны иметь основную футеровку. Первую плавку стали никелевой стали типа 18-8.

Химический состав стали 12Х23Н16Г7АРЛ приведен в табл. 8.52

Химический состав стали 12Х23Н16Г7АРЛ (ЗИ835Л)

Таблица 8.52

Массовое содержание, % (остальное – Fe)								
C	Si	Mn	Cr	Ni	N	не более		
						S	P	B
≤0,12	≤1,0	5,0-7,0	23,0-26,0	14,0-18,0	0,25-0,45	0,030	0,035	0,010

Примечание. В случае необходимости повышения трещиностойчивости стали при сварке допускается в сталь ввести до 0,1% ниобия взамен бора.

Химический состав стали 12Х23Н16Г7АРЛ, принимаемый для расчёта шихты, и допустимые отклонения содержания химических элементов в стали от её принятого химического состава, приведены в табл. 8.53.

Химический состав стали 12Х23Н16Г7АРЛ, принимаемый для расчёта шихты, и допустимые отклонения содержания химических элементов в стали от её принятого химического состава

Таблица 8.53

Массовое содержание, % (остальное – Fe)						
C	Si	Mn	Cr	Ni	N	Nb
0,10	0,6	6,5	25,7	14,5	0,58	0,010
Допустимые отклонения содержания химических элементов в составе стали						
±0,01	+0,11 -0,02	+0,11 -0,05	±0,1	±0,15	±0,02	-0,002

Для плавки стали 12Х23Н16Г7АРЛ используют следующие шихтовые материалы: сталь сортовую электротехническую нелегированную, никель, низкоуглеродистый феррохром, азотированный феррохром, марганец металлический, силикокальций, чугун, возврат собственного производства (до 70% от массы металлозавалки), цериевый мишметалл. Цериевый мишметалл вводят в расплав из расчёта 0,15% церия от массы выплавляемой стали.

Шлакообразующее вещество – обожжённый известь. Для загущения шлака используют обожжённый хромитопериклазовый порошок.

Ведение плавки. Засыпать в тигель печи свежееобожжённый известь в количестве 0,5...0,6% от массы металлозавалки, после чего в тигель печи загрузить никель, ферросилиций, марганец (30...40% от расчётного количества), азотированный феррохром, феррохром, сталь сортовую электротехническую нелегированную, возврат и отходы собственного производства и, при необходимости подшихтовки углеродом, чугуном.

Включить печь на максимальную мощность, предварительно накрыв крышкой тигель печи. По ходу расплавления шихты контролировать закрытость зеркала рас-

плава шлаком и в случае необходимости порционно на зеркало расплава подсыпать шлакообразующее вещество.

После полного расплавления шихты, повысить температуру расплава до 1580...1590°C и установить мощность печи, обеспечивающую постоянство температуры расплава в тигле.

После достижения расплавом указанной температуры раскислить шлак. Для раскисления шлака на его поверхность насыпать порошок силикокальция. Количество используемого при этом силикокальция 0,10...0,12% от массы металлизавалки печи.

По окончании раскисления шлака, спустя 2...4 мин, отобрать пробу шлака для качественной оценки степени его раскисленности. Степень раскисленности шлака оценить визуально по его цвету. Наличие большого количества окислов марганца и железа в шлаке окрашивает его в цвета от темно-коричневого до черного и свидетельствует о недостаточной раскисленности шлака. В этом случае шлак раскисляют дополнительными порциями силикокальция.

Через 3...5 минут после раскисления под шлак ввести оставшуюся часть марганца и ферросилиция и довести температуру стали до технологической.

По достижении требуемой температуры под шлак ввести расчетное количество цериевого мисметалла, замешивая его стальным прутом на 2/3 глубины расплава в тигле, и силикокальций в количестве 0,15% от массы металлизавалки печи.

После проведения окончательного раскисления расплава, спустя 1...2 минуты, загустить и скатать шлак, после чего выпустить металл в ковш.

Пример 8.8. (Технология плавки высокомарганцевистой стали 110Г13Л).

Высокомарганцевистую сталь 110Г13Л выплавляют в печах с основной футеровкой. В качестве шихтовых материалов используют: слитки, возврат собственного производства, лом стали 110Г13Л, ферромарганец ФМн75, ферросилиций ФС75, молотый коксик или электродный бой. Шлакообразующее вещество – плавиковый шпат и обожженная известь. Раскислители – алюминий или алюминиевый сплав (Al-Si).

Ведение плавки. Засыпать на дно тигля 1% извести и по 0,5% ферромарганца и ферросилиция от массы выплавляемой стали. После этого в тигель печи загрузить слитки, лом, возврат.

Включить печь на полную мощность и после полного расплавления шихты нагреть расплав до 1520...1550°C. Скатать шлак.

Навести свежий шлак (1...1,5% от массы расплава) следующего состава (по массе): известь – 40%; плавиковый шпат – 25%; ферросилиций – 20%; молотый коксик или электродный бой – 15%.

Тигель печи накрыть крышкой и после расплавления шлакообразующих материалов, провести диффузионное раскисление стали смесью молотого ферросилиция (2 мас. ч.) и коксика (1 мас. ч.).

По окончании проведения диффузионного раскисления в течение 8...15 мин довести температуру стали до технологической. Перед выпуском из печи с зеркала металла скатать шлак и раскислить металл алюминием.

Пример 8.9. (Технология плавки магнитных сплавов на основе железа).

Для выплавки магнитотвердых сплавов используют шихтовые материалы высокой чистоты. Согласно ГОСТ 17809-72 для выплавки магнитотвердых сплавов, за исключением сплавов ЮНДК35Т5АА и ЮНДК40Т8АА, используют следующие шихтовые материалы: никель металлический марки Н-1, алюминий первичный марки А7, кобальт марки К1, медь марки М1, сплав титановый марки ВТ1-0, ниобий марки НБШ1, кремний кристаллический марки Кр0, сталь низкоуглеродистую марки 015ЖРЮ или ОЗПС. В шихте допускается применять феррониобий НБ-1 или лига-

туру ниобий-алюминий марок НБ А1-1, или титан губчатый марок ТГ-90, ТГ-120, ТГ-130, ТГ-150.

Для выплавки сплавов ЮНДК35Т5АА и ЮНДК40Т8АА используют следующие шихтовые материалы: железо карбонильное рафинированное, кобальт марки К0, АЗ9, титан иодидный 1-го сорта. Допускается применять титан электролитической марки ПТЭК-1, а также легирование сплавов серой, кремнием, церием и другими элементами в количестве до 1% каждого.

Для выплавки магнитотвердых сплавов, за исключением сплавов ЮНДК35Т5АА и ЮНДК40Т8АА, допускается использование в шихте до 35...50% (по массе) возвратных и отходов собственного производства магнитных сплавов данной марки. Ис- а) поверхность возврата и отходов не должна иметь остатков КО, ржавчины, окислов и т.п.;

б) химической состав и магнитные свойства материала возврата и отходов должны абсолютно и полностью соответствовать требованиям, предъявляемым к магнитному сплаву, в плавке которого используют данные отходы и возврат.

С целью получения требуемого уровня магнитных свойств сплава в отливке плавку ведут на максимальной мощности печи с удельной скоростью плавления шихты не менее 0,7...1,2 кг/мин.

При подготовке навесок шихтовых материалов для выплавки сплавов точность взвешивания стали электротехнической и отходов возврата собственного производства должна быть в пределах ± 50 г, для всех других используемых материалов точность взвешивания должна быть в пределах ± 5 г.

Для ускорения процесса плавки перед загрузкой в печь никель, медь и алюминий нагревают до 300...500°C.

В качестве шлакообразующего материала используют бой стекла или прокалённый кварцевый песок в количестве 1...2% от массы металлизавалки печи.

Подготовка тигля печи.

Для выплавки магнитотвердых сплавов используют ИТП с кислой или основной футеровкой. Сплавы, содержащие ниобий и титан, плавят в печах с кислой футеровкой.

Если ранее в данном тигле печи плавил другие сплавы, то перед плавкой магнитотвердого сплава тигель промывают низкоуглеродистой сталью с содержанием углерода до 0,2%. В случае плавки магнитотвердого сплава в новом (свежем) тигле необходимо предварительно провести одну-две промывные плавки низкоуглеродистой стали.

Перед завалкой шихты тигель печи тщательно очищают от остатков шлака и металла предыдущей плавки.

Подготовка разливочного ковша.

Разливку магнитотвердых сплавов ведут, как правило, из ковшей, футерованных песчано-жидкостекольной смесью, внутренняя поверхность которых покрыта слоем электрокорундожидкостекольной пасты толщиной 2...4 мм.

Перед использованием, ковш прокалывают в электропечи сопротивления. Температура ковша перед использованием – 850...980°C. Стойкость таких ковшей 25...30 наливо.

Плавка и заливка в формы магнитотвердых сплавов.

До начала плавки в тигель печи вводят бой стекла в количестве 0,4...0,5% от массы металлизавалки, после чего в тигель загружают никель, феррониобий, кобальт, возврат и отходы собственного производства, сталь электротехническую.

Включают печь на максимальную мощность и накрывают тигель печи крышкой или листом хризотилового асбеста.

После полного расплавления шихты расплав тщательно перемешивают прутом из электротехнической стали и скачивают шлак, после чего наводят свежий шлак из боя оконного стекла. По достижении расплавом $1490 \pm 10^\circ\text{C}$, в него вводят медь и перемешивают его стальным прутом на глубину 2/3 глубины ванны расплава в тигле.

Титановую губку вводят в расплав при температуре расплава $1550 \pm 10^\circ\text{C}$ и через 1...2 минуты в расплав вводят алюминий, с последующим глубоким перемешиванием расплава стальным прутом.

По достижении расплавом температуры $1570...1620^\circ\text{C}$ устанавливают мощность печи, обеспечивающую постоянство температуры расплава в тигле, скачивают шлак и выпускают металл.

Разливку сплава проводят в КО, нагретые до $940...970^\circ\text{C}$, непрерывной короткой струей с максимально возможной скоростью.

Фосфорированное ведение плавки (одно из основных требований для получения требуемых магнитных свойств сплавов) в некоторых случаях вынуждает проводить плавку в ИТП большой мощности с использованием тиглей малой емкости.

Например, плавку сплава ЮНДК35Т5БА проводят в индукционной печи ИСТ-0,16 в 25 кг (по стали) кислом тигле. При этом выпуск сплава из печи проводят при температуре $1660...1670^\circ\text{C}$.

Магнитотвердые сплавы являются хрупкими материалами. Высокая хрупкость магнитных сплавов является одной из причин выкрашивания частиц материала в процессе механической обработки поверхностей отливок. Хрупкость сплавов увеличивается с повышением температуры перегрева расплава при плавке, в связи с чем существенный перегрев расплавов магнитотвёрдых сплавов в процессе плавки нежелателен.

Основным препятствием в процессе получения постоянных магнитов методом литья по выплавляемым моделям являются продукты распада в структуре отливок, снижающие их магнитные свойства. Для предупреждения образования продуктов распада необходимо увеличить интенсивность затвердевания и охлаждения отливок путём подбора соответствующего способа подготовки КО к заливке и её начальной температуры либо модифицировать сплав, например, галлием в количестве $0,05...0,3\%$ (по массе) и т.п.

8.5. Плавка чугуна

В цехах литья по выплавляемым моделям плавку чугуна проводят в сталеплавильных индукционных тигельных печах типа ИСТ, значительно реже – в печах типа ИЧТ или ИМГ.

Футеровка печей (тиглей) для плавки чугуна может быть кислой, нейтральной или основной. Для изготовления кислой футеровки используют кварцит, кварцевый песок, диас или шамот. Основную футеровку изготавливают из доломита или хромитопериклаза, нейтральную – на основе смеси электрокорунда (40%, зерно № 160) с дистен-силлиманитовым концентратом (60%, КДС-34, КДС-П). В качестве связующего вещества футеровок используют борную кислоту ($1,0...1,5\%$ сверх 100% огнеупорных материалов).

Как правило, плавку чугуна проводят в ИТП с кислой футеровкой, что объясняется её дешевой и высокой надежностью в эксплуатации. Тем не менее, нейтральная и основная футеровка, в отличие от кислой футеровки, позволяет получать чугун более стабильного качества.

Это связано с отсутствием процесса восстановления кремния из футеровки и снижением общего угара чугуна, в том числе угара марганца, хрома и РЗМ.

Шихтовые материалы. Для выплавки чугуна используют чушковый чугун, чугунный и стальной лом, возврат, отходы собственного производства и механических цехов, ферросплавы. Чугунную стружку при плавке чугуна в ИТП, как правило, не используют, поскольку её применение требует специальной подготовки (обезжировки и очистки от механических примесей). Требования к шихте, используемой для плавки чугуна, аналогичны требованиям, предъявляемым к шихте, используемой для получения стального литья.

Корректировку содержания углерода в чугуне проводят с использованием азотурогорающих добавок (карбюризаторов). Перечень используемых карбюризаторов и величина усвоения углерода из данных материалов в чугуне приведены в табл. 8.54.

Общая технологическая схема плавки чугуна. В цехах литья по выплавляемым моделям отливки из высококачественного наиболее прочного (перлитного) чугуна изготавливают следующим образом.

1. Чугун выплавляют с содержанием элементов $\text{C}+\text{Si} \leq 4\%$ и заливают в КО, заформованные в опорный наполнитель, с начальной температурой $850...970^\circ\text{C}$.
2. Чугун выплавляют с содержанием элементов $\text{C}+\text{Si} = 4,2...5,2\%$, проводят модифицирование чугуна и заливают в КО, незаформованные в опорный наполнитель, с начальной температурой $700...950^\circ\text{C}$.

Для проведения плавки чугуна загрузку шихты в печь проводят в следующей последовательности: карбюризатор (фракция $3...6$ мм), шихтовые материалы малой и большой плотности (ферросплавы, стальной и чугунный лом, возврат собственного производства, чушковый чугун и т.п.).

При выплавке легированных чугунов в качестве шлакообразующего материала иногда используют бой оконного стекла или кварцевый песок, которые вводят в печь при заливке основной массы шихты.

Плавку ведут на максимальной мощности печи. По мере плавления шихты её осаживают ломом и дают в тигель предварительно подогретые мелкие куски шихты. Стальной лом, как правило, присаживают в жидкую ванну, а ферросплавы, предварительно прокалённые при $700...780^\circ\text{C}$, дают в печь, при достижении расплава температуры $1430...1450^\circ\text{C}$.

Образовавшийся в процессе плавки чугуна шлак скачивают при включенной печи (во время скачивания шлака, во избежание поражения электрическим током, плавильщик должен стоять на резиновом коврике и быть в резиновых перчатках).

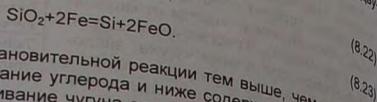
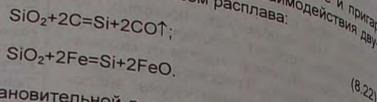
Таблица 8.54
Усвоение углерода из карбюризаторов

Карбюризатор	Усвоение углерода, %
Электродный бой электроудный порошок	90-95
Графит: тигельный (бой) серебристый чёрный	85-90 75-80 75
Графитированный коксик	80
Древесный уголь	80
Кокс: стальной металлургический литейный	80 75 70
Термоантрацит	75-80
Уголь донецкий	60

После полного расплавления шихты для гомогенизации расплава чугуна температура в течение ~5 мин. После этого температуры и выдерживают при данной технологической, расплав модифицируют (модификаторы чугуна подают до температуры 300...400 °С) и сливают в ковш, предварительно установив мощность прокала при которой обеспечивается постоянство температуры чугуна – 1250...1430 °С.

Температура выпуска из печи серого чугуна – 1360...1410 °С. При расчете шихты для выплавки чугуна необходимо учитывать угар элементов. Основной угар элементов при плавке чугуна происходит в период расплавления шихты. При этом величина угара элементов увеличивается с повышением степени легирования чугуна.

При температурах более 1400...1450 °С происходит восстановление и пригар кремния из кислот футеровки печи в результате химического взаимодействия двуокиси кремния футеровки печи с углеродом или железом расплава:



Интенсивность кремнийвосстановительной реакции тем выше, чем выше температура расплава, выше содержание углерода и ниже содержание кремния в чугуне. По этой причине науглероживание чугуна следует вести до ввода в расплав ферросилиция.

В случае необходимости корректировки состава чугуна по ходу плавки можно воспользоваться данными, приведенными в табл. 8.55.

Данные для расчёта массы добавок, используемых для корректировки химического состава жидкого чугуна (ПТМ 2 МТ20-2-82) Таблица 8.55

Требуемое изменение химического состава чугуна	Вводимые компоненты шихты	Масса компонента на 100 кг чугуна, кг	
		кислый процесс	основной процесс
Увеличение на 0,1%:			
C	Электродный бой, графитовая стружка или графит гранулированный	0,135	0,125
Si	Ферросилиций ФС45	0,240	0,275
Mn	Ферросилиций ФС75	0,135	0,125
	Ферромарганец (78% Mn)	0,130	0,125
Уменьшение на 0,1%:			
C	Отходы низко- и среднеуглеродистой стали	3	3
	Ферросилиций ФС75	0,07	0,08
Si	Отходы низко- и среднеуглеродистой стали	6	6
	Электродный бой, графитовая стружка или графит гранулированный	0,210	0,190

Пример 8.10. (Технология плавки высокопрочного чугуна с шаровидным графитом). Плавку ВЧ проводят в ИТП типа ИСТ-0,16, с последующей разливкой

ковшем металлёмкостью 150 кг (по стали). Сфероидизирующее и графитизирующее модифицирование чугуна проводят в ковше.

Исходные материалы: чугун литейный, возврат ВЧ собственного производства, ферросилиций, ферромарганец. В качестве модификаторов используют: сфероидизирующий модификатор – ферросиликомагний ФСМг9 или ликобарий ФСБ17 или ферросилиций ФС75 с размером частиц 5...15 мм и др. При 0,08%.

Во избежание всплывания модификаторов, при заполнении ковша жидким чугуном, модификаторы на дне ковша предварительно накрывают стальным кругом с размерами Ø210x(5...6) мм или двумя кругами того же диаметра, но толщиной с 3 мм.

Плавление чугуна желательно начинать при наличии в тигле остатка жидкого чугуна предыдущей плавки ("болота"). Масса "болота" не должна превышать 30% производительность и наиболее высокий КПД печи.

Плавка чугуна. Предварительно взвешенные навески шихты загружают в тигель печи в следующем порядке: карбюризатор (бой графитовых электродов), стальной лом, чугун чушковый, возврат собственного производства.

Включить печь и установить её на максимальную мощность. По мере плавления шихты проводить догрузку оставшейся частью шихты в тигель печи и её осаживание шихты проводить с помощью лома с изолированной ручкой при отключенной печи. После полного расплавления шихты в печь ввести необходимое количество ферросплавов. При этом уровень жидкого металла после расплавления всей шихты не должен доходить до верха тигля на 150...200 мм.

Расплав нагреть до 1450 °С, скатать шлак, отобрать пробу для экспресс-анализа химического состава чугуна (на время проведения экспресс-анализа установить мощность печи, обеспечивающую постоянную температуру расплава в тигле).

По результатам экспресс-анализа корректировать химический состав чугуна, используя данные табл. 8.55. По окончании корректировки химического состава чугуна скатать шлак и отобрать пробу для проведения повторного экспресс-анализа.

После получения удовлетворительного результата по химическому составу повысить температуру расплава до 1500...1560 °С и выпустить металл из печи в ковш.

Модифицирование и заливка. В связи с тем, что длительность модифицирующего эффекта модификатора в жидком чугуне ограничена во времени, то для получения отливок из чугуна с шаровидной формой графита необходимо, чтобы время с момента модифицирования расплава до окончания его затвердевания в КО было меньше длительности эффекта модифицирования. Поэтому для модифицирования и заливки чугуна необходимо:

- нагреть заливочный ковш до 700...800 °С;
- в нагретый ковш за 5...10 мин до выпуска металла из печи в указанной последовательности загрузить: ферросиликомагний – 1,9 кг и ферросиликобарий – 0,6 кг;
- засыпанные в ковш модификаторы плотно накрыть кругом из листовой стали;
- нагретый до 1500...1560 °С чугун быстро, широкой непрерывной струей выпустить в ковш, наполняя его на ¾ его объёма, после чего интенсивность заполнения ковша понизить (выпуск чугуна из печи в "холодный" ковш, рекомендуется осуществлять при температуре расплава 1530...1560 °С, в "горячий" ковш – при температуре расплава 1500...1520 °С).

Скачивание шлака с поверхности расплава в ковше проводить в процессе транспортировки ковша к месту заливки. Длительность нахождения жидкого чугуна в ковше не должна превышать 10...12 мин с момента выпуска расплава из печи. В середине разливки чугуна по формам залить пробы для определения распада из печи. В составе и механических свойств чугуна. Остаток чугуна слить в изложницу и установить маркированную стальную бирку.

8.6. Плавка меди и медных сплавов

В цехах литья по выплавляемым моделям для плавки меди и медных сплавов используют индукционные тигельные печи типа ИСТО либо, значительно реже, индукционные печи с железным сердечником типа ИЛО-0,75.

При плавке медных сплавов тигли высокочастотных печей ИСТО выполняют из периклаза, с последующей сушкой и проведением промывной плавки чугуном. В ряде случаев в ИТП используют вставные тигли, изготовленные из листовой стали, графитошамота, графита или карборунда. В случае использования вставного тигля (стального, чугунного, карборундового, графитошамотного или графитового) зазор между индукторной печи и вставным тиглем заполняют молотым кварцитом или кварцевым песком.

Поскольку при плавке в ИТП со вставным тиглем нагрет шихты происходит счёт тепла, передаваемого ей от нагреваемого токами Фуко вставного тигля, то используемый тигель должен обладать достаточно высокой термостойкостью.

Поэтому перед установкой в индукционную печь графитовый тигель, с целью предупреждения его разрушения (растрескивания), подвергают тигель с целью электрической печи камерного типа по следующему режиму:

- установить тигель в печь при температуре в её рабочем пространстве 20...30°C;
- повысить температуру в печи до 50...60°C и выдержать тигель при данной температуре в течение 4...5 ч;
- повысить температуру в печи до 150...200°C и выдержать в течение 20...24 ч;
- в течение 3...4 часов повысить температуру в печи до 500°C и выдержать в течение 20...24 ч;
- в течение 3...4 часов повысить температуру до 850°C и выдержать при данной температуре в течение 5...6 ч;
- отключить печь и охлаждать тигель вместе с печью до температуры 200°C;
- при температуре, не превышающей 200°C, отожжённый тигель извлечь из печи и охладить на воздухе до температуры окружающей среды.

По сравнению с графитовыми, графитошамотные и графитокорбундовые тигли обладают большей термостойкостью и не требуют предварительного отжига.

Индукционные каналные печи промышленной частоты ИЛО-0,75 с железным (стальным) сердечником используют для плавки как медных, так и алюминиевых сплавов. Схема конструкции плавильного узла индукционной печи ИЛО-0,75 с железным сердечником приведена на рис. 8.20.

Плавильная печь с железным сердечником представляет собой понижающий трансформатор, у которого первичной обмоткой является индуктор, а вторичной обмоткой является расплав в каналной части печи. Принципиальное отличие каналной печи от тигельной состоит в том, что в процессе плавки преобразование электрической энергии в тепловую происходит не во всём объёме расплава, а только в той его части, которая находится в кольцевом канале печи.

Индукционные печи типа ИЛО являются агрегатами непрерывного действия. В перерывах между плавками в печи оставляют "болото", обеспечивающее замыкание плавильных каналов.

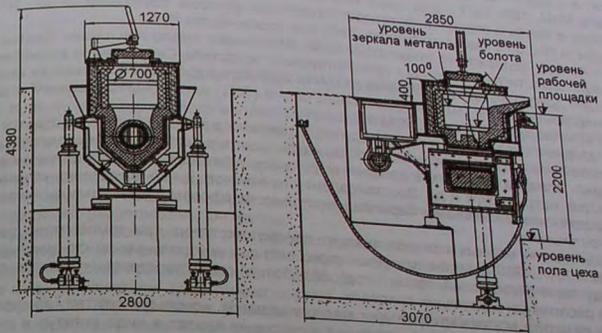


Рис. 8.20. Схема плавильного узла печи ИЛО-0,75

При плавке медных сплавов печи типа ИЛО футеруют шамотным кирпичом, что обеспечивает кампанию до 8000 плавов. Существенным недостатком индукционных печей с железным сердечником является длительный пусковой период (до 5-ти суток).

Для выплавки медных сплавов в качестве шихты используют первичные металлы, лигатуры, вторичные сплавы и возврат (лигатура – это промежуточный двойной, тройной или четверной сплав, содержащий большое количество легирующего элемента или элементов, добавляемый в расплав при плавке основного сплава и используемый с целью сокращения длительности выплавки основного сплава, сокращения угара легирующих элементов основного сплава, получения основного сплава заданного химического состава и технологических свойств, а также для обеспечения требуемого уровня технологических, механических и эксплуатационных свойств отливков). Все используемые шихтовые материалы не должны иметь посторонних примесей (возврат очищен от остатков КО, опилки, стружка и скрап не должны содержать железных частиц и поверхностных загрязнений). Перед использованием стружку дробят и подвергают центрифугированию для удаления влаги, масел и эмульсии. В процессе центрифугирования стружку обрабатывают раствором, состоящим из 6% жидкого стекла плотностью 1,45...1,50 г/см³, 4% фосфорнокислого калия, 0,5% хромовокислого калия, 1% едкого натра и 88,5% воды. По окончании центрифугирования стружку просушивают при 200...300°C, проводят магнитную сепарацию и брикетировку.

Крупные шихтовые материалы нарезают на куски, удобные для взвешивания и загрузки в печь. Листы катодной меди перед использованием тщательно очищают от остатков электролита и нарезают (на гильотинных ножницах) на куски требуемых размеров. Древесный уголь просушивают и прокалывают при 550...600°C.

Для снижения угара элементов и предупреждения окисления металла плавку медных сплавов ведут под слоем жидкого флюса. При плавке оловянной бронзы в тигле с шамотной футеровкой применяют флюсы следующего состава: 45% SiO₂, 30% MnO, 10% Al₂O₃, 15% Na₂O или 50% SiO₂, 30% Na₂B₄O₇, 20% CaO. Плавку бронз в печах с основной футеровкой ведут под флюсом, состоящим из 80...70% буры и 20...30% кварцевого песка, либо под флюсом, состоящим из чистой буры.

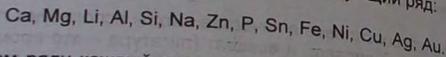
Флюсы, содержащие плавиковый шпат, используют только при плавке бронзы в графитовых тиглях, поскольку присутствующий во флюсе CaF₂ активно разъедает любую другую футеровку. Одними из лучших являются флюсы, состоящие из кальцинированной соды (50%) и плавикового шлата (50%) или кальцинированной соды (60%), плавикового шлата (33%) и буры (7%).

Медные сплавы, как и любые другие, в условиях открытой плавки нуждаются в раскислении — восстановлении окислов, находящихся в расплаве. Для раскисления медных сплавов применяют древесный уголь, графит, сажу, фосфористую медь, кальций, натрий, буру и др. Восстановление из окислов, цинка, алюминия, кремния проводят с использованием бериллия, поскольку фосфором данные оксиды не восстанавливаются.

Дегазацию медных сплавов проводят преимущественно при температуре расплава 1150...1200°C путём продувки через расплав нейтральных по отношению к сплаву газов (азот, гелий, аргон, хлор), обработкой гексахлорэтаном, титаном и др.

В качестве модификаторов для медных сплавов используют титан, ванадий, бор, цирконий, молибден, вольфрам и т.п., которые вводят в виде лигатуры в расплав при температуре 1200...1250°C в количестве 0,002...0,1% от массы металла, содержащих железо, модификаторами не являются.

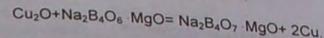
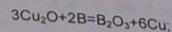
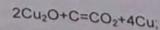
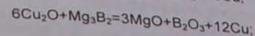
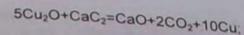
Раскисление и рафинирование меди и медных сплавов. Раскисление меди и медных сплавов проводят химически активными элементами, которые по степени убывания активности могут быть расположены в следующий ряд:



В приведенном ряду каждый элемент, стоящий слева, может восстанавливать из окислов элементы, стоящие справа от него.

При плавке сплавов на основе меди, как и при плавке стали, используют раскислители, присаживаемые как на поверхность зеркала расплава в печи (диффузионное раскисление), так и вводимые вглубь ванны расплава (глубинное осадочное раскисление). В качестве "поверхностных" раскислителей используют карбид кальция (CaC₂), борид магния (Mg₃B₂), углерод и жидкий борный шлак. Для диффузионного раскисления наиболее часто используют углерод, который в виде древесного угля "наводят" на зеркале расплава в тигле печи. Значительно реже для раскисления используют борный шлак (сплав обезвоженной буры и магневого порошка в соотношении 19:1, по массе). Несмотря на хорошую раскисляющую способность борный шлак имеет существенный недостаток — он активно взаимодействует как с огнеупорной футеровкой плавильной печи, так и с графитошамотными тиглями. В связи с этим использование борного шлака рекомендуется только при плавке меди и медных сплавов в графитовых или стальных тиглях.

Перед использованием раскислители просушивают и измельчают. В процессе раскисления, для ускорения прохождения восстановительных реакций, поверхностные раскислители замешивают в ванну расплава. Восстановление меди из окисла в этом случае происходит по реакциям:

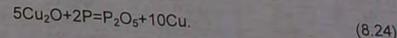


К числу глубинных раскислителей относятся следующие химические элементы: P, Zn, Al, Si, Ti, Mg, Mn, Cd и др. В отличие от диффузионных раскислителей, глубинные восстановительные реакции при глубинном раскислении значительно выше, чем при диффузионном раскислении.

По характеру продуктов раскисления элементы, используемые для глубинного раскисления, разделяют на три группы:

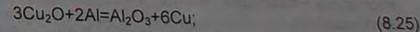
Группа 1 — раскислители, у которых продуктами реакций восстановления являются газы. К таким раскислителям относятся восстановительные газы и углеводородные меди "дразнением" деревянным шестом.

Группа 2 — раскислители, у которых продуктами реакций восстановления являются паробразные или жидкие вещества. Наиболее распространённым раскислителем данной группы является фосфористая медь. При использовании фосфористой меди в процессе раскисления происходит следующая восстановительная реакция:



В некоторых случаях в качестве раскислителя используют лигатуру Cu-B (содержание бора 2...4%), продукты раскисления которой при температурах плавки и литья медных сплавов находятся в жидком, но не растворимом в расплаве, состоянии.

Группа 3 — раскислители, у которых продуктами реакций восстановления являются твёрдые вещества, полностью или частично выносимые из ванны расплава в шлак в процессе плавки металла. К числу таких раскислителей относятся: Al, Si, Pb, Zn и др. В качестве примера приведём несколько типовых реакций, сопровождающих глубинное раскисление с образованием твёрдых продуктов реакции:



Недостатком раскислителей, используемых при глубинном раскислении, является то, что для полноты прохождения реакций раскисления элементы-раскислители приходится вводить в расплав с некоторым избытком, что не всегда допустимо или возможно.

При выборе вещества-раскислителя следует руководствоваться не только его раскислительной эффективностью, но и учитывать свойства продуктов восстанови-

тальных реакций. В табл. 8.56 приведены данные о некоторых свойствах окислов, наиболее часто встречающихся в медных сплавах. Из данных табл. 8.56 видно, что такие элементы, как титан, алюминий, цинк, магний и др. дают твердые сплавы, трудноудаляемые из расплава. В связи с этим при плавке сплавов, содержащих элементы, дающие тугоплавкие окислы, предварительное раскисление проводят элементами, не образующими твердые окислы.

Таблица 8.56

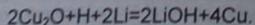
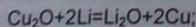
Свойства окислов и их агрегатное состояние в расплавах медных сплавов

Окисел	Температура плавления, °С	Плотность при 20°С, кг/м ³	Агрегатное состояние окисла в расплаве
CO	-207	1,250	газообразное
CO ₂	-56,6	1,977	газообразное
P ₂ O ₅	563	2290	газообразное
Cu ₂ O	Разл. >800	6400	газообразное
Cu ₂ O	888	9400-9600	жидкое
PbO	920	2270	жидкое
Na ₂ O	920	2270	жидк., тв.
Cu ₂ O	1235	6100	твердое
FeO	1377	5700	твердое
Fe ₂ O ₃	1565	5100-5400	твердое
Fe ₃ O ₄	1550-1590	5100-5200	твердое
SiO ₂	1710	2650	твердое
MnO	1785	5000	твердое
TiO ₂	1825	4300	твердое
SnO ₂	>1930	6950	твердое
NiO	1990	6800	твердое
ZnO	2000	5500-5600	твердое
Al ₂ O ₃	2050	3500-4100	твердое
BeO	2570	3030	твердое
CaO	2585	3400	твердое
MgO	>2800	3200-3700	твердое

расплаве кислорода). В частности, для получения меди с 0,005%-ным содержанием атомарного кислорода, в зависимости от её окисленности, в расплав следует ввести следующее количество фосфора [53]:

Исходное содержание кислорода в расплаве, %:.....	0,2	0,15	0,10	0,05	0,02
Необходимое количество фосфора, %:.....	0,13	0,11	0,09	0,05	0,03

При получении литых деталей из меди для электротехнической промышленности в качестве раскислителя используют литий. При этом в расплаве меди литий взаимодействует как с кислородом, так и водородом:



Например, при плавке медных сплавов, в первую очередь, раскисляют расплав фосфористой медью и только после этого в расплав вводят другие элементы-раскислители.

Наиболее эффективным раскислителем меди и её сплавов достигает при использовании в качестве раскислителя фосфора.

В расплав меди фосфор вводят в виде фосфористой меди. В результате восстановительной реакции образуется газообразная окись фосфора, всплывающая пузырями которой дополнительно рафинируют и дегазируют расплав.

Количество фосфористой меди, вводимой в расплав для его рафинирования, зависит от окисленности расплава (содержания

Образующееся соединение LiOH имеет температуру плавления 445°С и находится в расплаве меди в жидком состоянии. Удаление LiOH из расплава проводят путём отстаивания расплава при определённой температуре.

Повышения чистоты медных сплавов достигают путём их рафинирования (рафинирование – процесс очистки расплава от Н.В.). В процессе плавки рафинирования осуществляют тремя способами:

- 1 –отстаиванием жидкого металла при большом перегреве;
- 2 –флотацией;
- 3 –флюсованием.

Отстаивание расплава при высоком (большом) перегреве в промышленных условиях используют редко в связи с большой длительностью данного процесса. Более эффективным и скоротечным является способ рафинирования флотацией, который, помимо удаления из расплава Н.В., способствует его дегазации.

Для реализации способа рафинирования методом флотации используют нейтральные газы (азот, аргон) или газотворные вещества, выделяющие газообразные продукты в результате химического или физического взаимодействия с расплавом. Примером продукта химического взаимодействия может служить пятиокись фосфора, образующаяся в результате восстановления меди из окисла.

В качестве газообразующих веществ для флотационного рафинирования медных сплавов используют хлористые соли с низкой температурой возгонки. К числу таких солей, например, относится хлористый алюминий, имеющий температуру возгонки около 180°С.

При использовании хлористого алюминия процесс флотационного рафинирования также сопровождается и удалением растворённых в расплаве газов (азота, водорода). То есть в процессе рафинирования твёрдая обезвоженная соль, погубив большое количество мелких газовых пузырей, возгоняется, образуя не только "транспортным" средством попавших на их поверхность Н.В., но и растворённых в расплаве. Дегазация расплавов при флотационном рафинировании описывается законом Дальтона, согласно которому распространение одного газа в объёме другого газа равносильно распространению газа в вакууме. Таким образом, при флотационном рафинировании параллельно решаются две задачи – очистка

Проводя рафинирование способом флюсования, решают задачу преимущественно по удалению из расплава окислов. Принцип способа флюсования состоит в том, что флюсы определённого состава в жидком состоянии пропускают через расплав в печи. В процессе капельного движения флюса через расплав в нем растворяются окислы элементов сплава, встречающиеся на пути движения капель флюса.

Для успешной реализации флюсового рафинирования важно подобрать флюсы необходимого состава и плотности, обеспечивающие хорошее взаимное растворение флюса и окислов в расплаве. Как правило, в состав таких флюсов входят следующие компоненты: стекло содовое (оконное), сода, стекло кварцевое, шпат плавленый, криолит, бура, натрий хлористый и т.п.

Например, авторы работы [115] для получения фасонных приборостроительных отливок использовали латуны ЛС 59-1Л, выплавленную в печи ИСТ-0,16 с графитовым тиглем. Для удаления Н.В. из расплава в качестве рафинирующих флюсов использовали (по массе): 100% NaF, 100% NaCl, 100% Na₃AlF₆, 85% Na₃AlF₆ + 15% NaF, 85% Na₃AlF₆ + 15% NaCl. Установлено, что при использовании NaF содержание Н.В. в металле понижается на 60%, но при этом понижается и пластичность сплава. Аналогичный эффект проявляется и при использовании флюса, состоящего

го из 85% Na_3AlF_6 и 15% NaF . Использование 100% NaCl , а также флюса, состоящего из 85% Na_3AlF_6 и 15% NaCl , из-за неудовлетворительной жидкотекучести флюсов, оказалось нетехнологичным. Лучшие результаты были получены при использовании Na_3AlF_6 , который при расходе 2% от массы жидкого металла позволил удалить более 60% Н.В. без понижения пластичности сплава и оказался наиболее технологичным с точки зрения его применения.

Совмещённая обработка расплава Na_3AlF_6 с продувкой парами ZnCl_2 , вводимого в колокольчике на дно ванны, позволила авторам уменьшить содержание Н.В. с 0,7% до 0,185...0,187%. В результате очистки сплава от Н.В. повысились его механические свойства, о чем свидетельствуют данные, приведенные в табл. 8.57.

Рафинирование флюсованием реализуют следующими способами: верхним, нижним и объёмным. Для верхнего флюсования используют флюсы, имеющие плотность меньше, чем жидкий сплав. Данный способ рафинирования используют для удаления Н.В. с плотностью меньше, чем плотность расплава.

Таблица 8.57

Влияние способа обработки расплава латуни ЛС 59-1Л на её механические свойства

Обработка расплава	Показатели механических свойств	
	σ_B , МПа	δ , %
По техническим условиям	≥ 245	≥ 15
Без обработки	314–377	13–24
Обработка Na_3AlF_6	343–363	23–25
Обработка Na_3AlF_6 и ZnCl_2	353–377	27–28

силы тяжести оседает на дно тигля и растворяет оседающие под действием гравитации частицы Н.В.

Следует отметить, что в приведенных выше способах рафинирования методом флюсования скорость процесса очистки расплава от Н.В. во многом определяется скоростью оседания или всплытия частиц Н.В. В свою очередь скорость перемещения частиц Н.В. в расплаве зависит от их плотности, размеров, формы и агрегатного состояния. То есть, если при верхнем или нижнем способе рафинирования не интенсифицировать процесс механическим перемешиванием, его длительность будет такой же, как и в случае использования способа отстаивания расплава при высокой температуре перегрева.

Ускорить процесс рафинирования и степень (глубину) очистки расплава от Н.В. позволяет способ объёмного рафинирования, согласно которому твердый флюс с плотностью меньше, чем плотность расплава, погружают вглубь ванны расплава при помощи колокольчика, в стенках которого выполнены отверстия малого диаметра. По мере плавления твердого флюса в колокольчике, жидкая часть флюса проходит через отверстия в стенке колокольчика и, очищая расплав, в виде капель всплывает к зеркалу расплава в тигле.

Очистку сплавов от Н.В. и газов проводят и другими методами, различными по технологичности и эффективности. В качестве примера на рис. 8.21 (за 100% принято содержание Н.В. и водорода в бронзе промышленных плавков) представлены результаты определения содержания количества Н.В. (а) и водорода (б) в сплаве БрАНМЦЖ 8-4-4-1,5 после следующих видов обработки расплава [263]:

1. Выдержка расплава в течение 15 мин в вакууме при $p=10$ мм рт. ст.

2. Продувка расплава азотом через пористую керамику в течение 5 мин при расходе азота 0,05 л/(мин·кг).

3. Обработка расплава 2% жидкого флюса, состоящего из 85% Na_3AlF_6 и 15% NaF .

4. Фильтрация через кусочки офлюсованного магнетита (85% Na_3AlF_6 + 15% NaF).

5. Фильтрация расплава через кусочки плавикового шлата.

6. Фильтрация через кусочки магнетита.

Из данных, представленных на рис. 8.21, следует, что наиболее полное удаление Н.В. наблюдается при вакуумировании расплава и после продувки расплава азотом. Наиболее полное удаление водорода удалось достичь после обработки расплава 2,0% жидкого флюса, состоящего из 85% Na_3AlF_6 и 15% NaF .

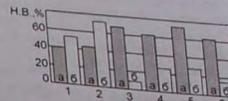


Рис. 8.21. Количество Н.В. (а) и водорода (б) в бронзе БрАНМЦЖ 8-4-4-1,5 после различных видов обработки её расплава

8.11. (Технология плавки меди)

Плавку меди проводят в ИТП типа ИСТ с графитовым или графитошамотным тиглем под слоем древесного угля (размер частиц угля – 5...15 мм) или (толщина слоя 30...40 мм) сушенными при 250...300°C, в слое толщиной до 50 мм буры, предварительно прослоем боя оконного стекла. Шихтовые материалы: медь в течение 1...2 ч либо под врат собственного производства, остатки и обрезь медного проката и штампов, 180х100х30 мм.

Для проведения плавки включают печь и нагревают тигель до 800±50°C. По окончании нагрева тигля в него загружают шихту и покрывный флюс, включают печь на мощность ~80 кВт.

После полного расплавления шихты температуру расплава повышают до 1220...1250°C и, частично очистив зеркало расплава от покрывного флюса, раскислитель фосфористой меди расплав выдерживают в течение 5...10 мин при указанной температуре.

По окончании выдержки с поверхности зеркала расплава в тигле снимают покрывный флюс, понижают температуру расплава до 1150...1190°C и выпускают расплав в ковш, предварительно нагретый до 900±50°C.

Пример 8.12. (Технология плавки оловянной бронзы)

Плавку оловянной бронзы из чистых металлов начинают с расплавления навески меди, которую за расплав нагревают до 1150...1200°C. По достижении указанной температуры расплав раскисляют фосфористой медью из расчёта 0,3% от массы меди (плавление навески меди ведут на максимальной мощности печи под слоем древесного угля).

Качество раскисленности меди оценивают по специально отлитому отливку медному пруту. Отлитый в кокиль прут охлаждают до комнатной температуры и изгибают. При хорошей раскисленности расплава на поверхности изгиба прута не должно быть трещин.

Убедившись в достаточной раскисленности меди, в расплав вводят никель, цинк, свинец, олово и доводят температуру расплава до технологической. Перед выпуском из печи расплав дополнительно раскисляют фосфористой медью.

В случае плавки бронзы из шихты, состоящей из вторичных сплавов и первичных металлов, загрузку шихты проводят в следующем порядке. В разогретую печь загружают половину навески вторичных сплавов, возвращая и используемых для подшихтовки первичных металлов, засыпают древесный уголь из расчёта создания на зеркале расплава равномерного покрывного слоя толщиной 2...3 см.

После расплавления шихты расправ нагревают до $1130 \dots 1180^\circ\text{C}$, раскисляют половинной навески фосфористой меди ($0,15\%$ от массы металлозавалки печи), снимают образовавшийся шлак и вводят оставшееся количество вторичных сплавов и возврата. Более легкоплавкие металлы (цинк, олово и свинец) в расплав вводят в конце плавки. Перед вводом навески олова, цинка и свинца предварительно нагревают до $\sim 150^\circ\text{C}$.

После ввода навесок первичных металлов температуру расплава доводят до технологической и раскисляют его фосфористой медью из расчёта $0,15\%$ от массы металла в печи. Раскисленный металл покрывают слоем предварительно просушенного флюса из расчёта $2 \dots 3\%$ от массы шихты и повышают его температуру до $1250 \dots 1300^\circ\text{C}$.

В процессе выдержки расплава под флюсом (в течение $5 \dots 15$ мин) проводят его периодическое перемешивание и по окончании выдержки берут пробу расплава. В случае отсутствия в жидкой пробе пузырей и видимых плёнок с зеркала расплава в печи скачивают шлак и расплав выпускают в ковш. В противном случае металл дополнительно раскисляют фосфористой медью.

В том случае, если плавку бронзы проводят только с использованием древесного угля, то температура расплава бронзы не должна превышать $1130 \dots 1180^\circ\text{C}$, а длительность выдержки после полного расплавления всей шихты, с учётом раскисления, должна быть в пределах 5 мин. Рекомендуемая температура оловянной бронзы при выпуске из печи — $1130 \dots 1170^\circ\text{C}$.

В некоторых случаях, для увеличения жидкотекучести в ковш перед выпуском металла из печи дополнительно вводят $0,1 \dots 0,2\%$ (от массы расплава в ковше) фосфористой меди.

Пример 8.13. (Технология плавки алюминиевой бронзы). Для плавки алюминиевой бронзы в тигель печи, предварительно разогретый до 700°C , загружают медь и лигатуру медь-железо или железо, древесный уголь. После полного расплавления загруженных шихтовых материалов при температуре 1200°C расплав раскисляют фосфористой медью из расчёта остаточного содержания фосфора в расплаве не более $0,01 \dots 0,02\%$ от массы металлозавалки. Затем в печь вводят лигатуру медь-марганец или марганец металлический, а также присаживают алюминий ($50 \dots 60\%$ от необходимого количества) или лигатуру алюминий-железо. После ввода алюминия в печь дают половину необходимого количества возврата, остаток навесок алюминия и возврата.

Если для плавки используют чистые железо, марганец и никель, то их загружают в печь в указанной последовательности и обязательно перед загрузкой лигатур.

После ввода в расплав последней порции шихты температуру расплава повышают до $1200 \dots 1220^\circ\text{C}$. После достижения указанной температуры расплав раскисляют фосфористой медью и выдерживают при данной температуре в течение $5 \dots 15$ минут, после чего температуру расплава доводят до технологической ($1150 \dots 1200^\circ\text{C}$) и выпускают расплав из печи.

Расплавы алюминиевых бронз наиболее интенсивно окисляются при температуре, превышающей 1200°C . В связи с этим плавку необходимо вести форсированно, на максимальной мощности печи и, желательно, с применением покровного флюса (бура, оконное стекло, смесь оконного стекла (90%) и полевое шлата (10%) и др.) вместо древесного угля. Для выплавки алюминиевых бронз лучшим является флюс, состоящий из криолита и кальцинированной соды, взятых в равных долях по массе.

В связи с трудноудаляемостью из расплава окислов алюминия, образующихся в процессе плавки, расплав алюминиевой бронзы рафинируют хлористым марган-

цем ($0,2 \dots 0,4\%$ от массы металлозавалки) или, что менее желательно, путём продувки хлора через расплав.

Пример 8.14. (Технология плавки латуни ЛКС 80-3-3). Выплавку латуни осуществляют как из чистых материалов, так и вторичных сплавов, отходов и возврата собственного производства. При выплавке любых латуней, цинк и свинец вводят после полного расплавления основной части шихты. В связи с интенсивным насыщением газами плавку латуней не проводят в восстановительной среде или под слоем древесного угля.

Плавку латуней в ИТП проводят без использования покровных флюсов. При плавке латуни в печах других типов для наведения покровного флюса используют буру или битое стекло.

Для выплавки латуни ЛКС 80-3-3 в ИТП в тигель печи необходимо загрузить навески меди, отходов и возврата собственного производства, включить печь на максимальную мощность и, после расплавления шихты, в расплав ввести медно-кремнистую лигатуру, цинк и свинец.

Нагреть расплав до $1150 \dots 1160^\circ\text{C}$, для его дегазации выделяющимися из расплава парами цинка (время выдержки расплава при температуре $1150 \dots 1160^\circ\text{C}$ — $10 \dots 15$ мин).

По прошествии указанного времени охладить расплав в печи до $1050 \dots 1100^\circ\text{C}$ и ввести в него навеску цинка из расчёта 1% от массы металлозавалки печи для компенсации испарившегося цинка в процессе дегазации.

После ввода в расплав цинка из печи отбирают пробу на содержание газов в расплаве. Для этого расплав заливают в стальной стаканчик и визуально наблюдают за изменением объема расплава в стаканчике. В случае избыточного содержания газов в расплаве кристаллизация сплава в стаканчике сопровождается увеличением его объёма.

В этом случае дегазацию сплава проводят путём охлаждения ("замораживания") расплава до температуры кристаллизации с последующим быстрым нагревом до технологической температуры и выпуском расплава из печи.

В случае выплавки латуни из шихты, в которой содержание отходов и возврата менее 40% , плавку начинают вести с расплавления свежих материалов с раскислением фосфористой медью из расчёта $0,2 \dots 0,3\%$ от массы чистой меди в шихте. Загрузку в печь вторичных материалов (отходов и возврата) осуществляют в конце плавки.

Пример 8.15. (Технология плавки латуни марки ЛМЦКА 58-2-1-1). Плавку латуни марки ЛМЦКА 58-2-1-1 проводят в индукционной тигельной печи типа ИСТ с графитовым тиглем или кислой футеровкой. Шихтовые материалы: отходы собственного производства, возврат, медь, кремний или лигатура.

Если плавку проводят в графитовом тигле, то его предварительно нагревают до $750 \dots 800^\circ\text{C}$, после чего в тигель загружают шихту и повышают мощность печи. С момента начала плавления шихты в тигель засыпают $50 \dots 100$ г древесного угля.

Если плавку проводят в печи с кислой футеровкой, то после загрузки шихты в тигель засыпают бой оконного стекла.

После полного расплавления шихты температуру расплава повышают до $1060 \dots 1090^\circ\text{C}$ и вводят в него навеску алюминия. После ввода навески алюминия расплав тщательно перемешивают графитовым стержнем и вводят в него в $2 \dots 3$ приёма навеску цинка.

После ввода цинка температуру расплава повышают до $1060 \dots 1090^\circ\text{C}$, скачивают шлак с зеркала расплава в тигле и выпускают в ковш, предварительно нагретый до $750 \dots 980^\circ\text{C}$.

Примеры технологий плавок лигатур для медных сплавов. Для плавки медных сплавов широко используют двойные и тройные лигатуры, характеристики которых приведены в табл. 8.58.

Таблица 8.58
Характеристики лигатур, используемых при плавке сплавов на основе меди

Лигатура	Содержание основных химических элементов, % (по массе)	Температура плавления лигатуры, °С
Медно-марганцевая	73Cu, 27Mn	860
Медно-бериллиевая	85-93 Cu, 7-15 Be	900
Медно-железная	90-95 Cu, 5-10 Fe	900
Медно-кремнистая	84Cu, 16Si	800
Медно-кремнистая	75Cu, 25Si	1000
Медно-сурьмянистая	62Cu, 38Sb	680
Медно-оловянная	50Cu, 50Sn	780
Медно-никелевая	67-85 Cu, 15-33 Ni	1050-1090
Медно-алюминиевая	50Cu, 50Al	580
Алюминиево-медно-никелевая	50Al, 40Cu, 10Ni	670
Алюминиево-медно-марганцевая	50Al, 40Cu, 10Mn	650
Алюминиево-медно-железная	70Al, 20Cu, 10Fe	830
Медно-фосфористая	90-93 Cu, 7-10 P	900-1020

Использование лигатур при плавке сплавов преследует те же цели, что и использование ферросплавов при плавке сталей и чугунов, а именно: снижение угара легирующих элементов в процессе плавки сплава, сокращение длительности плавки, повышение чистоты сплава по H.V. и растворённым в нём газам, и т.п.

В настоящее время лигатуры для плавки легкоплавких цветных сплавов готовят как на специализированных предприятиях, так и непосредственно в литейном цехе.

В литейном цехе, с точки зрения экономии сырья, времени и энергоносителей, приготовление лигатуры наиболее целесообразно осуществлять в ИТП.

Пример 8.16. (Медно-фосфористая лигатура или фосфористая медь).

- загрузить в керамический тигель навеску смеси мелкой медной стружки и красного фосфора;

- тигель герметично закрыть крышкой;

- установить тигель в рабочее пространство электрической печи сопротивления камерного типа;

- включить печь и довести температуру навески в тигле до 350...360°C;

- при данной температуре смесь меди и фосфора выдержать в течение 4...5 часов;

- охладить спёкшуюся массу в печи до 20...50°C;

- извлечь тигель из печи, снять с него крышку и извлечь из тигля спёкшуюся массу.

Охлаждённую массу (фосфористую медь) прессуют под прессом в брикеты определенной формы и размеров.

Пример 8.17. (Медно-кремнистая лигатура).

- в разогретый до 600...700°C тигель печи загрузить навеску меди;

- расплавить медь и довести температуру расплава до 1170...1200°C;

- при перемешивании небольшими порциями загрузить в печь кристаллический кремний (загрузку последующей порции кремния проводить после полного растворения предыдущей);

- после растворения всей навески кремния расплав тщательно перемешать графитовой мешалкой;

- раскислить расплав фосфористой медью в количестве 0,1% от массы шихты и выдержать в печи 3...5 мин;

- готовую лигатуру разлить в предварительно нагретые до 150...250°C чугунные изложницы.

Пример 8.18. (Медно-алюминиевая лигатура).

Вариант 1.

- в разогретый до 600...700 °С тигель печи загрузить медь и 10...15% от массы меди, алюминия;

- расплавить первую порцию загруженной шихты;

- оставшуюся часть навески алюминия подогреть до 150...250°C и при постоянном перемешивании графитовой мешалкой (щестом) порционно добавлять в расплав;

- по окончании расплавления всей навески алюминия расплав охладить до 700°C и рафинировать с использованием обезвоженного хлористого цинка и хлористого марганца при тщательном перемешивании;

- лигатуру разлить при 670...700°C в подогретье до 150...250°C чугунные изложницы.

Вариант 2.

При наличии двух плавильных агрегатов приготовление лигатуры ведут по следующей технологической схеме.

В отдельных печах плавят медь и алюминий (60...70% от массы навески алюминия). Температуру расплава меди доводят до 1150...1250°C, а температуру расплава алюминия – до 680...700°C. После полного расплавления металлов медь, тонкой струей при постоянном перемешивании вливают в расплав алюминия. По окончании заливки меди в расплав дают остаток навески алюминия, предварительно нагретого до 120...160°C. Ввод оставшейся относительно холодной части навески алюминия резко понижает температуру расплава в печи до 700...720°C (до температуры выпуска расплава лигатуры из печи).

Финишные операции плавки лигатуры (рафинирование и разливку) проводят по схеме, изложенной в варианте 1.

Пример 8.19. (Медно-железная лигатура).

- в разогретый до 600...700°C тигель печи загрузить навеску меди;

- расплавить медь и довести температуру расплава до 1150...1200°C;

- порционно ввести в расплав мелкие куски железа;

- после полного растворения железа сплав перемешать графитовой или стальной мешалкой;

- лигатуру разлить в подогретье до 150...250°C чугунные изложницы.

Пример 8.20. (Алюминиево-медно-никелевая лигатура).

- в разогретый до 600...700°C тигель печи загрузить навеску меди;

- расплавить медь и раскислить её фосфористой медью;

- в расплав ввести предварительно подогретье до 150...250°C алюминий в количестве 15...20% от массы меди;

- повысить температуру расплава до 1150°C и, порционно, ввести в расплав предварительно нагретые до 150...250°C небольшие куски никеля;

- после полного растворения никеля в расплав порционно ввести оставшуюся часть навески алюминия, предварительно нагретого до 150...250°C;

- сплав тщательно перемешать графитовой мешалкой и разлить в подогретье до 150...250°C чугунные изложницы.

8.7. Плавка алюминиевых сплавов

В цехах литья по выплавляемым моделям для плавки алюминиевых сплавов используют индукционные печи с железным сердечником типа ИЛО-0,75 либо ИТП промышленной частоты типа ИПА или ИСТ с чугунными и карборундовыми тиглями, а также тиглями, изготовленными на основе графита. Кроме того, для выплавки алюминиевых сплавов в цехах литья по выплавляемым моделям используют электрические тигельные печи сопротивления типа САТ или ПП.

Схема плавильного узла печи ИПА представлена на рис. 8.22 (на рис. 8.22 обозначены: 1 – тигель; 2 – теплоизоляция; 3 – индуктор; 4 – гидравлический подъемник), а технические параметры печей типа ИПА приведены в табл. 8.59.

Технические параметры индукционных тигельных печей ИПА-250 и ИПА-500

Параметры	Значения	
	ИПА-250	ИПА-500
Средняя мощность печи, кВт	70	120
Мощность конденсаторных батарей, кВт	190	320
Средняя сила тока сети, А	270	400
Средняя сила тока сети, А	0,25	0,50
Металлоёмкость тигля, т	110	110
Металлоёмкость в горячем тигле, мин	130	273
Время плавки в горячем тигле, мин	70	75
Производительность печи, кг/ч	450	400
КПД, %	70	75
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	1,5x2,0x1,6	1,5x2,0x2,0
Габаритные размеры печи, м: длинаxширинаxвысота		

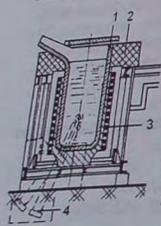


Рис. 8.22. Плавильный узел печи ИПА

Как правило, на большинстве отечественных предприятий при плавке алюминиевых сплавов в индукционных тигельных печах промышленной частоты типа ИПА используют тигельные вые или чугунные тигли. При этом графитовые тигли графитоживают значительно меньшее количество плавки, чем чугунные. Тем не менее, основное преимущество графитовых тиглей перед чугунными состоит в том, что сплавы, выплавляемые в них, не насыщаются железом, а нагрев сплавов в графитовом (графитошамотном, графитокорборундовом) тигле можно осуществлять до более высокой температуры.

При выплавке алюминиевых сплавов, из числа используемых тиглей, в ИТП наиболее стойкими являются карборундовые тигли, о чём свидетельствуют данные, приведенные в табл. 8.60.

Сравнительная характеристика тиглей

Таблица 8.60

Материал тигля	Термостойкость тигля, °С	Относительная длительность непрерывной эксплуатации тигля металлоёмкостью 250 кг (по алюминию)
Чугун	800	1
Графит	1300	0,4–0,5
Графитошамот	1300	0,5–0,8
Карборунд	1600	3–5

Чугунные тигли, в отличие от графитовых и карборундовых, прочнее и дешевле. С целью предотвращения насыщения расплавов железом и увеличения срока службы чугунные тигли изнутри покрывают (окрашивают) защитным слоем огне-

упорной краски, состоящей (по массе) из 60% порошка кварцевого песка или периклаза, 30% огнеупорной глины и 10% жидкого стекла, либо 25% мела, 25% окиси цинка, 50% воды и, сверх 100%, 5% жидкого стекла, либо 67% мела, 3% жидкого стекла и 30% воды. В процессе работы чугунные тигли окрашивают не реже одного раза в сутки. Для окрашивания перед началом работы внутреннюю поверхность тигля очищают от остатков металла и шлака, нагревают до 180...210°С и, с помощью кисти, тонким равномерным слоем наносят огнеупорную краску. После нанесения огнеупорной краски, тигель медленно нагревают до 500...600°С и загружают в него очередную порцию шихты.

Для плавки алюминиевых сплавов в печи ИЛО-0,75 (см. рис. 8.20) её футеруют шамотокварцитной смесью либо смесью, содержащей, например (по массе) 56% молотого фарфорового боя, 35% огнеупорной глины и 9% сернокислого бария, или смесью, содержащей 62...63% молотого боя шамотного кирпича, 35% огнеупорной глины и 2...3% буры. Стойкость таких футеровок достигает 3000 плавков.

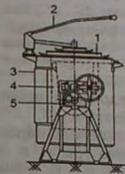


Рис. 8.23. Схема печи САТ

Следует отметить, что при плавке алюминиевых сплавов в печи ИЛО-0,75 происходит периодическое "зарастание" канала печи окисью алюминия, что понижает производительность печи и требует её регулярной очистки (1...2 раза в смену).

Печи САТ (см. рис. 8.23, где обозначены: 1 – крышка, 2 – рычаг механизма подъема крышки, 3 – корпус печи, 4 – тигель; 5 – механизм наклона печи) используют как для выплавки алюминиевых сплавов, так и для выплавки магниевых сплавов. При этом печи типа САТ используют при относительно небольших объемах выпуска литья. Плавку сплавов в печах типа САТ осуществляют в чугунном или карборундовом тигле, нагреваемом нихромовыми спиралями, размещёнными на боковой поверхности рабочей камеры печи и запитанных электроэнергией непосредственно от щитовой электросети. Температура в печах типа САТ регулируется автоматически и регистрируется самопишущим потенциометром, укомплектованным хромель-алюмелевой термопарой, установленной в рабочем пространстве печи. КПД печей типа САТ значительно ниже КПД индукционных печей, однако, в отличие от ИТП, в печах типа САТ не происходит бурного перемешивания расплава в процессе плавки, что предупреждает замешивание значительных количеств окислов алюминия с зеркала металла вглубь расплава. Технические параметры электрических тигельных печей сопротивления типа САТ приведены в табл. 8.61.

Технические параметры электрических тигельных печей сопротивления типа САТ

Таблица 8.61

Параметры	Значения	
	САТ-0,16	САТ-0,25
Установленная мощность, кВт	40	50
Номинальная температура расплава, °С	750	750
Номинальное напряжение, В:		
питающей сети / цепей управления / на нагревателях	380 / 220 / 138	380 / 220 / 155
Ёмкость тигля (по алюминию), кг	160	250
Номинальная потребляемая мощность, кВт	35	42
Мощность холостого хода, кВт	6,5	7
Скорость плавки при расплавлении и перегреве, т/ч	0,1	0,125
Удельный расход электроэнергии (при расплавлении и перегреве до 750°С), кВт·ч/т	350	336
Время разогрева электропечи до установившегося режима, ч	3	2,5
Масса электропечи / шкафа управления, кг	1025 / 118	1100 / 118

Помимо печей типа СА для выплавки алюминиевых сплавов используют гальвальные электрические печи сопротивления типа ПП с графитокорбундовыми электродами. В печах типа ПП установлены нагревательные элементы спирального типа в керамических трубках. Контроль и регулировка температуры осуществляется совместно с силовыми тиристорными модулями.

Электропечи типа ПП оснащены гидравлическими приводами, что дает возможность регулировать скорость и угол наклона печи при выпуске расплава. Технические параметры печей типа ПП приведены в табл. 8.62.

Технические параметры печей типа ПП

Тип печи	Металлоёмкость тигля, кг (по алюминию)	Максимальная температура в печи, °С	Таблица 8.62	
ПП 450М	150	1100	Мощность кВт	
ПП 1000М	300			38
				65

Для выплавки алюминиевых сплавов в качестве шихтовых материалов используют чистые металлы, лигатуры, первичные сплавы, отходы и возврат.

Для выплавки сплава из лигатур и первичных металлов, в тигель печи, в первую очередь, загружают алюминий, первичные металлы, затем тигель печи, в последнюю очередь легкоокисляющиеся элементы (магний, цинк и т. п.). В случае использования первичных сплавов — их загружают в первую очередь, в первую очередь, используя отходы и возврат, в первую очередь. При плавлении используют чешуеобразные материалы, затем отходы и возврат. Остальное количество шихты (чешуевый металл и лигатуры) вводят в печь после полного расплавления первой порции шихты. Перед вводом в печь все шихтовые материалы предварительно нагревают до 120...200 °С с целью удаления влаги с их поверхности.

Для проведения одновременного рафинирования и защиты алюминиевых сплавов от контакта с атмосферой используют покровные флюсы. Покровные флюсы в процессе плавки, должны предохранять расплав от контакта с атмосферой и обладать при этом меньшей, чем расплав, плотностью, минимальной гигроскопичностью, обеспечивать равномерность слоя на зеркале расплава, легко отделяться от металла в процессе их удаления с поверхности расплава.

Как правило, в состав покровных флюсов входят хлористые соли и 10...15% фторидов (криолит, фтористый натрий и калий). Обработка алюминиевых сплавов фторсодержащими флюсами весьма эффективна и позволяет достичь практически такой же чистоты расплава, какой достигают при обработке расплавов газобразным хлором.

Высокремнистые алюминиевые сплавы подвергают обязательному модифицированию с целью повышения их пластических свойств. Для этой цели в качестве модификатора используют смесь хлористых и фтористых солей калия и натрия. Например, высококремнистые алюминиевые сплавы при температуре расплава 750...780 °С модифицируют смесью, состоящей из (по массе) 65...67% NaF и 35...33% NaCl. Для модифицирования, смесь интенсивного замешивают в расплаве в течение 2...3 минут, с последующей выдержкой под флюсом в течение 12...15 минут.

Достаточно распространенным флюсом является смесь солей, содержащая (по массе): 25% NaF, 62,5% NaCl, 12,5% KCl (температура плавления флюса ~606 °С), или смесь, содержащая: 35...40% NaF, 50...47,5% NaCl, 15...12,5% KCl (температура плавления флюса ~730 °С).

В последнем случае для более полного удаления остатков флюса с зеркала расплава в печи после модифицирования используют фтористый натрий в количестве 0,03...0,5% от массы сплава.

В отдельных случаях для модифицирования используют металлический натрий из расчета 0,1% от массы сплава. Несмотря на высокую эффективность модифицирования металлическим натрием, его использование в литейных цехах ограничено. Ограниченность использования металлического натрия, прежде всего, связана с особенностями его хранения и пирозффектом, сопровождающим процесс усвоения натрия в расплаве алюминиевого сплава.

Кроме того, недостатком модифицирования силуминов натрием (металлическим или его солями) является ограниченное время его модифицирующего действия (20...25 минут), связанное с выгоранием натрия из расплава. Более длительное сохранение эффекта модифицирования, в том числе и после переплава, обеспечивается модифицированием силуминов стронцием (0,04% от массы сплава) при температуре 750...770 °С.

Одновременную дегазацию и модифицирование сплавов системы алюминий-магний проводят под слоем фторцирконата калия при температуре 750 °С в течение 10...15 минут. При этом расход фторцирконата калия составляет 1% от массы модифицируемого сплава.

В результате модифицирования фторцирконатом калия резко изменяется зерно и снижается пористость отливок. Наибольший эффект модифицирования достигается при содержании в сплаве 0,03...0,13% циркона.

Универсальные флюсы используют для одновременного рафинирования и модифицирования расплавов алюминиевых сплавов.

В состав универсальных флюсов входят: криолит, фтористый натрий, хлористые калий и натрий. В процессе использования каждый из компонентов универсального флюса несёт определенную функциональную нагрузку. Хлористые соли натрия и калия обеспечивают легкоплавкость флюса и его модифицирующее воздействие, криолит является основным рафинирующим элементом, фтористый натрий повышает эффективность рафинирования криолитом и оказывает модифицирующее действие на расплав. При этом универсальные флюсы способны как раскислять (до 11...12% от собственной массы).

Составы некоторых универсальных флюсов приведены в табл. 8.63.

Составы универсальных флюсов

Таблица 8.63

№	Содержание вещества, % (по массе)				Температура плавления флюса, °С	Температура расплава в печи при его модифицировании, °С
	NaF	NaCl	Na ₃ AlF ₆	KCl		
1	60	25	15	-	850	760-820
2	40	45	15	-	780	750-770
3	30	50	10	10	730	720-740
4	-	30	23	47	700	690-730

При всех прочих равных условиях, при выборе того или иного флюса учитывают и максимально допустимую температуру перегрева модифицируемого сплава. При этом температура плавления флюса должна быть несколько ниже температуры перегрева модифицируемого расплава.

Перед использованием смеси солей (флюс) просушивают при 200...210 °С в течение не менее 5 часов. В тигель печи флюс вводят в виде порошка либо расплава. Расход флюса составляет 2...2,5% от массы выплавляемого сплава.

Пример 8.21. (Технология плавки сплава АК12 (АЛ2).

- нагреть тигель печи до 700...750°C;
- загрузить в печь подогретую лигатуру алюминий-кремний и отходы собственного производства, расплавить шихту (в период расплавления шихты температура жидкого металла не должна превышать 700°C);
- после полного расплавления шихты нагреть расплав до 710...730°C, убрать с зеркала расплава образовавшийся шлак и рафинировать хлористым цинком в количестве 0,1% от массы сплава;
- очистить зеркало расплава от шлака и окислов;
- повысить температуру расплава до 760...780°C;
- модифицировать сплав тройным модификатором в количестве 1,5...2,0% от массы сплава;

- выдержать расплав под слоем флюса в течение 12...15 минут;
- образовавшуюся корку флюса на зеркале расплава в тигле "рубить" и замешивать в течение 2 минут на глубину до 15 см от поверхности расплава в тигле;
- снять флюс с зеркала расплава и провести выпуск металла.

Пример 8.22. (Технология плавки сплавов АК9ч (АЛ4), АК9М (АЛ5) и АК7ч (АЛ9). В отличие от технологии плавки сплава АК12, технология плавки сплава АК9ч отличается введением в него легирующих добавок – марганца и магния, для сплава АК9М – магния и меди, для сплава АК7ч – магния.

При плавке сплава АК9ч, в первую очередь, в печь загружают чушки алюминия и силумина, затем лигатуру алюминий-марганец и воззрат. После расплавления шихты проводят рафинирование расплава и повышают его температуру до 720...730°C.

При этой температуре в расплав с помощью колокольчика вводят магний, после чего расплав модифицируют и разливают.

Отличие плавки сплава АК9М от плавки сплава АК12 состоит в том, что лигатуру алюминий-медь загружают в печь после загрузки чушкового силумина, а магний вводят перед модифицированием.

Для сплава АК7ч ввод магния в расплав осуществляют после его рафинирования.

Пример 8.23. (Технология плавки сплавов АМг10ч (АЛ27-1) и АМг6л (АЛ23). Плавка сплавов данной группы имеет ряд особенностей, связанных с требованиями по содержанию примесей железа и кремния.

Плавку данных сплавов необходимо вести только в графитовых тиглях с использованием плавильно-разливочного инструмента из графита или титана.

В качестве шихтовых материалов используют алюминий высокой чистоты, магний и лигатуры алюминий-бериллий, алюминий-титан и алюминий-цирконий. Допускается использование в шихте (до 60%) возврата собственного производства.

Порядок ведения плавки.

В разогретый до 700...750°C графитовый тигель загрузить чушки алюминия и лигатуры алюминий-бериллий. Расплавить загруженную шихту.

При использовании возврата его загружают в печь до загрузки оставшейся части навесок лигатур.

При температуре 670...700°C загрузить в печь лигатуры алюминий-титан и алюминий-цирконий. После полного растворения лигатур расплав перемешать и при 670...700°C ввести в него магний с помощью колокольчика. Рафинировать сплав.

Снять шлак с зеркала расплава и разлить сплав по формам.

Приготовление лигатур для алюминиевых сплавов. Для приготовления лигатур используют любые плавильные агрегаты, обеспечивающие достижения температуры, требуемой для их плавления.

Характеристики лигатур, используемых при плавке сплавов на основе алюминия, приведены в табл. 8.64.

Характеристики лигатур для алюминиевых сплавов

Таблица 8.64

Лигатура	Содержание основных химических элементов, % по массе (остальное – Al)	Температура ликвидус лигатуры, °С
Алюминиево-кремнистая	12–15 Si	620–640
	15–20 Si	640–720
	25 Si	800
Алюминиево-медная	45–50 Cu	570–600
	50–55 Cu	600–800
Алюминиево-магниева	9–11 Mg	560–640
Алюминиево-марганцевая	9–11 Mn	770–800
Алюминиево-бериллиевая	2–3 Be	720–780
Алюминиево-никелевая	9–11 Ni	680–730
	18–20 Ni	780–800
Алюминиево-железная	9–11 Fe	800–850
Алюминиево-титановая	2–4 Ti	820–890
Алюминиево-циркониевая	3–4 Zr	820–830
Алюминиево-хромовая	3–4 Cr	770–800
Алюминиево-кобальтовая	5–15 Co	800–910
Алюминиево-молибденовая	5–8 Mo	910–1100
Алюминиево-медно-никелевая	35–45 Cu, 15–25 Ni	700–740
Алюминиево-медно-марганцевая	35–45 Cu, 9–11 Mn	630–670
Алюминиево-бористая*	2–5 B	750–950

Примечание. * – лигатура для модифицирования. Все остальные лигатуры предназначены для легирования алюминиевых сплавов.

Основные параметры технологии плавки наиболее часто используемых лигатур представлены в табл. 8.65.

Основные параметры технологии плавки лигатур для алюминиевых сплавов

Таблица 8.65

Лигатура	Температура алюминия в печи при вводе второго элемента, °С	Размер кусков легирующих элементов, мм	Способ ввода легирующих элементов	Разливка лигатуры
1	2	3	4	5
Al-Si	850–880	20–30	Завернуть кусочки Si в алюминиевую фольгу и порционно растворить с помощью графитового колокольчика	По окончании растворения последней порции Si рафинировать и разлить по изложницам
Al-Mn	900–1000	3–5	См. Al-Si	Разлить по изложницам слоем толщиной не более 20 мм

1	2	3	4	5
Al-Fe	900-1100	Железная стружка, тонкая проволока, лист (армико-железо или железо марок У03, У05, У06)	В завалку печи совместно с чушками алюминия	Тщательно перемешать, рафинировать хлористым цинком, разлить по изложницам слоем толщиной до 25 мм
Al-Ti	1000-1200	Титановая губка, стружка, кусковые отходы титановых сплавов	В расплав под слой флюса	Тщательно перемешать, рафинировать хлористым марганцем в количестве 0,1% от массы расплава, понизить температуру до 900–950°C, разлить по изложницам
Al-Cu (Al-Ni)	850-880	Лист катодной меди (никеля) рубленый на куски шириной 10–30 мм и длиной 100–200 мм	После расплавления алюминия, предварительно нагрев до 300-400°C	См. Al-Fe. Перемешивание продолжать вплоть до момента разлива
Al-Co (2-3%) Co	900-950	Мелкие куски кобальта марки К0, К1А, К1А, К1, К2	В расплав под слой флюса	Тщательно перемешать, разлить по мелким изложницам
Al-Co (5-7%) Co	1300-1500	Хлорид кобальта	В расплав	
Al-Cu-Mg	850-880	По меди см. лигатуру Al-Cu, Mg-кусковую 10–20 мм	По меди см. лигатуру Al-Cu, Mg ввести в ковш непосредственно перед заливкой в изложницы	См. Al-Cu
Al-Be	1100-1200	3-5	В жидкий алюминий порционно, предварительно нагрев до 150–200°C, при постоянном перемешивании под покровным флюсом: 65% ВаCl ₂ + 35% ВаF или 60% ВаCl ₂ +40% КСl. Плавку проводят в графитовом тигле	После скачивания флюса с зеркала расплава в тигле разлить по изложницам
Al-B [175]	>800	Прессованный прут из смеси порошка алюминия (70–75%) и карбида бора (30–35%)	В жидкий алюминий с последующим повышением температуры до 1400–1500°C	Тщательно перемешать, разлить по мелким изложницам

8.8. Плавка магниевых сплавов

Выплавку магниевых сплавов, как и сплавов алюминиевых, в цехах литья по выплавляемым моделям проводят в индукционных тигельных печах промышленной частоты типа ИПМ со стационарным тиглем из низкоуглеродистой стали, тигельных электрических печах сопротивления типа САТ или тигельных печах с газовым нагревом. Схема тигельной печи с газовым нагревом представлена на рис. 8.24, а

схема плавильного узла печи ИПМ представлена на рис. 8.25. Технические параметры печи ИПМ приведены в табл. 8.66.

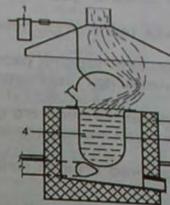


Рис. 8.24. Схема тигельной печи с газовым нагревом:
1 – устройство для подачи сернистого ангидрида или элегаза;
2 – теплоизоляционная футеровка печи;
3 – стальной тигель; 4 – расплав

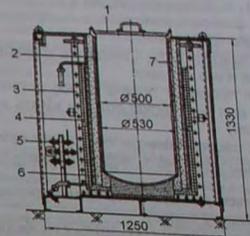


Рис. 8.25. Плавильный узел печи ИПМ:
1 – крышка; 2 – стальной тигель;
3 – магнитопровод; 4 – индуктор;
5 – клеммник; 6 – молотый периклаз;
7 – стальной цилиндр

Технические параметры индукционной тигельной печи ИПМ-350

Параметры	Значения
Средняя мощность печи, кВт	100
Мощность конденсаторных батарей, кВт·А	420
Средняя сила тока сети, А	260
Металлоёмкость тигля (по магнию), кг	350
Время плавки в горячем тигле, мин	110
Производительность печи, кг/ч	210
КПД, %	83
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	450
Габаритные размеры, м: длина×ширина×высота	1,25×1,25×1,5

В качестве шихтовых материалов для плавки магниевых сплавов используют первичные металлы и сплавы в чушках, возврат, лигатуры, соли (хлористый марганец, фторидрофосфат калия и др.), флюсы и модификаторы (мел, магнезит, гексахлорэтан и др.). При разливе готового сплава для защиты зеркала расплава в тигле от окисления взамен флюса применяют порошкообразную серу, сернистый ангидрид или шестифтористую серу (SF₆ – элегаз).

Флюсы. В жидком состоянии магний и его сплавы активно окисляются кислородом воздуха, что сопровождается воспламенением расплава. Во избежание этого, при плавке магниевых сплавов используют покровные или рафинирующие флюсы либо флюсы универсальные, выполняющие одновременно функции покровных и рафинирующих.

Покровные флюсы применяют для защиты сплава от окисления и предупреждения возгорания расплавленного магния в тигле. Эти флюсы, как правило, представляют собой смеси фтористых и хлористых солей. Рафинирующие флюсы используют с целью улучшения качества сплавов путём их очистки от Н.В.

Помимо покровных и рафинирующих флюсов для плавки магниевых сплавов используют флюсы вспомогательные, в частности карналлит (карналлит используется для промывки ковшей и другого плавильного инструмента).

К флюсам, используемым при плавке магния и его сплавов, предъявляют следующие требования:

- температура плавления флюса должна быть ниже температуры плавления магния и его сплавов;
- в процессе плавки флюс должен полностью покрывать зеркало расплава в тигле, для чего флюс должен иметь высокую жидкотекучесть при температуре применения;
- в расплавленном состоянии при температурах плавки магния и его сплавов флюс должен иметь высокую вязкость для удобства его удаления с зеркала расплава;
- флюс должен быть химически инертным по отношению к тиглю печи и выплавляемому сплаву;
- флюс должен смачивать стенки тигля;
- плотность флюса при температуре 700...800°C должна быть несколько большей плотности самого сплава для обеспечения оседания частиц флюса, находящихся во взвешенном состоянии в расплаве;
- флюс должен обладать высокой рафинирующей способностью.

Составы, расход и назначение флюсов, наиболее часто используемых при плавке магния и его сплавов, приведены в табл. 8.67.

Флюсы для плавки магниевых сплавов

Таблица 8.67

п/п	Состав флюса, % (по массе)	Расход флюса (% от массы сплава)	Назначение и характеристика флюса
1	2	3	4
1	34 MgCl ₂ , 55 KCl, 9 BaCl ₂ , 2 CaCl ₂	6-10 13-20	Производство предварительных сплавов из металлов повышенной чистоты. Высокая жидкотекучесть и отделяемость от сплава. Приготовление рабочих сплавов, переплав отходов.
2	38-46 MgCl ₂ , 32-40 KCl, до 8 (NaCl+CaCl ₂), 5-8 BaCl ₂ , 1,5 MgO	10-20	Производство предварительных и рабочих сплавов, переплав отходов. Высокая жидкотекучесть и отделяемость от сплава. В стационарный тигель флюс загружается одновременно
3	Флюс ВИ 2: 38-46 MgCl ₂ , 32-40 KCl, до 8 (NaCl+CaCl ₂), 5-8 BaCl ₂ , 1,5 MgO, 3-5 CaF ₂	10-20	Производство предварительных и рабочих сплавов. Средняя жидкотекучесть, хорошая рафинирующая способность. Может использоваться для промывки ковшей и обработки плавильного инструмента.
4	Плавильный карналлит: 40-48 MgCl ₂ , 34-42 KCl, до 8 (NaCl+CaCl ₂), до 1,2 MgO	-	Переплав стружки с последующим добавлением CaF ₂ . Большая жидкотекучесть, низкая плотность. Применяется как основа для приготовления других флюсов (ВИ2, ВИ3). Используется для промывки ковшей и обработки плавильного инструмента.

Окончание табл. 8.67

1	2	3	4
5	Флюс ВИ 3: 34-40 MgCl ₂ , 25-36 KCl, до 8 (NaCl+CaCl ₂), 15-20 CaF ₂ , 7-10 MgO	2-5	Универсальный флюс. Преимущественно используется для плавки магниевых сплавов в выемных тиглях. Легко удаляется с зеркала расплава перед разливкой за счёт перехода в процессе рафинирования сплава из жидкого в твердое состояние.
6	ВИАМ 8: 17,5 MgF ₂ , 15 AlF ₃ , 17,5 CaF ₂ , 50 B ₂ O ₃	5-10	Бесхлоридный универсальный флюс.
7	23 KCl, 72 MnCl ₂ , 2,5 BaCl ₂ , 2,5 CaF ₂	Определяется количеством вводимого в сплав марганца	Применяется для ввода марганца в сплав из хлористого марганца при плавке сплавов в стационарных тиглях, а также совместно с защитными и рафинирующими флюсами.
8	76 MnCl ₂ , 13 CaF ₂ , 11 MgO	Определяется количеством вводимого в сплав марганца	Применяется для ввода марганца в сплав из хлористого марганца при плавке сплавов в выемных тиглях, а также совместно с защитными и рафинирующими флюсами.
9	85 Na ₂ B ₄ O ₇ , 15 B ₂ O ₃	0,5-1,0	Применяется в качестве покровного флюса до и после рафинирования сплавов флюсами ВИ2 и ВИ3 в выемных тиглях. При перегреве до 850-900°C на зеркале расплава образует легко отделяемую корку.
10	50 MgF ₂ , 50 B ₂ O ₃	0,5-1,0	Применяется для рафинирования сплавов и в сочетании с другими флюсами обеспечивает лёгкость их удаления с зеркала расплава при выпуске металла из печи.
11	85-75 LiCl, 15-25 LiF	-	Используется для плавки магниво-литиевых сплавов
12	Флюс Б: 18-23 MgCl ₂ , 30-40 KCl, 30-35 BaCl ₂ , 3-6 CaF ₂	2-7	Используется для плавки сплава МЛ10

Все приведенные в табл. 8.67 флюсы – гигроскопичны. В связи с этим флюсы после высокотемпературной сушки хранят в сухих герметичных ёмкостях (Использование сырых флюсов может привести к взрыву и возгоранию магниевого расплава).

Модифицирование магниевых сплавов.

Магниевые сплавы модифицируют с целью измельчения их структуры и повышения механических свойств металла в отливках. При этом особенностью магниевых сплавов является измельчение зерна в отливках с повышением температуры перегрева расплава, что не характерно для других видов сплавов.

В цехах литья по выплавляемым моделям модифицирование магниевых сплавов проводят преимущественно металлургическими методами. Для сплавов системы Mg-Al-Zn к числу металлургических методов модифицирования относятся:

- перегрев и изотермическая выдержка расплава;
- обработка расплава углеродистыми веществами;
- обработка расплава хлором и его соединениями;
- обработка расплава добавками, способствующими образованию в нём тугоплавких соединений;
- обработка расплава кальцием.

При модифицировании перегревом расплава после рафинирования нагревают до 850 или 900 °С и выдерживают при данной температуре, в течение 15...20 или 10...15 мин соответственно. После высокотемпературной изотермической выдержки температуру расплава понижают до технологической.

Другим способом модифицирования является использование в качестве выдерживающих, углеродсодержащих веществ, к числу которых относятся: мел, мрамор, магнезит.

Перед модифицированием мел или мрамор (CaCO_3) просушивают до содержания в них влаги менее 1%. Просушенные материалы размалывают и просеивают через сито с ячейкой 0,2...0,5 мм. Модифицирование проводят при температуре расплава 760...780 °С путём погружения модификатора в расплав и выдержки его в течение 5...8 мин до полного прекращения газовой выделения из расплава с последующим отставанием расплава при данной температуре в течение 10...40 мин (в зависимости от массы сплава в тигле).

Для ввода модификатора в расплав мел в виде порошка, или мелкую крошку мрамора заворачивают в пакет, изготовленный из тонкой бумаги. Пакет помещают в "колокольчик", который погружают в расплав на половину глубины ванны расплава в тигле. Расход мела (мрамора) составляет 0,5...0,6% от массы расплава в тигле.

Модифицирование магнезитом (MgCO_3) проводят до рафинирования расплава при температуре 720...730 °С в течение 8...12 мин, с последующим отставанием расплава в течение 10...40 мин. Перед модифицированием магнезит отстаивают до влажности не более 1% и дробят на куски размером 10...25 мм.

Помимо твердых модификаторов, в плавке магниевых сплавов также используют жидкие (четырёххлористый углерод — CCl_4) и газообразные (хлор) вещества. При этом следует отметить особую токсичность данных материалов. Возгоняясь, четырёххлористый углерод образует ядовитый газ — фосген, который более токсичен, чем чистый хлор. В связи с этим при модифицировании следует отдавать предпочтение более экологически безопасным материалам и продуктам их разложения или возгонки.

Общая технологическая схема плавки магниевых сплавов. Плавку магниевых сплавов, как правило, проводят в ИТП промышленной частоты типа ИПМ с железным стационарным тиглем.

Перед плавкой тигель нагревают до 400...500 °С и на его внутреннюю поверхность наносят защитную краску, состоящую (по массе) из 3% H_2BO_3 , 7% графита, 25% мела и 65% воды. Толщина слоя краски на поверхности тигля — до 0,5 мм. После высыхания краски дно и стенки тигля покрывают флюсом ВИ2 и загружают шихту, предварительно нагретую до 120...150 °С.

Для предупреждения возгорания расплава плавку ведут под покровным либо покровно-рафинирующим флюсом или с добавкой 0,01...0,02% (от массы расплава) бериллия или кальция (использование Ве или Са в плавке магниевого сплава существенно понижает его окислительную способность).

Перед началом плавки в нагретый тигель печи загружают флюс ВИ2 в количестве 1...2% от массы шихты и расплавляют его. После расплавления флюса в печь вводят металлическую часть шихты.

Необходимо отметить, что первичные магниевые сплавы готовят в два этапа. Сначала готовят предварительный сплав и лишь затем рабочий.

Предварительный сплав имеет тот же химический состав, что и рабочий, но готовится предварительный сплав только с использованием чистых материалов (чужбовые магний, алюминий и т. п.) и лигатур. Рабочий сплав плавят с использованием предварительного сплава и возврата, а также отходов данного сплава.

Необходимость использования, по сути, двойного перепада для приготовления рабочего сплава вызвана высокой окисляемостью магниевых сплавов и сложностью удаления из них Н.В. образовавшихся в процессе плавки.

Сложность удаления Н.В. из расплава обусловлена тем, что образующиеся в процессе плавки неметаллические частицы имеют плотность, близкую к плотности альных методами рафинирования, поскольку очистка путём отстаивания расплава при высоких перегревах в этом случае становится неэффективной.

Для выплавки предварительного сплава необходимо:

- подготовить тигель печи к плавке (описание см. выше);
- в тигель печи ввести флюс ВИ2 в количестве 1...2% от массы металлошихты;
- загрузить в тигель печи чужбовый магний, алюминий и лигатуру;
- расплавить шихту и довести температура расплава до 680...700 °С;
- ввести в расплав низкотемпературные легирующие элементы;
- нагреть расплав до 700...720 °С;
- рафинировать расплав соответствующим флюсом (см. табл. 8.67) при постоянном перемешивании в течение 5...6 мин. Количество флюса дать из расчёта 50%

от указанного количества в табл. 8.67;

- с зеркала расплава снять ошлакованный флюс и навести свежий из оставшегося количества навески флюса;
- повысить температуру расплава до 750...800 °С и выдержать 12...15 мин для полного удаления из расплава остатков первой порции флюса;
- отобрать из печи пробы для химического анализа сплава;
- охладить расплав до 680...700 °С;
- разлить сплав по изложницам, предварительно нагретым до 120...160 °С.

При выпуске металла из печи корку флюса, прилегающую к сливному носку, разрушают и отодвигают в сторону, освобождая зеркало расплава у сливного носка. Очищенное от флюса зеркало расплава присыпают смесью серы и борной кислоты во избежание возгорания металла. В процессе выпуска металла в ковш и заливки изложниц струю металла постоянно припыливают порошком серы (серным цветом).

Ход плавки рабочего сплава аналогичен ходу плавки предварительного сплава. Отличием данных плавок является то, что в состав шихты рабочего сплава входят отходы, стружка и возврат сплава, аналогичные по химическому составу выплавляемому. Кроме того, после нагрева расплав модифицируют (мел, мрамор, магнезит) и рафинируют флюсом ВИ2 с последующим охлаждением до температуры выпуска из печи. При этом наиболее загрязнённую часть расплава (последние 10...15% объёма расплава в печи) сливают в изложницы.

Температура ковша при выпуске металла из печи должна быть в пределах от 120 до 200 °С. При необходимости использования металлических инструментов их перед погружением в расплав предварительно нагревают до температур 150...200 °С. Погружение инструмента в ванну расплава в печи следует осуществлять медленно, не нарушая сплошности покровного слоя флюса на зеркале расплава.

Пример 8.24. (Технология плавки магниевых сплавов). Для плавки магниевых сплавов необходимо:

- нагреть тигель до 400...500 °С;
- в тигель загрузить небольшое количество размолотого флюса (5...10% от массы металлозавалки) и половину навески магния;
- присыпать поверхность загруженного в печь магния молотым флюсом;

- после полного расплавления первой порции магния порционно загружать в печь оставшуюся часть навески магния (в течение всего процесса плавки следить за тем, чтобы зеркало расплава было полностью закрыто флюсом);
 - распылить введенную в печь часть навески магния и повысить температуру расплава до 680...700°C;
 - в расплав ввести измельченную лигатуру Al-Mg. Марганец, в магниевые сплавы вводят при температуре расплава ~850°C в виде смеси, состоящей из измельченного металлического марганца или хлористого марганца с флюсом ВИЗ.

- в тигель печи порционно загружают в расплав при температуре 700...720°C Цинк в виде мелких кусков присаживают в расплав вводят лигатуры Mg-Be, Mn-Al-Be или фторбериллат натрия (NaBeF₆). При этом лигатуры, содержащие бериллий, вводят в расплав до его рафинирования, а фторбериллат натрия – в процессе рафинирования расплава.

Цирконий в виде фторцирконата натрия (NaZrF₆) вводят в расплав при температуре 850...900°C. В случае, если в расплав необходимо ввести значительное количество циркония, используют так называемую шлак-лигатуру.

Шлак-лигатуру и при температуре 750...800°C, после прекращения газовой плавки карналит и при температуре в него фторцирконат натрия. Перемешивание расплава, замешивают на конистенции, расплава. В приготовленный расплав вливают расплав магния, нагретый во втором тигле до температуры 680...750°C. В результате, полученная шлак-лигатура должна содержать от 25 до 50% циркония.

Для ввода церия используют лигатуру следующего состава (по массе): 45...55% Ce, до 20% La, 15% Fe, остальное – редкоземельные металлы группы I периодической таблицы химических элементов. Для ввода лигатуры в расплав используют железный сетчатый стакан, погружаемый вместе с лигатурой в расплав на глубину 70...100 мм. Ввод данной лигатуры в расплав проводят после рафинирования расплава.

После ввода всех легирующих элементов приготовленный расплав рафинируют и модифицируют. Рафинирование расплава осуществляют при температуре 700...720°C. Если расплав был предварительно обработан фторцирконатом натрия, то его рафинирование проводят при температуре 750...760°C.

Для рафинирования расплав перемешивают железной ложкой в течение 3...5 мин, одновременно посылая поверхность расплава в тигле молотым флюсом ВИЗ. Перемешивание расплава проводят постепенно, начиная от верхней части ванны. По мере перемешивания ложку постепенно заглубляют, но не более чем на ½ высоты ванны расплава в тигле. Перемешивание (рафинирование) прекращают в тот момент, когда зеркало расплава в тигле станет блестящим (приобретёт зеркальный вид).

После окончания рафинирования с зеркала расплава удаляют "отработанный" флюс и наводят "свежий" флюс ВИЗ.

Перед выпуском, за исключением сплавов МЛ4, МЛ5 и МЛ6, все остальные магниевые сплавы нагревают до температуры 750...780°C и выдерживают при данной температуре в течение 10...15 мин, после чего заливают в формы.

Сплавы МЛ4, МЛ5 и МЛ6 перед разливкой, модифицируют. По окончании модифицирования и удаления с зеркала расплава в тигле загрязнений на зеркале наводят "свежий" флюс, понижая при этом температуру расплава до 690...770°C. По достижении указанной температуры проводят заливку расплава в формы.

Лигатуры для магниевых сплавов. Характеристики лигатур, наиболее часто используемых при выплавке магниевых сплавов, приведены в табл. 8.68.

Характеристики лигатур, используемых при выплавке магниевых сплавов Таблица 8.68

Лигатура	Содержание основных химических элементов, % (по массе)	Температура плавания лигатуры, °C
Алюминиево-бериллиевая	95-97 Al, 3-5 Be	780-810
Алюминиево-магниево-бериллиевая	62-65 Al, 32-35 Mg, 2-3 Be	600
Алюминиево-марганцевая	89-91 Al, 9-11 Mn	770-830
Магниево-марганцевая	96-98 Mg, 2-4 Mn	700-800
Магниево-кальциевая	75 Mg, 25 Ca	550-600

Плавка лигатур. Основные параметры плавки алюминий-магний-бериллиевой и алюминий-магний-марганцевой лигатур приведены в табл. 8.65.

Магниево-марганцевую лигатуру плавят в железных тиглях с алитированным покрытием внутренней поверхности тигля. Для плавки магниевых-марганцевой лигатуры используют флюс ВИ2. Расход флюса при этом составляет 15...20% от массы выплавляемой лигатуры.

Процесс приготовления магниевых-марганцевой лигатуры состоит из следующих технологических операций:

- тигель печи нагревают до 700°C;
 - в тигель засыпают предварительно нагретый до 380...420°C флюс ВИ2 в количестве 5% от массы выплавляемой лигатуры;
 - загружают чушковый магний, пересыпая его флюсом;
 - расплавляют чушки и повышают температуру расплава магния в печи до 880...950°C;
 - в расплав мелкими порциями вводят измельченный до фракции 3...5 мм марганец, порционно добавляя флюс и перемешивая сплав;
 - после ввода последней порции марганца расплав выдерживают в течение 5...12 мин, снимают флюс с зеркала расплава и разливают по изложницам.
- В процессе разлива лигатуры, во избежание её возгорания, струю расплава припудряют серным порошком. Часть лигатуры, загрязнённую флюсом и шлаком, оставляют на дне тигля, с последующим удалением из тигля после её затвердевания и охлаждения.

Лигатуру Mg-Mn приготавливают и другими способами [175] на специализированных предприятиях. При этом централизованно производимая лигатура MM2 и MM2ч соответствует химическому составу по ГОСТ 2581-78.

8.9. Плавка никелевых сплавов

В зависимости от химического состава никелевые сплавы плавят в открытых и вакуумных ИТП. При этом футеровка печей открытого типа может быть кислой, нейтральной или основной, футеровка вакуумных печей – с амфотерными или основными свойствами. Жаропрочные никелевые сплавы для отливок общемашиностроительного назначения плавят и заливают в КО на воздухе. Жаропрочные никелевые сплавы, содержащие алюминий или титан, а также никелевые сплавы для особо ответственных отливок плавят и заливают в КО только в условиях вакуума.

Пример 8.25. (Технология плавки никелевых сплавов в ИТП открытого типа). Технология открытой плавки никелевых сплавов подобна технологии плавки

легированных сталей и проводится в печах типа ИТП с основной футеровкой [139]. Для защиты расплава открытой плавки от насыщения газами используют шлакообразующее вещество (раскисление) расплава.

Плавку никелевых сплавов в открытых ИТП с кислой футеровкой проводят под слоем шлака, например, используя для этого бой оконного стекла. Плавку в печи с нейтральной или основной футеровкой проводят под слоем MgF_2 либо используют шлаковую смесь, содержащую (по массе): 50% CaO , 25% Al_2O_3 , 18% MgO , 7% CaF_2 , либо смесь, состоящую из 50% CaO и 50% CaF_2 .

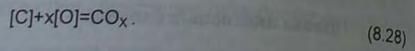
Для проведения плавки завалку тигля печи начинают с засыпки на дно тигля шлаковой смеси (0,5% от массы металлозавалки), после чего загружают катодный никель (20...30% от расчетного количества), возврат, лом. Включают печь на полную мощность и расплавляют первую порцию шихты. После расплавления первой порции шихты в расплав вводят в виде лигатур кремний и марганец, после чего порционно добавляют оставшуюся часть катодного никеля. В процессе плавки необходимо следить, чтобы зеркало расплава в тигле было полностью покрыто слоем шлака толщиной 10...20 мм. По окончании расплавления всех компонентов покрыто слоем расплава нагревают до температуры углерода или лигатуру Ni-C с содержанием углерода 1,5...2,0%. По окончании раскисления, расплав выдерживают в печи в течение 3...5 минут, скачивают шлак и выпускают из печи в разливочный ковш.

При необходимости никелевые сплавы модифицируют. В качестве модификаторов, как правило, используют РЗМ, что позволяет измелчить макрозерно, уменьшить размеры дендритной ячейки, улучшить морфологию и уменьшить количество Н.В.

Плавка в вакууме. По сравнению с открытой плавкой вакуумно-индукционная плавка имеет существенные преимущества. В вакуумно-индукционных печах могут быть получены сплавы практически любого химического состава, в том числе содержащие такие химически активные элементы, как Al, Ti, Nb, Cf и т.п., с минимальным содержанием таких примесей, как Mn, Si, Pb, Sn, Bi, Se, понижающих жаропрочность сплавов [307], а также водорода, азота и Н.В.

Помимо этого, при плавке в вакууме проходит глубокое раскисление сплава, сопровождающееся образованием газообразных продуктов реакции. То есть, если в сплавах, полученных в условиях открытой плавки, содержание кислорода составляет около $(47...75) \cdot 10^{-4} \%$, то в сплавах вакуумной плавки – $(18...30) \cdot 10^{-4} \%$ и менее.

Продуктами раскисления при вакуумно-индукционной плавке являются газообразные окись и двуокись углерода. В этом случае реакцию раскисления в общем виде можно записать следующим образом:



Константа реакции:

$$K_1 = \frac{P_{CO}}{a_{[C]} \cdot a_{[O]}}, \quad (8.29)$$

где $a_{[C]}$ и $a_{[O]}$ – активность углерода и кислорода в металле соответственно.

Раскислительная способность углерода зависит от давления окиси углерода в зоне реакции:

$$a_{[C]} = \frac{1}{K_1} \cdot \frac{P_{CO}}{a_{[C]}} \quad (8.30)$$

Согласно закону действия масс степень раскисления расплава углеродом в вакууме должна зависеть только от парциального давления окиси углерода в вакуумной печи. Чем ниже давление над расплавом, тем выше раскислительная способность углерода и тем меньше количество кислорода будет находиться в равновесии с данной концентрацией углерода. То есть в процессе вакуумно-индукционной плавки параллельно с раскислением происходит и обезуглероживание металла.

Необходимо отметить, что, как и в сталях, раскислительная способность углерода также зависит от содержания в никелевом сплаве того или иного химического элемента. В частности, в никелевых сплавах способность углерода раскислительная способность углерода повышается с увеличением содержания хрома.

Азот в никелевых сплавах присутствует как в свободном, так и в связанном состоянии. В процессе плавки в вакууме удаление азота, находящегося в расплаве в связанном состоянии, зависит от степени раскисленности сплава. С повышением раскисленности удаление азота из расплава протекает наиболее полно. При этом необходимо учитывать, что азот в никелевых сплавах образует прочные химические соединения с титаном, хромом, алюминием и т.п., что препятствует его полному удалению из расплава и, в ряде случаев, оказывает негативное влияние на качество отливок и свойства литых деталей.

Удаление Н.В. при вакуумно-индукционной плавке происходит путём их испарения с свободной поверхности расплава в тигле печи или путём восстановления углеродом из оксидов.

Как и у других сплавов, на свойства жаропрочных никелевых сплавов значительное влияние оказывают присутствующие в них примеси и микродобавки, классификация которых по принципу их "вредности" и "полезности" приведена в работе [344]:

1. Вредные элементы.
 - остаточные газы (O, H, N);
 - неметаллические примеси (S, P);
 - металлические и металлоидные примеси (Pb, Bi, Sb, As, Se, Sn, Au, Cu, Ti, Te, Zn, Cd, Si, Na, K).
2. Полезные элементы.
 - рафинирующие добавки (Ca, Mg, Ba);
 - микролегирующие добавки (РЗМ, В, Zr, Hf, Mg).

С целью повышения механических, технологических и эксплуатационных свойств литых деталей никелевые сплавы модифицируют. Модифицирование никелевых сплавов проводят иттрием, который вводят в сплав в количестве 0,005...0,010% в виде Ni-Y лигатуры, содержащей 20% (по массе) иттрия.

В ряде случаев модифицирование никелевых жаропрочных сплавов проводят непосредственно в КО. Для этого в огнеупорную суспензию, используемую для выполнения первого слоя КО, вводят определённое количество (около 2...4%, по массе) микропорошка алюмината кобальта, изготавливаемого непосредственно в литейном цехе.

Эффективность поверхностного модифицирования жаропрочных никелевых сплавов порошкообразным алюминатом кобальта ($CoAl_2O_4$), вводимого в состав огнеупорной суспензии для выполнения первого (лицевого) слоя КО, зависит от его удельной поверхности (S), количества и типа ПМ, используемого в огнеупорной суспензии в качестве наполнителя. Зависимость среднего диаметра макрозерна (d)

В установках типа ИСВ периодического действия плавку сплавов и заливку форм проводят в условиях вакуума (давление в установке от 0,05 до 0,001 мм рт. ст.). Перед началом плавки проверяют величину натекания воздуха в плавильно-заливочную камеру насоса, время включения и выключения бустерного насоса, время форвакуумного насоса и величину вакуума в этот момент, время включения индуктора печи и величину вакуума в этот момент, температуру расплава перед выпуском из печи.

Для выплавки жаропрочных никелевых сплавов в печах типа ИСВ используют го чашку готового сплава, бой графитовых электродов, алюминий, отходы собственного производства.

Если плавка проводится на печи ИСВ-0,04, точность взвешивания навесок шихтовых материалов составляет: чушек и отходов – до 100 г, алюминия (навесок шихтовых материалов) – до 1 г. Поскольку в установке ИСВ-0,04 не предусмотрен подогрев КО с момента её извлечения из прокаточной печи и до заливки, то в данном случае КО перед прокаливанием формируют в опорный наполнитель, в состав которого входит порошок графитовых электродов, от момента выгрузки формы из прокаточной печи до заливки, сохранить температуру КО в пределах 900...950°C.

Плавку в вакуумной плавильно-заливочной установке периодического действия типа ИСВ ведут следующим образом:
- укладывают чушки и отходы сплава собственного производства в тигель печи;

- устанавливают нагретую (до 970±20°C) форму под носок сливного желоба печи;

- закрывают вакуумную камеру печи и создают в ней разрежение до 0,05 мм. рт. ст.;

- включают индукционную печь на максимальную мощность;

- после расплавления шихты в расплав вводят алюминий, понижают мощность печи и выдерживают расплав некоторое время при постоянной температуре, для его дегазации;

- температуру расплава повышают до 1510...1530°C, вводят в расплав навеску боя графитовых электродов, после чего расплав выдерживают 2...3 мин;

- понижают температуру расплава до технологической и устанавливают мощность печи, обеспечивающую постоянство данной температуры;

- покачиванием тигля печи отгоняют окисные плёны на зеркале расплава от сливного носка (желоба) к противоположной стенке тигля;

- выпускают расплав из печи (заливка формы);

- спустя 10...12 мин после заливки, проводят напуск воздуха в вакуумную камеру установки, открывают вакуумную камеру и извлекают залитую форму.

Помимо установок типа ИСВ, в настоящее время для получения отливок с равноосной структурой в условиях вакуума производят установки и других типов. Например, ЗАО "РЭЛТЕК" (Россия) производит вакуумные индукционные плавильные установки мод. УИПВ с металлоёмкостью тигля от 1 до 150 кг (по меди).

В частности, установка индукционная плавильная вакуумная мод. УИПВ-250-2,4-0,15 предназначена для плавки и разливки в вакууме или в среде инертных газов сплавов на основе кобальта, никеля и железа. Установка представляет собой производственный литейный комплекс, ориентированный на получение литых фасонных изделий типа турбинных лопаток, рабочих колес, корпусных деталей и т.п.

В комплект установки мод. УИПВ-250-2,4-0,15 входят: вакуумная плавильная камера с индуктором, вакуумная загрузочная камера, вакуумная шлюзовая камера, тиристорный преобразователь частоты, две двухконтурные станции охлаждения.

блок конденсаторов, комплект шинопроводов, шкаф управления электрооборудованием, два пульта дистанционного управления, рабочие площадки обслуживания, вакуумная система (насосы, трубопроводы и пр.), гидросистема.

Технические параметры установки УИПВ-250-2,4-0,15 приведены в табл. 8.70.

Таблица 8.70

Технические параметры установки мод. УИПВ-250-2,4-0,15	
Параметры	Значения
Металлоёмкость тигля (по меди), кг	50-150
Максимальная температура расплава, °C	1650
Продолжительность плавки, мин	40
Количество форм, шт	1
Абсолютное давление инертного газа в камере, МПа	0,1
Максимальная потребляемая мощность установки, кВт	250
Плавильная камера:	
минимально достижимое давление (пустая чистая холодная камера), Па	2x10 ⁴
рабочее давление, Па	5x10 ⁴
время отдачи до рабочего давления, мин	5
время отдачи до рабочего давления, мин натекание, т/сек	5x10 ⁻³
Шлюзовая камера:	
минимально достижимое давление (пустая чистая холодная камера), Мбар	0,01
рабочее давление с горячей керамической формой, Мбар	0,05
время отдачи до рабочего давления, с натекание, т/сек	60
Параметры охлаждающей воды (технической или оборотной):	
суммарный расход, м ³ /ч	0,005
температура, °C _{max}	30
давление, МПа	30
	0,25-0,4

Технические параметры установок типа УИПВ с малой металлоёмкостью тигля приведены в табл. 8.71.

Таблица 8.71

Технические параметры установок типа УИПВ с малой металлоёмкостью тигля

Параметры	Значения					
	УИПВ-0,0005	УИПВ-0,001	УИПВ-0,005	УИПВ-0,01	УИПВ-0,02	УИПВ-0,05
Параметры питающей сети, В/Гц	220/50	380/50	380/50	380/50	380/50	380/50
Параметры высокочастотной сети, кГц/кВт	440/3	10/16	10/16	10/16	10/16	8/100
Металлоёмкость тигля (по меди), кг	0,5	1	5	10	20	50
Максимальная температура расплава в тигле, °C	2000	2200	2200	2200	2200	2200
Остаточное давление, Па	10	10	10	10	10	10
Длительность плавки, мин.	15	15	15	15	15	30
Продолжительность цикла, мин.	25	25	25	25	25	60
Расход воды на систему охлаждения, м ³ /ч	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	1,5
Масса, кг	18	1050	1050	1050	1050	2450

В комплект установок входят: вакуумная камера с плавильным или плавильно-заливочным узлом, полупроводниковый преобразователь частоты, шкаф управления с вакуумной аппаратурой, комплект соединительных кабелей и трубопроводов.

В случае необходимости вакуумная печь может быть укомплектована: центробежным механизмом разливки, механизмом литья через дно или крышку вакуумной

камеры, загрузочной камерой с шибровой установкой для дозирования печи шихтой в процессе плавки и ввода легирующих элементов.

Установки вакуумные плавильно-заливочные типа УППФ. Установки типа УППФ предназначены для получения отливок с равноосной макроструктурой в условиях вакуума и подогрева КО в период их нахождения вне прокалочной печи до заливки.

В цехах литья по выплавляемым моделям используют установки типа УППФ различных модификаций. Из числа эксплуатируемых установок типа УППФ в настоящее время наибольшее распространение получили установки мод. УППФ-3М.

Схема установки мод. УППФ-3М представлена на рис. 8.28, а её основные технические параметры приведены в табл. 8.72.

Технические параметры установки мод. УППФ-3М

Таблица 8.72

Параметры	Значения
Производительность, заливок/ч	4-5
Ёмкость тигля, кг	15
Величина давления (вакуума), Па (не менее)	0,665
Температура жидкого металла, °С	1600-1650
Температура печи подогрева КО, °С	950-1250
Максимальные габаритные размеры заливаемой КО, мм	∅270×430
Мощность индукционной печи, кВт	120
Общая мощность установок, кВт	175
Расход воды, м³	0,0014
Габаритные размеры установок, мм	5900×6000×4200
Масса установки, кг	10300

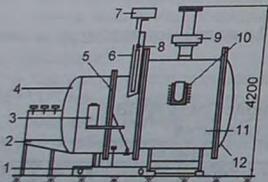


Рис. 8.28. Схема установки мод. УППФ-3М:

- 1 – тележка; 2 – система водоохлаждения; 3 – электрический термостат для подогрева КО; 4 – камера загрузочная; 5 – электроразводка; 6 – затвор вакуумный; 7 – пульт пирометриста; 8 – механизм подачи КО; 9 – устройство загрузочное; 10 – ИТП; 11 – камера плавильная; 12 – дверь задняя

В процессе ведения плавки в установках типа УППФ проводится регистрация (запись на самописец) глубины вакуума в плавильной камере, температуры металла по ходу плавки (замер радиационным или термометрическим пирометром), температуры металла перед выпуском из тигля печи (замер термопарой погружения), температуры в печи подогрева (электрического термостата).

Проверку натекания на установках УППФ проводят при холодном тигле ежедневно перед началом работы или раз в неделю. Глубина вакуума в плавильной камере во время плавки, как правило, составляет $(5-20) \cdot 10^{-3}$ мм рт. ст.

Показатели натекания и величина вакуума являются одними из важнейших показателей любых вакуумных печей. Как правило, проверку натекания осуществляют после промывной вакуумной плавки при горячем тщательно очищенном тигле. Для оценки натекания в вакуумной камере понижают давление до 7,5 мм рт. ст (и менее), отсекают вакуумную камеру от плавильной и через время замеряют остаточное давление (P_K) воздуха в ней.

Расчёт величины натекания производят по формуле:

$$H = \frac{V \cdot (P_K - P_H)}{\tau} \quad (8.31)$$

где H – величина общего натекания, л.мм рт. ст./с; P_H – начальное давление, мм рт. ст.; V – объём плавильной камеры, л; τ – время измерения натекания, с.

Как правило, длительность измерения натекания (чем меньше, тем лучше), длительность измерения натекания (метничность печи считают хорошей, если $H < 2$ л.мм рт. ст./с на 1 кг ёмкости плавильного тигля).

В процессе работы на вакуумных индукционных печах также проводят кратковременные ($\tau = 120 \dots 300$ с) определения натекания. В этом случае измерения величин натекания проводят перед началом плавки (до включения печи), во время случаев повышенного натекания герметичность вакуумной камеры проверяют с помощью гелевого течеискателя и устраняют источник натекания.

Плавку проводят при определённой глубине вакуума в рабочем пространстве установки. При этом перед началом плавки величина вакуума в плавильной камере должна быть не более 40 мм рт. ст. В период расплавления основной части шихты, выпуска металла из печи и в период присадки в тигель легирующих добавок в плавильной камере допускается кратковременное (до 5 мин) повышение давления до 350 мм рт. ст.

Для выплавки никелевых жаропрочных сплавов в качестве шихты используют как мерную заготовку (чушки, прутки), так и мерную заготовку совместно с возвратом собственного производства (от 20 до 80% от массы шихты). Электродный бой и заворачивают в алюминиевую фольгу.

В процессе подготовки установки к плавке шихту через вакуумный шлюз (см. рис. 8.28) подают в тигель с помощью загрузочного устройства 9. КО, предварительно прокалённую и нагретую до $950 \dots 1150$ °С, извлекают из прокалочной печи и вают блок шлюзовой камеры на плавильную камеру, после чего накачивают плавильную камеру и начинают расплавление шихты в тигле печи.

После расплавления шихты для восстановления оксидов, находящихся в расплаве, углеродом сплава, расплав рафинируют путём повышения его температуры до $1600 \dots 1650$ °С. После достижения указанной температуры расплав выдерживают при данной температуре до полного исчезновения с его поверхности видимых невооружённым глазом окисных плёнок.

Повышение температуры расплава более 1650 °С в этот период позволяет сократить длительность его изотермической выдержки. Вместе с этим при повышении температуры расплава происходит активная эрозия тигля и расплав насыщается Н.В. из материала тигля. Этот процесс можно наблюдать визуально, когда ванна расплава в тигле начинает «кипеть». Соответственно, во избежание «кипения» расплава, температуру изотермической выдержки расплава в печи следует понизить. Температура начала «кипения» расплава понижается при увеличении содержания в сплаве углерода и хрома, при понижении суммарного количества алюминия и титана, при недопустимо высоком содержании в составе материала тигля Fe_2O_3 и т.д.

В некоторых случаях температура перегрева расплава в процессе плавки и изотермической выдержки не превышает $1560 \dots 1580$ °С. По окончании изотермической выдержки температура расплава понижают до технологической, которая, как правило, составляет $1490 \dots 1530$ °С, и производят заливку КО.

Структура и, соответственно, служебные свойства никелевых сложнелегированных сплавов весьма чувствительны к величине перегрева расплава во время плавки. С временным повышением температуры перегрева сплава во время его плавки (на 300...400°С выше температуры ликвидус сплава) и последующей заливки сплава при более низкой (технологической) температуре улучшаются служебные свойства сплава и качество получаемых из него отливок. В связи с этим в ряде случаев при плавке сплавов проводят термовременную (ТВО) или термосторо-ботке расплава, предпочтение отдают длительной изотермической выдержке об-рагетого расплава в тигле, во втором случае – скоростному охлаждению расплава в тиглях с донным сливом и контролем температуры расплава термопарой погруже-ния.

Используемая форма состоит из графитового контейнера и заформованной в него КО. В качестве опорного наполнителя используют графитовую крошку. Скорость выведения формы из печи подогрева в зону охлаждения, образуемую подачей в форму газообразного хладагента (гелия, аргона или азота) скоростью вода формы может быть увеличена до 15...20 мм/мин, а общий цикл изготовления отливки уменьшен с 3,5...4 ч до 2,5 ч. Технические параметры установки УВПП-2 приведены в табл. 8.73.

У образцов с направленно-столбчатой и монокристаллической макроструктурой, полученных с ВТОР, наблюдается повышение прочности и "живучести" при испытаниях на длительную прочность, а в отливках понижается число дефектов по структуре (зарождение посторонних кристаллов, сбои в росте кристаллов, форми-рование поверхностных карбидов).

Вакуумная плавильно-заливочная установка периодического действия УВПП-2. Вакуумная плавильная установка периодического действия УВПП-2 плавки

металла в тигле донного слива и нагрева КО в индукционной печи подогрева предназначена для изготовления фасонных отливок из сталей и жаропрочных сплавов методом направленного затвердевания.

Схема установки мод. УВПП-2 [179] представ-лена на рис. 8.29. Основным элементом установки является вакуумная камера диаметром 1,8 м и вы-сотой 4 м, в которой размещены [179]:

- индукционная плавильная печь со сменным тиглем и донным сливом;
- водоохлаждаемые боковой и донный холоди-льник (под печью подогрева формы) с механиз-мом перемещения;
- опорный стол для литейной формы с меха-низмом перемещения;
- система газового охлаждения формы;
- механизм отбора пробы металла для прове-дения оценки фазового состава сплава.

Помимо этого, установка оснащена механиз-мом загрузки-выгрузки форм и двумя сменными печами подогрева форм (для рабо-ты с формами цилиндрической формы).

Получение отливок на установке УВПП-2 осуществляют в результате выполне-ния следующей последовательности технологических операций:

- в установку загружают предварительно прокалённую форму и быстрооменный тигель с шихтой;
- вакуумируют камеру;
- нагревают форму под заливку;

- плавят металл и заливают форму;
- проводят направленный теплоотвод от затвердевающей отливки;
- охлаждают форму и печь подогрева формы;
- развакуумируют установку и производят выгрузку формы.

В установке плавка металла осуществляется выгрузку формы. Исползуемая форма состоит из графитового контейнера и заформованной в него КО. В качестве опорного наполнителя используют графитовую крошку.

Скорость выведения формы из печи подогрева в зону охлаждения, образуемую подачей в форму газообразного хладагента (гелия, аргона или азота) скоростью вода формы может быть увеличена до 15...20 мм/мин, а общий цикл изготовления отливки уменьшен с 3,5...4 ч до 2,5 ч. Технические параметры установки УВПП-2 приведены в табл. 8.73.

Параметры установки УВПП-2

Таблица 8.73

Параметры		Значения
Рабочий вакуум, Па		0,665
Ёмкость тигля (по стали), кг		20-40
Температура расплавленного металла, °С		1650
Температура печи подогрева форм, °С		1650
Рабочие размеры печи подогрева форм, мм:		
для круглой опоки (диаметр – высота)		1650
для прямоугольной опоки		
Общая мощность установки, кВт		Ø450x800 600x300x800
Занимаемая площадь, м²		365
Габаритные размеры, мм		41,5
Масса, кг		7970x7200x6250 27000

Вакуумные плавильно-заливочные установки типа УВНК. Рассматривая ус-тановки, ориентированные на получение отливок с направленно-столбчатой или монокристаллической макроструктурой, следует отметить, что одним из важнейших показателей, определяющих и качество сплава в отливке, и качество самой отлив-ки, является перепад (градиент) температуры по высоте затвердевающей отливки в области двухфазного состояния сплава (G). Чем выше (больше) градиент темпера-туры по высоте направленно-затвердевающей отливки, тем уже область двухфаз-ного состояния сплава в затвердевающем отливке, тем выше и свойства сплава в отливке, и качество самой отливки.

Величину G в данном случае оценивают в градусах Цельсия на 1 мм протя-жённости области двухфазного состояния сплава. В современных установках на-правленной кристаллизации величина G изменяется, как правило, от 2,5 до 20 °С/мм. Величина G=20 °С/мм достигается в установках высокоградиентной на-правленной кристаллизации отливок.

Идея высокоградиентной направленной кристаллизации отливок, в частности, реализована в установках типа УВНК (установки высокоскоростной направленной кристаллизации отливок). Высокоградиентная технология литья монокристалли-ческих турбинных лопаток (градиент температуры – 18...20°С/мм, скорость направ-ленного роста твёрдой фазы в затвердевающей отливке – 20 мм/мин) позволяет получать турбинные лопатки с высокой степенью структурного совершенства, с междендритным расстоянием 80...100 мкм, вдвое более низкой пористостью, чем у

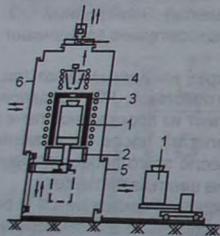


Рис. 8.29. Схема установки мод. УВПП-2.

- 1 – КО; 2 – боковые холоди-льники; 3 – печь нагрева КО; 4 – тигель; 5 – дверь за-грузки-выгрузки КО; 6 – техническая дверь

лопаток, закристаллизованных при температуре в $2,5^{\circ}\text{C}/\text{мм}$, и устраняет дефекты монокристаллических отливок – струйную полосчатость.

Вакуумная установка мод. УВНК-8П (см. рис. 8.30) [37] предназначена для литья лопаток ГТД из жаропрочных никелевых сплавов с направленно-столбчатой и монокристаллической макроструктурой методом высокоградиентной направленной кристаллизации вдоль вертикальной оси затвердевающей отливки. Технические параметры установки УВНК-8П приведены в табл. 8.74.

Технические параметры установки мод. УВНК-8П

Таблица 8.74

Параметры	Значения
Мощность, кВт: установленная / потребляемая (max)	435 / 247
Давление рабочей среды, Па: вакуума / аргона	0,665 / 2,66
Металлоёмкость тигля, кг (по никелю)	10
Максимальная температура, $^{\circ}\text{C}$: металла в тигле / формы	1700 / 1750
Скорость вертикального перемещения формы, мм/мин	0,1–170
Производительность, лопаток/сут	12–120
Температура кристаллизатора, $^{\circ}\text{C}$	700–950
Объём кристаллизатора по алюминию, кг	70–80
Расход охлаждающей воды, $\text{м}^3/\text{ч}$	9–10
Габаритные размеры, мм	8500x5600x3750
Масса, кг	14500

Установка мод. УВНК-8П оснащена индукционной плавильной печью, электрической печью сопротивления для подогрева КО, жидкометаллическим кристаллизатором, механизмом вертикального перемещения КО, вакуумно-газовой системой.

Расплавление мерной заготовки и заливку металла в КО, нагретую до температуры расплава, проводят в вакууме. После заливки КО с заданной скоростью погружают в жидкометаллический охладитель, создающий в отливке эффект направленного теплоотвода. Для получения монокристаллических отливок с заданной

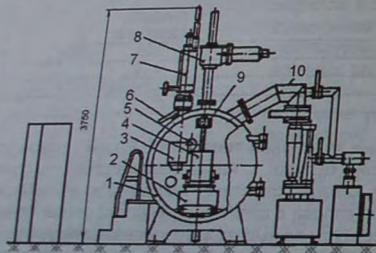


Рис. 8.30. Схема установки УВНК-8П

осиальной и азимутальной кристаллографической ориентацией в нижнюю часть используемых КО (в стартовый конус) устанавливают соответствующим образом монокристаллическую затравку (затравочный кристалл).

Установка оснащена двухуровневой системой управления (нижний уровень системы управления – программируемый логический контроллер, верхний уровень – ПЭВМ), обеспечивающей возможность проведения технологического процесса в наладочном, ручном и автоматическом режимах. Используемая в установке система управления обеспечивает регистрацию и хранение параметров технологического процесса для каждой конкретной турбинной лопатки, полученной на данной установке.

В установке (см. рис. 8.30) плавильная камера 1 предназначена для размещения в ней индукционной плавильной печи 3, печи подогрева КО 4, жидкометаллического

кристаллизатора 2. Подачу КО из зоны нагрева и заливки в зону кристаллизации обеспечивает механизм 8 вертикального перемещения 5 КО.

В плавильной камере установки в качестве рабочей среды используется вакуум или аргон. Для создания соответствующей рабочей среды в плавильной камере установка оснащена вакуумно-газовой системой 10.

Установка работает следующим образом. Две КО подвешивают на каретку 9 и через шлюзовую камеру закатывают в электроды подогрева, которая закрывается плавильной дверью. Мерную шихтовую заготовку сплава помещают в индукционную печь 3, после чего включают вакуумно-газовую систему 10 и понижают давление в камере до 0,133 Па. По достижении в камере требуемого уровня вакуума (около 1650°C) включают нагреватель печи 4. После достижения КО требуемой температуры готовят.

После полного расплавления шихтовой заготовки и повышения температуры расплава до $1550...1580^{\circ}\text{C}$ его заливают в КО. Залитую КО с заданной скоростью погружают в расплав алюминия, который находится в кристаллизаторе 2.

По окончании процесса кристаллизации отливки (по окончании погружения залитой КО в расплав алюминия) печь подогрева КО 4 отключают. При снижении температуры в печи 4 до 1000°C , залитые КО поднимают в исходное положение (извлекают из расплава алюминия) и выводят через технологический затвор в шлюзовую камеру установки. Из шлюзовой камеры, после разгерметизации, залитые блоки перемещают на внешнюю подвеску, где их заменяют на новые.

Плавильная камера установки представляет собой горизонтальный водоохлаждаемый стальной цилиндр с двумя торцевыми крышками. На боковой поверхности камеры выполнена система патрубков 6 для фиксации выводов термометра, вакуумной системы и предохранительного клапана. В нижней части камеры размещён гидроцилиндр, поднимающий кристаллизатор, устраняя зазор между его верхней торцевой частью и печью 4.

Индукционная печь 3 предназначена для расплавления мерной заготовки сплава и установлена на кронштейне 5. Печь 4 подогрева КО – двухзонная, с рабочим пространством 450×180 мм и высотой 450 мм. Предельная температура нагрева КО в печи подогрева – 1750°C .

Температуру расплава в тигле индукционной печи замеряют с помощью термометра погружения 7. Термометра помещена в пылеплотный корпус и перемещается с помощью реечного механизма.

Вакуумно-газовая система 10 содержит форвакуумный и бустерный насосы, три плоских вакуумных затвора, автоматический клапан, систему трубопроводов, рампу напуска инертного газа и мановакуумметр. Из плавильной камеры, при создании вакуума, воздух через затвор предварительно откачивают по форвакуумной линии.

Для изготовления монокристаллических лопаток, в ГНЦ ВИАМ (Россия) на базе установки мод. УВНК-8П разработана усовершенствованная вакуумная плавильно-заливочная установка мод. УВНК-8ПМ, установка полунепрерывного действия мод. УВНК-9А и установка непрерывного действия мод. УВНК-12, а также установка мод. УВНК-17, имеющая среднюю производительность – 400 турбинных лопаток в сутки.

От аналогов установка мод. УВНК-9А отличается тем, что в ней получают монокристаллические турбинные лопатки с высоким качеством и совершенством структуры монокристаллов рабочего тела. Установка мод. УВНК-9А оснащена компьютерной программой, что позволяет выполнять в автоматическом режиме механические и тепловые процессы, сопровождающие получение турбинных лопаток.

Установка мод. УВНК-12 предназначена для производства крупногабаритных лопаток (длиной до 350 мм) с монокристаллической структурой. Принципиальным отличием установки мод. УВНК-12 от установки мод. УВНК-8П является наличие печи предварительного нагрева КО в шлюзовой камере, нагреватели которой могут работать и в вакууме, и на воздухе. Для повышения производительности в установке мод. УВНК-12 выполнен механический перемещение, нагретых до 1000...1200°C КО в кристаллизационную камеру, а залитых КО – в шлюзовую.

Прходные вакуумные установки непрерывного действия типа ПМП. Установки проходного типа (ПМП-2, ПМП-4) предназначены для изготовления турбинных лопаток с направленно-столбчатой и монокристаллической макроструктурой. Схема проходной вакуумной установки непрерывного действия мод. ПМП-2 представлена на рис. 8.31.

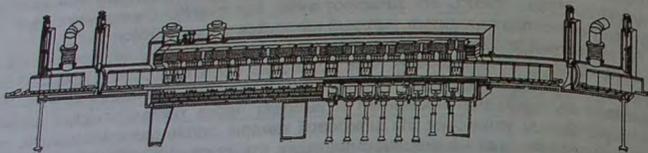


Рис. 8.31. Схема проходной вакуумной установки мод. ПМП-2

В отличие от вышеописанных установок направленной кристаллизации с вертикальным перемещением КО в печи, направленная кристаллизация металла отливок в установках типа ПМП осуществляется при непрерывном горизонтальном перемещении залитых расплавом форм через «восходящий» тепловой фронт, сформированный вдоль рабочего пространства печи по направлению непрерывного горизонтального движения залитых КО.

Согласно способу получения отливок, реализованному в установках типа ПМП, КО (от 2-х до 10-ти лопаток в одной оплке) формируют в графитовые оплки с использованием графитового порошка. В литниковую чашу заформованной КО укладываемую мерную заготовку жаропрочного сплава и загружают в печь со стола установки (левая сторона рис. 8.31), откуда они попадают в шлюзовую камеру. В шлюзовой камере создают определенное разрежение, после чего формы поступают на рабочий стол. С рабочего стола формы в горизонтальной плоскости перемещаются через зоны нагрева, плавления и кристаллизации металла. За зоной кристаллизации формы попадают в накопитель, из которого после охлаждения до 300...400°C, передаются в шлюзовую камеру для выгрузки из печи (правая сторона рис. 8.31).

Установка мод. ПМП-2 работает по определенной программе, непрерывно, в замкнутом автоматическом режиме, обеспечивая производительность 300...600 лопаток в сутки. Остаточное газовое давление в рабочем пространстве печи составляет 0,0010...0,0617 МПа, температура в зоне плавления и кристаллизации – от 1500°C до 1540°C. Нагрев и плавление мерной заготовки сплава в форме обеспечивают стационарные графитовые нагреватели. В камере кристаллизации графитовые нагреватели выполнены подвижными (вдоль вертикальной оси), что позволяет создавать необходимую «кривизну» восходящего теплового фронта вдоль кристаллизационной зоны установки.

В установке мод. ПМП-2 отсутствует высокочастотная плавильная аппаратура, поскольку мерная заготовка сплава находится в ЛЧ керамической оболочковой

формы, что позволяет совместить операции нагрева формы и плавления заготовки в её ЛЧ, заполнения КО расплавом и его кристаллизации в процессе непрерывного перемещения формы через тепловые зоны установки.

Для получения турбинных лопаток с монокристаллической структурой в установках типа ПМП предусматривают установку в донной части каждой из КО кристаллографически ориентированной затравки.

Более совершенной установкой, работающей по аналогичному принципу, является установка мод. ПМП-4М, технические параметры которой приведены в табл. 8.75.

Таблица 8.75
Технические параметры установки мод. ПМП-4М

Параметры	Значения
Установленная мощность, кВт	1500
Температура металла, °С	1600
Вакуум, Па	1600
Производительность, шт/сут	0,665
Габаритные размеры контейнера, мм	До 480
Максимальная длина лопатки, мм	200х200х200
Расход охлаждающей воды, м³/с	400
Габаритные размеры установки, мм	0,01
Масса установки, кг	16500х7050х4500
	7300

8.75. Установка ПМП-4 механизирована, оснащена автоматической системой управления, непрерывно работает в течение 30...40 суток. Весь технологический процесс получения отливок на установке реализуется по программе АСУ ТП (автоматическая система управления технологическим процессом).

Основным недостатком установок типа ПМП является относительно невысокий температурный градиент, достигаемый в отливке в процессе её затвердевания, что сказывается на свойствах получаемых литых деталей, и на междендритном расстоянии в отливках в частности. Напротив, реализованная на установке мод. УВНК-8П, направленная кристаллизационная технология высокоградиентной (высокоскоростной) направленной кристаллизации отливок с междендритным расстоянием 150...200 мкм, в то же время в отливках, полученных на установке мод. ПМП-2, междендритное расстояние достигает 400...450 мкм [244].

Улучшения механических и эксплуатационных свойств направленно-закристаллизованных отливок достигают проведением их соответствующей термической обработки. В качестве примера в табл. 8.76 приведены свойства сплава ЖС-6Ф до и после его термической обработки.

Таблица 8.76
Механические свойства направленно – закристаллизованных отливок из сплава ЖС-6Ф в печи ПМП-2 [176]

Состояние отливок	Свойства		
	при температуре 20°C		при температуре 900°C
	σ_B , МПа	$\sigma_{0,2}$, МПа	δ , %
До термообработки	760	720	13
После термообработки	830	790	18
			τ , ч (975°C, $\sigma = 260$ МПа)
			70
			105

8.10. Плавка кобальтовых сплавов

Кобальтовые сплавы выплавляют в ИТП как на воздухе, так и в вакууме. Технология плавки кобальтовых сплавов в ИТП открытого типа практически не отличается от технологии плавки сталей. В качестве примера приведем перечень основных технологических операций, выполняемых при плавке кобальтового стеллита в индукционной печи типа ИСТ.

Пример 8.26. (Технология плавки кобальтового стеллита). Плавку кобальтового стеллита проводят в печи ИСТ с кислой футеровкой, выполненной на основе кварцевого песка и борной кислоты. В качестве шихтовых материалов используют: кобальт, вольфрам в штабиках, хром металлический, кремний кристаллический, бой графитовых электродов, возврат собственного производства (не более 50% от массы выплавляемого сплава). Шлакообразующее вещество – обожжённая известь или бой оконного стекла. Раскисление сплава проводят алюминием первичным в количестве 0,1% от массы металлозавалки.

Ведение плавки:

- в тигель печи засыпать свежее обожжённую известь или бой оконного стекла в количестве 0,5...0,8% от массы металлозавалки печи и максимально плотно уложить куски вольфрама, хрома, кобальта, электродного боя, часть возврата собственного производства;
- тигель печи накрыть крышкой и включить печь на максимальную мощность;
- по ходу расплавления шихты контролировать закрытость зеркала расплава шлаком. В случае необходимости порционно присаживать в печь шлакообразующее вещество;
- по мере плавления шихты, догружать в тигель оставшееся количество возврата собственного производства;
- после полного расплавления шихты довести температуру расплава до технологической (1660...1680°C) и ввести в расплав навеску кремния;
- установить мощность печи, обеспечивающую постоянно температуры расплава в тигле;
- через "окно" в шлаке раскислить металл алюминием;
- через 1...2 минуты после раскисления загустить и скатать шлак, выпустить металл из печи.

Заливку форм (КО) проводят из ковша чайникового типа, футерованного смесью кварцевого песка и жидкого стекла. Температура ковша в момент выпуска расплава из печи – 950...980°C.

8.11. Плавка титановых сплавов

Из-за высокой химической активности в жидком состоянии плавку титановых сплавов проводят в вакууме или среде инертного газа с применением электродугового или электронно-лучевого нагрева металла и при наличии гарнисажа в плавильном тигле. Гарнисажный тигель является одним из основных элементов конструкции плавильного узла печи, во многом определяющих качество и количество получаемого расплава, качество отливок, технологические и эксплуатационные свойства сплава, безопасность эксплуатации печи, себестоимость получаемого литья и т.п.

Гарнисажный тигель (см. рис. 8.32) изготавливают из графита, меди или нержавеющей стали. В установках, эксплуатируемых на отечественных предприятиях, тигли, как правило, изготавливают из графита, вытачивая их из графитовых электродов. При этом толщина стенок тигля составляет 20...60 мм, толщина дна – до 50...100 мм. Гар-

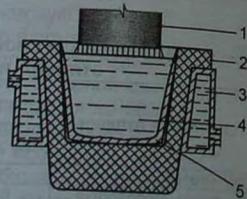


Рис. 8.32. Схема плавильного узла гарнисажной печи с расходуемым электродом:

- 1 – электрод;
- 2 – графитовый тигель;
- 3 – охлаждающая вода;
- 4 – расплав; 5 – гарнисаж

нисаж в тигле печи присутствует изначально или формируется в процессе плавки и представляет собой сплошной слой затвердевшего сплава (в данном случае – титанового сплава) на внутренней поверхности тигля. Толщина гарнисажа, как правило, составляет 10...15 мм, что позволяет во время прохождения плавки защитить расплав в тигле от насыщения его углеродом (материалом тигля).

Необходимость ведения плавки в тигле с гарнисажем вызвана, как было отмечено выше, высокой реакционной способностью расплава титана. То есть во избежание химического взаимодействия расплава титана или его сплава с материалом тигля, эти два элемента (расплав и тигель) необходимо отделить "перегородкой". В качестве такой перегородки, собственно, и выступает гарнисаж, который по отношению к материалу тигля химически инертен и в то же время не насыщает расплав углеродом.

Тем не менее, следует отметить, что в ряде случаев даже наличие гарнисажа в печи не позволяет избежать науглероживания расплава, что особенно нежелательно для отливок из высокопрочных титановых сплавов. Во избежание этого, тигли изготавливают из меди, что позволяет получать титановые сплавы с содержанием углерода на требуемом уровне. Кроме того, высокая теплопроводность и низкая теплоёмкость меди делают медные тигли, с тепловой точки зрения, малоинертными. В свою очередь, это упрощает управление процессом формирования гарнисажа и делает плавку более стабильной [178].

Соответственно, исходя из того, что в процессе плавки на внутренней поверхности тигля должен постоянно находиться сплошной слой затвердевшего металла (гарнисаж), подвод теплоты, необходимой для плавления металла в тигле, должен осуществляться не со стороны тигля, а со стороны зеркала расплава в тигле. Именно по этой причине для плавки титана и его сплавов используют электродуговой или электронно-лучевой нагрев.

Немаловажным параметром гарнисажной плавки является толщина самого гарнисажа. Это объясняется тем, что с увеличением толщины гарнисажа уменьшается количество расплава, выпускаемого из тигля для заливки формы. С другой стороны, уменьшение толщины гарнисажа приводит к нестабильности режима ведения плавки и повышает вероятность прожога тигля печи.

Толщина гарнисажа в тигле во время плавки зависит от баланса величин теплопередачи в системе расплав-гарнисаж-тигель-рубашка охлаждения тигля. То есть толщина гарнисажа не изменяется в продолжении плавки в результате сбалансированности теплового потока, направленного (см. рис. 8.32) от электрода 1, через ванну расплава 4, гарнисаж 5, графитовый тигель 2 к медной рубашке (обойме), в которой циркулирует охлаждающая вода 3.

Если, при всех прочих равных условиях, теплопередача от электрода к расплаву будет увеличена или по каким-либо причинам будет уменьшен теплопровод от внешней поверхности тигля, толщина гарнисажа уменьшится и, при определённых условиях, гарнисаж может исчезнуть вовсе (расплавиться). В этом случае произойдёт "разъединение" стенок графитового тигля расплавом и уход расплава из тигля либо, если тигель медный, произойдёт химико-термическое взаимодействие расплава со стенками тигля, влекущее за собой возникновение взрывоопасной ситуации в случае возникновения непосредственного контакта расплава титана с водой в охлаждающей рубашке.

По вышеописанной причине, использование медных тиглей для гарнисажной плавки связано с вопросом их взрывобезопасности. Для предупреждения возникновения взрывоопасной ситуации плавильно-заливочные установки с медным тиглем оснащены соответствующими блокирующими системами, медный тигель выполняющий с повышенной толщиной стенок, а в некоторых печах в качестве охлаждающего

агента взамен воды используют жидкотеплопроводящий эвтектический калиево-натриевый сплав с температурой плавления 11°C.

В любом случае охлаждение гарнисажного тигля должно быть таким, чтобы температура на контактной поверхности титанового гарнисажа и медного тигля не превышала 500°C, а температура на границе гарнисажа и графитового тигля не дилась в пределах от 1000 до 1100°C [178; 290].

Недостатком печей с электродуговым нагревом металла является сложность обеспечения значительного перегрева расплава и его выдержки в жидком состоянии, сложности при переплаве отходов, при дополнительном легировании сплава и др. В этом отношении более перспективной является вакуумная электронно-лучевая гарнисажная печь, схема плавильного узла которой представлена на рис. 8.33 (на рис. 8.33 обозначены: 1 – медный тигель; 2 – ванна расплава; 3 – электронно-лучевые пушки). Существенным недостатком существующих конструкций вакуумных электронно-лучевых гарнисажных печей является крайне малая металлоёмкость их тиглей.

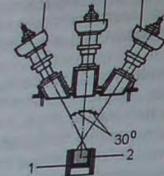


Рис. 8.33. Схема плавильного узла электронно-лучевой гарнисажной печи

некоторых плавильно-заливочных установок для получения титанового литья приведены в табл. 8.77, а на рис. 8.34 в качестве примера представлена схема установки мод. 833Д.

В цехах литья по выплавляемым моделям отечественных предприятий наибольшее распространение получили вакуумные электродуговые гарнисажные плавильно-заливочные установки различных конструкций с центробежной заливкой форм. Технические параметры некоторых плавильно-заливочных установок для получения титанового литья

Таблица 8.77

Технические параметры плавильно-заливочных установок для получения титанового литья [310]

Параметры	Значения				
	833Д	ВДЛ-4	УГЭ-3	ДВЛ-250	ДВЛ-160М
Вместимость тигля, кг	130	150	200	400	400/600
Максимальная сила тока, А	16000	25000	20000	25000	25000/37000
Электрод: диаметр, мм длина, мм масса, кг	280	280	280	360	360
	1000	1000	1200	1200	1200
	~300	~300	~300	~550	~550
Контейнер: количество, ед диаметр, мм высота, мм	1	2	1	2	3
	1000	1700	1380	1380	2250
	600	700	1000	1500	1800
Центробежная машина: частота вращения, об/мин грузоподъёмность, т	200–600	50–600	100–400	200–400	200–400
	0,9	2,0	4,0	5,0	12,0

Установка мод. 833Д (см. рис. 8.34) предназначена для получения мелкого и среднего литья из титановых сплавов в условиях мелкосерийного производства.

Все основные узлы установки размещены в пределах её вакуумной камеры. Внутри вакуумной камеры установки размещён водоохлаждаемый графитовый гарнисажный тигель, а в верхней части установки расположен механизм подачи расходного электрода в процессе плавки и отброса электрода перед выпуском металла из тигля. Для заливки форму размещают на столе центробежной машины.

Плавку проводят при величине рабочего вакуума 0,67 Па. Наплавка металла в тигле происходит в результате оплавления расходного электрода. Оплавление электрода и поддержание постоянной температуры в тигле печи осуществляется за счёт теплового излучения электрической дуги, сфокусированной между металлом в тигле и расходным электродом.

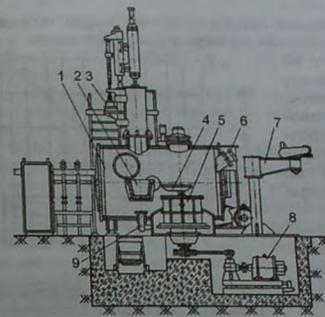


Рис. 8.34. Схема вакуумной дуговой плавильно-заливочной установки мод. 833Д: 1 – вакуумная камера; 2 – тигель; 3 – механизм подачи электрода; 4 – приёмно-направляющий лоток; 5 – контейнер с литейными формами; 6 – смотровое окно; 7 – поворотный кран; 8 – привод центробежного стола; 9 – контактная площадка для приварки расходного электрода

Выделяющаяся в процессе плавки тепловая энергия от зеркала расплава теплопроводностью и конвекцией расплава в тигле передается вглубь ванны расплава к внутренней поверхности гарнисажа и от гарнисажа через тигель поглощается водой, охлаждающей тигель.

В установке центробежную машину включают к моменту окончания плавки. При заливке, после отключения подачи электроэнергии на расходный электрод и отброса остатка электрода, тигель печи наклоняют вокруг горизонтальной оси и расплав из тигля, поступающий по приёмно-раздаточному лотку во вращающуюся форму.

В настоящее время существует достаточно большое количество установок, по конструкции аналогичных установке мод. 833Д, конструктивные особенности которых отличают их степень механизации, производительностью, позволяя, взамен расходного электрода использовать нерасходный электрод, плазменный горелку или электронную пушку и т.п.

Технология плавки в таких печах, как правило, заключается в том, что до начала плавки в тигель печи загружают компоненты шихты, вакуумируют и, после установки, на электрод (электроды) подают напряжение от источника постоянного питания. После подачи электроэнергии некоторое время на малой мощности подогревают электрод и тигель, после чего повышают мощность дуги до рабочих параметров и сплавляют электрод (электроды). По окончании расплавления электрода металл заливают в форму.

В процессе плавки в гарнисажных вакуумно-дуговых печах происходит угар различных химических элементов. Поэтому при шихтовке на плавку или при выборе химического состава расходного электрода учитывают угар химических элементов, который составляет: до 0,1...0,2% Ti; 2,0...2,5% Al; 10...15% Mn

Рассматривая вопрос о качестве титановых отливок, следует отметить, что на их качество, при всех прочих равных условиях, заметное влияние оказывает чистота сплава по содержанию в нём кислорода и азота.

Поскольку упругость паров титана, его окислов и нитридов примерно одинакова, то удаление окислов и нитридов титана из расплава даже в условиях вакуумной плавки, где печная атмосфера на 95...98% состоит из водорода, невозможна. По-

этому для получения титанового сплава, максимально очищенного от вредных составляющих, плавку сплавов проводят при достаточно глубоком вакууме, обеспечивая тщательный контроль и ограничение степени натекания воздуха в плавильную камеру печи.

Говоря о глубине вакуума в плавильной камере во время плавки титановых сплавов следует отметить, что для достижения указанных целей нет необходимости вести плавку в условиях абсолютного вакуума, поскольку существуют определённые значения вакуума, при которых содержание азота и кислорода в сплаве не увеличивается. В качестве примера на рис. 8.35 приведены зависимости содержания азота и кислорода в образцах, изготовленных из сплава ВТ5Л, от остаточного давления при плавке (Рост) [290].

Зависимости, представленные на рис. 8.35, свидетельствуют, что содержание азота в сплаве не увеличивается при остаточном давлении менее 2 Па, а содержание кислорода при остаточном давлении – менее 20 Па.

Исходя из того, что в процессе плавки титановых сплавов вакуумной системой печи реализуется принцип избирательности отщипки газов, присутствующих в плавильной камере, то для предотвращения насыщения сплава кислородом и азотом установлены зависимости [290] между величиной допустимого натекания и удельной скоростью плавления металла, а также от остаточного давления при определённой удельной скорости плавления металла в печи (см. рис. 8.36).

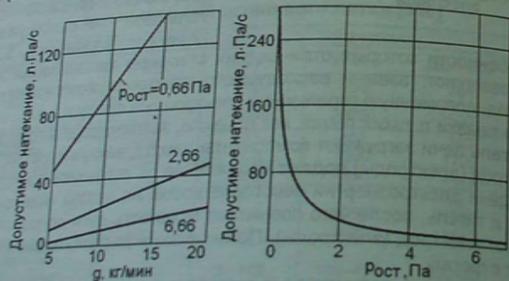


Рис. 8.36. Зависимость величины допустимого натекания от удельной скорости плавления металла (g) и от остаточного давления (Pост) при удельной скорости плавления титанового сплава 6 кг/мин

Анализ зависимостей, представленных на рис. 8.36, показывает, что с увеличением удельной скорости плавления титановых сплавов, а также с понижением остаточного давления в плавильно-заливочной камере установки величина допустимого натекания может быть увеличена.

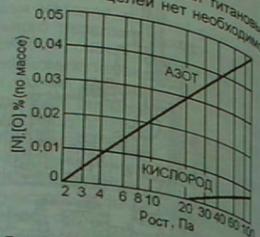


Рис. 8.35. Зависимость содержания газов в сплаве ВТ5Л от остаточного давления при плавке

Глава 9. ГАЗЫ И НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИЕ ВКЛЮЧЕНИЯ В МЕТАЛЛАХ И СПЛАВАХ

В металлах и сплавах промышленной чистоты всегда присутствует определённое количество растворённых газов (H_2 , O_2 , N_2 , CO , CO_2 , CH_4 , SO_2 , H_2S и др.). При этом в большинстве металлов и сплавов основную долю от общего объёма содержащихся в металлах газов составляет водород (до 60...98%). В значительно меньших количествах в металлах содержится кислорода и азота, и в ещё меньших количествах – других газов.

Из числа перечисленных газов наиболее заметное влияние на свойства металлов и сплавов, а также отливок и литых деталей, оказывает водород, кислород и азот.

В металлах и сплавах водород не образует устойчивых химических соединений и находится в твёрдом растворе внедрения либо при кристаллизации расплава выделяется в свободном состоянии, образуя в отливках водородные раковины или способствуя образованию газосадовочной пористости.

При высоких концентрациях водорода, находящийся в твёрдом растворе, резко понижает пластичность сплавов и вызывает у них "водородную хрупкость". Наиболее часто это явление наблюдается у высокопрочных сталей и титановых сплавов. Для предупреждения "водородной хрупкости" выплавку таких сплавов осуществляют в вакууме или проводят вакуумный отжиг отливок.

Кислород, в отличие от водорода, активно взаимодействуя с расплавами, образует химические соединения (окислы). При этом в расплавах, не растворяющих кислород, окислы в виде плёнок образуются на их свободной поверхности, а в расплавах, растворяющих кислород, образование окислов происходит по всему объёму расплава, в связи с чем содержание растворённого кислорода в таких металлах и сплавах невелико. Тем не менее явление химических соединений в расплавах оказывает большое влияние на свойства не только самих расплавов, но и на качество и отливок, и литых деталей.

Азот растворяется только в металлах и сплавах с высокой температурой плавления. В сплавах азот может образовывать химические соединения или находиться в растворе. При этом, являясь сильным аустенитообразующим элементом, азот может существенно влиять на фазовый состав и, соответственно, свойства, например, высоколегированных хромистых и хромоникелевых сталей, а также являться причиной образования в отливках азотной пористости или камневидного излома. Для сплавов, не растворяющих азот (см. табл. 9.1), он является инертным газом.

Основным источником поступления газов в металлы и сплавы является газовая среда, окружающая расплав, используемые шихтовые материалы и, в ряде случаев, футеровка плавильной печи и разливаемого ковша.

В расплав поступает азот преимущественно из воздуха, а CO , CO_2 , CH_4 , SO_2 – из печной атмосферы. Водород и кислород в расплав, поступают преимущественно из влаги, присутствующей в атмосфере, в результате прохождения на границе расплава с атмосферой следующей реакции:

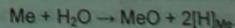


Таблица 9.1
Наличие растворимости газов в жидких металлах

Газ	Металл							
	Mg	Al	Cu	Ni	Fe	Co	Ti	Cr
Водород	+	+	+	+	+	+	+	+
Кислород	-	-	+	+	+	+	+	+
Азот	-	-	-	+	+	+	+	+

Примечание. "+" – газ растворим в металле, "-" – газ нерастворим в металле.

При этом равновесие в рассматриваемой термодинамической системе (расплавы – пары воды) определяется парциальным давлением паров воды в газовой фазе и концентрацией водорода и кислорода в расплаве.

Как было отмечено выше, в жидком металле газы находятся в ионизированных и атомарном виде (в растворённом состоянии), в виде растворимых и нерастворимых в расплаве химических соединений (в связанном состоянии), в виде молекул (в свободном состоянии), адсорбирующихся на поверхности Н.В., футеровки тигля, шлака, шлака. При кристаллизации расплава часть растворённых в них газов (водорода, азота), в связи со снижением их растворимости, из затвердевающей части металла диффундирует в его жидкую часть. По достижении предела растворимости в расплаве газы выделяются перед фронтом кристаллизации в виде самостоятельной фазы (газовых пузырей) либо в двухфазной области существования металла в отливке получают развитие газоусадочная пористость.

При этом вероятность образования газовых раковин и газоусадочной пористости в отливках тем выше, чем больше абсолютное значение соотношения пределов растворимости газа (водорода, азота) в жидком и твёрдом металле, при температуре его кристаллизации. Для сравнения в табл. 9.2 приведены данные [53, 150, 349] по растворимости водорода в металлах при температуре кристаллизации ($t_{кр}$) и перегреве металла на 100°C над температурой его кристаллизации ($t_{п}$) и приведены абсолютные значения соотношений величин растворимости водорода при переходе некоторых металлов из жидкого состояния в твёрдое рассчитанные с использованием данных табл. 9.2.

Растворимость водорода в металлах ($\text{см}^3/100 \text{ г}$)

Таблица 9.2

Состояние металла	Температура	Mg	Al	Cu	Ni	Fe	Ti
Твёрдый (S_T)	$t_{кр}$	20	0,035	2	20	12	1500
Жидкий ($S_{ж}$)	$t_{п}$	26	0,67	6	40	22	1100
Жидкий	$t_{п}+100^\circ\text{C}$	40	1	8	45	30	150

Примечание. Содержание газов в металлах и сплавах выражают в $\text{см}^3/100 \text{ г}$, в % или миллионных долей, которые находятся в следующих соотношениях:
 для [H] – $1,0 \text{ см}^3/100 \text{ г} = 0,00009\% = 0,9$ миллионных долей;
 для [N] – $1,0 \text{ см}^3/100 \text{ г} = 0,00125\% = 12,5$ миллионных долей;
 для [O] – $1,0 \text{ см}^3/100 \text{ г} = 0,00143\% = 14,3$ миллионных долей.

Изменение растворимости водорода, при переходе металла из жидкого состояния в твёрдое

Таблица 9.3

Металл	Mg	Al	Cu	Ni	Fe	Ti
$S_{ж}/S_T$	1,3	19,2	3,0	2,0	1,8	0,73

Это объясняется тем, что, несмотря на небольшую по абсолютной величине растворимость водорода в алюминии, величина соотношения растворимостей водорода в жидком и твёрдом алюминии оказывается наибольшей из числа металлов, приведенных в табл. 9.2.

Во избежание негативного влияния растворённых газов на свойства металла (сплава) и отливки (литой детали), следует устранить или сократить до минимума длительность контакта расплава с окружающей его газовой средой (если только газовая среда не является инертной). То есть создать условия, при которых содер-

жание растворённых в расплаве газов было бы меньше их равновесных концентраций при температуре кристаллизации металла (при температуре солидус сплава). При всех прочих равных условиях, растворимость двухатомных газов в металлических расплавах зависит от парциального давления газа ($P_{Г2}$) и температуры (Т). Равновесная растворимость газа (Г) при постоянной температуре расплава описывается законом Сиверта:

$$[\Gamma] = k \cdot \sqrt{P_{Г2}}, \quad (9.1)$$

где k – постоянный коэффициент (для данного газа при постоянной температуре). Если температура расплава изменяется, то формула (9.1) приобретает вид:

$$[\Gamma] = \frac{k_1 \cdot \sqrt{P_{Г2}}}{\exp \frac{\Delta H}{R \cdot T}}, \quad (9.2)$$

где k_1 – постоянный коэффициент, ΔH – теплота растворения 1-го моля газа в расплаве; R – газовая постоянная; T – температура, К. Поскольку в любой термодинамической системе все физико-химические процессы направлены в сторону достижения её равновесия при данных условиях, то, по сути, значение ΔH в уравнении (9.2) определяет направление реакции в системе расплав – газ.

В случае, если $\Delta H > 0$ – процесс растворения газа в металле эндотермический. При эндотермическом процессе растворение газа сопровождается поглощением теплоты, что при повышении температуры расплава приводит к увеличению растворимости газа в расплаве (см. кривую 1 на рис. 9.1). При $\Delta H < 0$ процесс – экзотермический, сопровождающийся выделением теплоты при растворении газа в расплаве. В этом случае с повышением температуры растворимость газа в расплаве понижается (см. кривую 2 на рис. 9.1).

К числу металлов поглощающих водород при понижении температуры, относятся: титан, молибден, ниобий, марганец, цирконий. В то же время в отливках из алюминиевых, медных, никелевых, железных и других сплавов, у которых при растворении водорода в расплаве $\Delta H > 0$, вероятность образования водородной (газоусадочной) пористости относительно высока.

Согласно формулам (9.1) и (9.2) на содержание газов в расплавах можно активно влиять изменением величины $P_{Г2}$, то есть повышая или понижая $P_{Г2}$, содержание растворённых газов в расплаве можно, соответственно, увеличивать или понижать. Для дегазации расплава понижения $P_{Г2}$ достигается либо путём создания вокруг расплава инертной газовой среды (например, из аргона или гелия), либо путём создания разреженной атмосферы (вакуума). Причём создание вокруг расплава инертной газовой среды, с точки зрения эффективности удаления из расплава газов, идентично созданию вакуума для этой же цели.

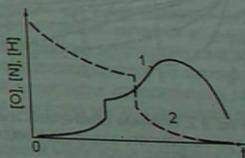


Рис. 9.1. Зависимость растворимости газов в металлах и сплавах от температуры (давление постоянное)

Как было отмечено выше, одним из основных источников поступления газов в расплав является используемая шихта. В качестве примера в табл. 9.4 приведены ориентировочные величины содержания водорода и азота в некоторых шихтовых материалах [226].

Материал	H, %		Материал	N, %	
	см ³ /100г	(по массе)		см ³ /100г	(по массе)
Никель-электролитический плавильный	2-10	-	Силикохром	2-10	-
	5-8	0,0025	Ферромарганец (80% Mn)	20-40	0,02-0,06
			Силикомарганец (низкоуглеродистый)	30-45	0,02-0,04
Ферросилиций: 75%-ный 45%-ный	6-15	0,005-0,010	Ферротитан	2-20	0,01-0,06
	2-10	0,001-0,002	Феррониобий	30-50	0,01-0,06
Феррохром: менее 0,1% C около 1% C 4-6% C	3-12	0,02-0,05	Феррованадий (40-55% V)	20-40	-
	3-12	0,03-0,05	Силикальций (25-33% Ca)	20-40	-
	5-12	0,004-0,012	Ферровольфрам	20-100	0,01-0,02
			Ферромolibден	1-4	0,01-0,02
Хром аллюмогерметический	-	0,16-0,25	Алюминий (первичный)	5-20	-
			1-2	0,001	

Следует отметить, что помимо указанных в табл. 9.4 шихтовых материалов, газы и Н.В. в расплав также вносятся используемым для плавки возвратом, отходящим слыва механических цехов и т.п.

В отличие от чистых металлов, растворимость газов в сплавах, приготовленных на основе этих металлов, может отличаться в большую или меньшую сторону. Причиной этого различия являются легирующие элементы, а также технологические и вредные примеси, содержащиеся в сплавах о чём, например, свидетельствуют зависимости, представленные на рис. 9.2 [53].

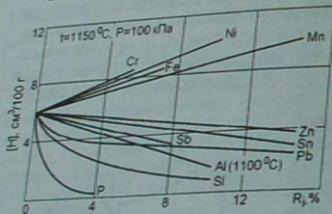


Рис. 9.2. Влияние химических элементов на растворимость водорода в жидкой меди

дочных дефектов в отливках, а также склонность к образованию различных типов и количества Н.В.

Н.В. — это неизбежные неметаллические примеси, присутствующие в металле (сплаве) в виде обособленной фазы. В большинстве случаев Н.В. являются нежелательными структурными составляющими, поскольку они могут в значительной степени ухудшать литейные, технологические, механические, физико-химические и эксплуатационные свойства металлов и сплавов.

В общем числе Н.В. наибольшую долю составляют включения, вносимые металлургической шихтой, а также Н.В., образовавшиеся при раскислении сплава и при его вторичном окислении [274]. То есть большая часть Н.В. образуется в жидком и

затвердевающим металле и располагается во всём объёме металла в виде мелко-дисперсных частиц различной формы и размеров.

В металлах и сплавах промышленной чистоты, как правило, содержание Н.В. не превышает 0,1% (по массе), а их размер — до 1 мкм и более. Из вышеизложенного следует, что в металле содержится огромное количество Н.В. Например, в 1 см³ 70% включений размером 0,2...1 мкм, около 43·10⁹ штук включений сульфидов и около 5·10⁹ штук карбонитридов [144, 271].



Рис. 9.3. Характерный вид Н.В. на шлифе металла

По внешнему виду (см. рис. 9.3), оцениваемому на нетравленном микрошлифе, Н.В. классифицируют на кристаллические (частицы, имеющую внешнюю границу, см. рис. 9.3,а), округлые (глобулярные, сферические, см. рис. 9.3,б), дендритоподобные, плёночные (см. рис. 9.3,в) и неправильной пространственной геометрической формы (конгломераты), что схематично представлено на рис. 9.3,г.

По происхождению Н.В. классифицируют на эндогенные, экзогенные и экзо-эндогенные. В металлах и сплавах подавляющее количество Н.В. носит эндогенный характер. Такие Н.В. "генетически" связаны с присутствием в расплаве газов и характеризуются самым разнообразным химическим составом.

Например, в стали эндогенные Н.В. образуются в результате прохождения реакции между компонентами сплава с растворённым в нём кислородом, серой и азотом при плавке металла, его разливе и кристаллизации. То есть эндогенные Н.В. являются либо продуктами химических реакций элементов, растворённых в металле, либо образуются в результате понижения их растворимости в процессе кристаллизации металла. Эндогенные Н.В. имеют относительно небольшие размеры и форму глобулей, конгломератов неправильной формы, дендритов, плёнок или кристаллов.

Из числа эндогенных выделяют тугоплавкие (первичные) и легкоплавкие (вторичные) Н.В. Тугоплавкие Н.В. образуются в процессе плавки металла и имеют температуру затвердевания более высокую, чем температура кристаллизации металла. Такие включения после кристаллизации металла практически не изменяют свой вид (глобулярный или кристаллический), их количество и относительно равномерный характер расположения в затвердевшем металле мало зависят от скорости кристаллизации металла.

Эндогенные легкоплавкие Н.В. растворимы в жидком металле и формируются в процессе охлаждения и кристаллизации металлургического расплава. Средой образования легкоплавких Н.В. является охлаждающийся расплав, движущий силой — понижение растворимости Н.В. в расплаве. Форма, количество и расположение легкоплавких Н.В. во многом зависят от скорости охлаждения и кристаллизации жидкого металла, температуры затвердевания Н.В., состава и количества примесей в металле и т.п. Из числа легкоплавких Н.В. наиболее нежелательны Н.В., имеющие наиболее низкую температуру плавления. Дело в том, что такие Н.В. затвердевают при температуре, близкой к эвтектической температуре сплава, или образуются компонентами сплава самостоятельную эвтектику, которая накапливается в процессе кристаллизации по границам дендритных ячеек и впоследствии резко охрупчивает сплав.

Экзогенные Н.В. представляют собой случайные частицы, попавшие в рабочую полость формы при ее прокаливании, частицы сколов поверхности извне в верхнего слоя КО, продукты эрозии футеровки плавильной печи и ковша, частицы шлака и т.п. Экзогенные Н.В., как правило, имеют относительно большие размеры и неправильную форму. Обычно, доля экзогенных Н.В. не превышает 10...15% от общей массы Н.В. находящихся в металле.

Экзогенные Н.В. в ряде случаев в виде ультрамелкодисперсных частиц могут быть введены намеренно для повышения жаростойкости и жаропрочности, могут быть введены (например, для повышения жаростойкости, коррозионной стойкости, термической стойкости и ударной вязкости, износостойкости, коррозионной стойкости, термической устойчивости и т.п.). В качестве таких экзогенных Н.В., например для сталей [13], используют микропорошки VN, TiN, TiC, ZrC и т.п. в количествах 0,05...0,10% от массы расплава, что составляет $10^8...10^9$ шт/см³.

Экзоэндогенные Н.В. — это экзогенные Н.В., изменившие свой первоначальный состав вследствие химических реакций, протекающих на границе контакта экзогенных Н.В. с жидким металлом. Как правило, доля экзоэндогенных Н.В. не превышает 5% от общей массы Н.В., находящихся в металле.

В основном, Н.В. имеют плотность, меньшую, чем жидкий металл. Тем не менее специфика технологии изготовления отливок методом литья по выплавляемым моделям, как правило, не позволяет использовать способ удаления их выплавляемыми моделями, как правило, не позволяет использовать способ удаления их выплавляемыми моделями. Поэтому в цехах литья по выплавляемым моделям все мероприятия, ковшовые или правальные на повышение чистоты металла по Н.В., сводятся либо к предупреждению образования Н.В., либо, за исключением способа отставания расплава, к очистке сплава от Н.В. до его поступления в рабочую полость формы. К числу таких мероприятий относятся: защита расплава от длительного контакта с атмосферой (сокращение длительности плавки, использование шлака и покровных флюсов), плавка в вакууме или в среде нейтрального газа), использование очищенной шихты, использование шихтовых материалов с низким содержанием газов и Н.В., раскиснение, дегазация и десульфурация металла, фильтрационная очистка расплава в форме и т.д.

Сталь. Для большинства сталей водород, азот и кислород являются вредными примесями, если только азот не является легирующим элементом стали. Растворенный в стали водород оказывает отрицательное влияние на пластичность стали, уменьшает плотность и герметичность отливок, кислород понижает преимущественно механические свойства стали, а азот, повышая прочностные свойства стали, снижает ее пластические свойства (см. рис. 9.4).

При этом отрицательное влияние кислорода в стали, в основном, сказывается опосредованно, через Н.В., количество, свойства, форма и место расположения которых, собственно, и определяют изменение свойств стали и качество отливок.

Водород. Водород является вредной примесью в стали, понижающей ее пластические свойства, вызывающей образование в отливках газосадочной пористости и способствующей изменению

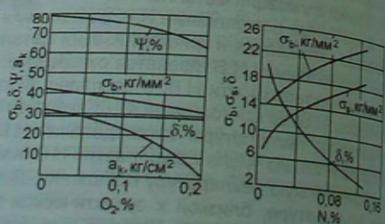


Рис. 9.4. Зависимость механических свойств углеродистой стали от содержания в ней кислорода и азота [79]

макроструктуры металла в отливках. В частности, по данным В.П. Калёнова, повышение содержания водорода, как и увеличение температуры заливки, увеличивает в стенках стальных отливок протяженность зоны столбчатых кристаллов и, соответственно, уменьшает ширину зоны равновесных кристаллов.

В железе и его сплавах водород находится в атомарном (ионном) состоянии, а его растворимость в металле описывается законом Сиверта, согласно которому с увеличением парциального давления водорода над расплавом увеличивается и его равновесное содержание в расплаве.

Основным источником поступления водорода в расплав является влага, присутствующая в атмосфере, шихтовых материалах, футеровке литья и ковша. В частности, В.И. Явойский показал [339], что в процессе плавки содержание водорода в расплаве:

$$[H] = k_{H_2} \sqrt{P_{H_2O}} \quad (9.3)$$

где [H] — содержание водорода в расплаве; P_{H₂O} — парциальное давление водяных паров в газовой фазе, равновесной с водородом; k_{H₂} — постоянный коэффициент.

Растворимость водорода в сталях, как и в других сплавах, зависит от температуры. В сплавах на основе железа растворимость водорода понижается с уменьшением температуры. При этом растворимость водорода "скачкообразно" изменяется при температурах фазового и аллотропных превращений железа. Резкое падение растворимости водорода, при большой насыщенности расплава водородом во время кристаллизации металла, приводит к выделению молекулярного водорода в жидкой части затвердевающего расплава, образуя в отливках дефекты — водородные раковины. При более низком содержании, водород способствует образованию в отливках газосадочной пористости.

Кислород. В сталь кислород поступает в результате контакта расплава стали с атмосферой, содержащей O₂, H₂O или CO₂, с влажностержащими шихтовыми материалами, а также из используемых шлакообразующих веществ, из футеровки печи и т.п. Присутствие в жидкой стали свободного кислорода сопровождается образованием в расплаве окислов и шпинелей, и, прежде всего, легкоплавкого соединения — FeO (закись железа). Закись железа выделяется из расплава в процессе его кристаллизации и, в связи с низкой температурой плавления, к окончанию затвердевания стали располагается в ее межкристаллитном пространстве, понижая не только механические свойства стали, но и ее трещиностойкость.

Аналогичное влияние на свойства стали оказывает присутствующее в ней сернистое железо (сульфид железа), растворимость которого в расплаве понижает растворенный в стали кислород. Понижение растворимости сернистого железа в расплаве способствует его выделению из раствора и образованию легкоплавкой прослойки между кристаллами в затвердевающей стали, влияющей на свойства стали аналогично закиси железа.

Поэтому с целью предупреждения образования горячих трещин в отливках и повышения механических свойств, сталь в процессе плавки необходимо защищать от контакта с атмосферой, не использовать влажностержащие шихтовые материалы и раскислять.

Наиболее полное удаление кислорода из расплава стали достигается при выплавке и кристаллизации стали в условиях вакуума или среде инертного газа.

Азот. В сталь азот, в основном, поступает из воздуха и шихтовых материалов, или, в случае легирования стали азотом, из азотированных шихтовых материалов, или в результате продувки жидкой стали газообразным азотом.

Растворимость азота в железе описывается законом Сиверса:

$$[N] = k_N \cdot \sqrt{P_{N_2}} \quad (9.4)$$

где $[N]$ – содержание азота в металле; k_N – постоянный коэффициент; P_{N_2} – парциальное давление азота.

Как и в случае водорода, растворимость азота в железе зависит от температуры. "Скачкообразное" изменение растворимости азота при температуре кристаллизации железа, при достаточной высокой концентрации азота в жидком металле, может вызвать появление азотной пористости в отливках.

В затвердевшей стали азот находится преимущественно в связанном состоянии, в виде мелкодисперсных Н.В. (нитриды), а также в твердом растворе. Находясь в твердом растворе, азот проявляет себя как аустенитообразующий элемент, способствующий повышению прочностных показателей стали и некоторому понижению её пластических свойств.

В стали, содержащей азот в значительных количествах, при кристаллизации и аллотропном превращении Fe_γ-Fe_α по кристаллографическим плоскостям кристаллитов могут выделяться нитриды железа (Fe₂N, Fe₄N, Fe₃N) в виде тонкодисперсных включений. Выделившиеся нитриды железа тормозят движение дислокаций в кристаллах, вызывая хрупкость металла и существенно понижая величину показателей ударной вязкости, относительного удлинения и сжатия, при одновременном повышении прочности и твердости стали. С этой точки зрения азот является нежелательной примесью в сталях [341].

В ряде случаев азот может явиться причиной образования в отливках камневидного излома. Основной причиной образования камневидного излома, вызывающего резкое падение ударной вязкости стали и понижение её трещиностойкости, в основном, является выделение нитридов алюминия в виде своеобразной сетки по границам зёрен [104].

Неметаллические включения. В подавляющем большинстве случаев Н.В. оказывают отрицательное действие на свойства сталей [230; 324; 334 и др.].

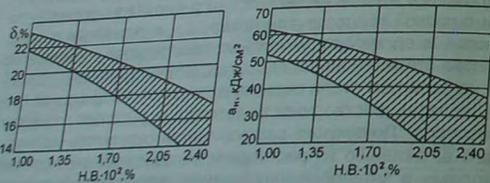


Рис. 9.5. Зависимость пластических свойств термообработанной стали 08X14N7ML от содержания в ней Н.В.

Н.В.), где обозначены: а – хладноломкость; б – ударная вязкость; в – коррозионная стойкость; д – пластичность; е – усталостная прочность; ж – водородная хрупкость [334].

В сталях встречаются Н.В., представляющие собой окислы, сульфиды, силикаты, фосфиды, нитриды и т.п. химических элементов, входящих в состав стали. Температура плавления и плотность некоторых Н.В. приведены в табл. 9.5.

Неметаллические включения	Химическая формула	Температура плавления, °С	Плотность при 20°С, г/см³
Нитрид бора	BN	3000	-
Нитрид титана	TiN	2900	5,3
Нитрид циркония	ZrN	2900	7,0
Оксид магния	MgO	2800	3,6
Оксид циркона	ZrO ₂	2700	5,7
Оксид хрома	Cr ₂ O ₃	2280	5,0
Сульфид церия	CeS	2200	5,9
Шпинель	MgO·Al ₂ O ₃	2135	3,9
Оксид алюминия	Al ₂ O ₃	2050	4,0
Нитрид ванадия	VN	2000	5,8
Алюминат железа	nFeO·mAl ₂ O ₃	1370–2000	3,0–3,9
Нитрид кремния	Si ₃ N ₄	1900	4,2
Оксид титана	TiO ₂	1825	3,1
Алдулузит	Al ₂ O ₃ ·SiO ₂	1810	5,5
Запис марганца	MnO	1785	6,9
Кремнезём	SiO ₂	1710	3,9
Герцинит	FeO·Al ₂ O ₃	1700	2,65
Силикаты железа	nFeO·mSiO ₂	1180–1700	2,3–5,3
Силикаты марганца	nMnO·mSiO ₂	1210–1700	4,0–5,6
Оксид церия	Ce ₂ O ₃	1690	6,9
Сульфид марганца	MnS	1620	4,0
Галаксит	MnO·Al ₂ O ₃	1560	4,2
Запис железа	FeO	1369	5,8
Феррит кальция	CaO·Fe ₂ O ₃	1216	4,7
Сульфид железа	FeS	1193	4,6
Фосфид железа	Fe ₃ P	1155	6,9

Влияние различных типов Н.В. на свойства сталей неоднозначно. Например, в определенных условиях карбиды и нитриды в сталях оказывают положительное влияние на её свойства, в то же время сульфиды, силикаты и окислы являются вредными структурными составляющими сталей.

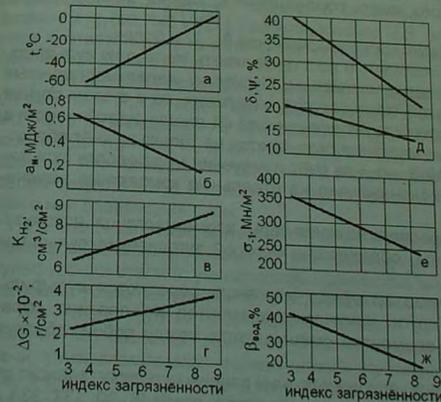


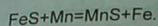
Рис. 9.6. Зависимости свойств стали 45L от индекса загрязнённости (условного количества Н.В.)

Из числа Н.В., присутствующих в сталях, наиболее отрицательное влияние на свойства сталей оказывают сульфиды. Это связано с тем, что железо с серой при высоких температурах образует непрерывный ряд твердых растворов, начиная от чистого железа до сульфида, содержащего 31% серы (эвтектика) с температурой плавления 988°С. Затвердевание образующихся растворов сульфидов в кри-

сталлизирующейся стали происходит в широком интервале температур с образованием тонких прослоек, располагающихся по границам кристаллитов и резко понижающих трещиностойкость стали.

На тип образования сульфидов оказывают влияние состав и свойства сульфидов, шестивалентное влияние оказывают присутствующие в сталях легирующие элементы, добавки и случайные примеси. В углеродистых сталях наибольшее влияние на состав и механизм образования сульфидов оказывает углерод и марганец. Влияние углерода на процесс образования сульфидов связано с изменением растворимости серы в жидком и твердом железе. Поскольку сера в железе может находиться как в свободном, так и в связанном состоянии, то с увеличением содержания углерода в стали понижается растворимость серы и, соответственно, увеличивается количество сульфидов.

Марганец по отношению к сере является более активным элементом, чем железо, в связи с чем также активно влияет на состав и свойства сульфидных включений. При вводе в жидкую сталь марганца железо из сульфидов восстанавливается по реакции:



Согласно реакции (9.5) отношение $\frac{[\% \text{Mn}]}{[\% \text{S}]} = 1,71$. То есть введённый в сталь марганец, в соответствии с данным стехиометрическим соотношением, должен полностью восстановить железо. В реальных условиях плавки количества марганца, соответствующего полученному стехиометрическому соотношению, оказывается недостаточным. Это связано с тем, что марганец в сталях, помимо серы, связывается не только с кислородом, но и с растворённым в них кислородом. Поэтому для полной нейтрализации серы и предотвращения образования в углеродистых сталях горячих трещин необходимо, по данным И.А. Липецкого, иметь соотношение $\frac{[\% \text{Mn}]}{[\% \text{S}]} \geq 4 \dots 6$. Для леги-

(9.5)

рованных сталей это отношение может достигать значений 8...12 и более.

В стали марганец может не полностью восстанавливать железо из сульфида, образуя при этом железомарганцевые сульфиды. Поскольку железомарганцевые сульфиды обладают более высокой температурой плавления, то и в этом случае присутствие марганца в стали способствует повышению её трещиностойкости в отливках. Положительное влияние марганца сказывается не только за счёт образования тугоплавкого соединения MnS , но и за счёт изменения морфологии сульфидов, изменяя их непрерывный плёночный вид на отдельные компактные включения.

Для нейтрализации в стали вредного влияния серы, кроме марганца, используют и другие химические элементы, образующие с серой тугоплавкие сульфиды (Al_2S , CaS , ZrS_2 , MgS и др.).

В легированных сталях, помимо сульфида марганца, образуются сульфиды хрома, вольфрама, молибдена и других химических элементов. Как правило, образующиеся сульфиды различных элементов смешиваются между собой, образуя сложные соединения.

Форма образующихся сульфидов, при всех прочих равных условиях, зависит от природы вещества-раскислителя и степени раскисленности стали [8; 30; 137; 333 и др.] или соотношения содержания серы и кислорода в стали. При этом, в зависимости от вида применяемого раскислителя и степени раскисленности, Н.В. различа-

ются не только формой, но и размером, а также местоположением в затвердевшем металле.

В нераскисленной стали, при большом содержании кислорода, образуются оксисульфиды глобулярной формы (Н.В. типа I). Ввод в сталь сильного раскислителя, располагающегося в межкристаллитном пространстве стали, (Н.В. типа II), содержания сильного раскислителя формируются сульфиды в форме конгломератов (Н.В. типа III).

Н.В. типа I на шлифе металла представляют собой обособленные, беспорядочные расположенные крупные частицы глобулярной формы. Такой тип Н.В. наблюдается 0,01...0,02% по массе) алюминия.

С повышением количества вводимого в сталь Al увеличивается степень её раскисленности, что приводит к изменению морфологии Н.В. В этом случае Н.В. имеют вид цепочек мелких глобул или плёнок. Такой вид Н.В. относят к типу II. По данным [205], предельное содержание алюминия в стали, при котором образуются Н.В. для среднеуглеродистой стали и 0,005...0,020% для высокоуглеродистой стали. При дальнейшем повышении содержания в стали Al или при увеличении содержания углерода (вплоть до 2,14%) происходит очередное изменение морфологии Н.В. На шлифе стали Н.В. имеют вид крупных конгломератов неправильной формы с хаотическим расположением на поверхности шлифа (Н.В. типа III).

По степени негативного влияния на свойства сталей (снижения пластических свойств, повышения их склонности к образованию трещин в отливках и т.п. [334 и ряд: тип II, тип III, тип I, тип I]. То есть для улучшения физико-механических свойств литой стали необходимо не только понизить содержание Н.В., но и глобуляризовать их рафинированием (продувки) расплава инертным газом, обработки специальным плавом соответствующего количества и вида раскислителей по определённой технологической схеме.

В работе [230] приведены результаты исследования влияния химического состава стали 08X14H7MЛ, шихтовых материалов и условий плавки стали в печи ИСТ-0,16 на механические свойства стали и величину усадочной пористости в тонких стенках отливок, полученных методом литья по выплавляемым моделям. Установлено, что из числа исследованных параметров химического состава стали наиболее существенное понижение ударной вязкости стали происходит при увеличении в ней содержания серы.

Из числа шихтовых материалов на снижение усадочной пористости отливок положительное влияние оказывает мишметалл, используемый для раскисления и десульфурации стали (с увеличением количества мишметалла, вводимого в расплав, величина усадочных дефектов в отливках понижается).

Из числа других параметров плавки на пластические свойства стали 08X14H7MЛ наиболее заметное влияние оказывает состояние тигля плавильной печи, учитываемое количеством плавов, проведенных в данном тигле, и содержание в стали Н.В. При этом с увеличением данных показателей пластические свойства стали понижаются.

Наиболее существенное понижение пластических свойств стали 08X14H7MЛ отмечается при повышении величины абсолютной влажности воздуха в плавиль-

ном отделении во время проведения плавки, о чём свидетельствуют зависимости, представленные на рис. 9.7.

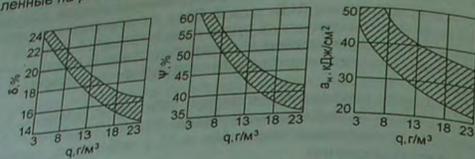


Рис. 9.7. Зависимость пластических свойств термообработанной стали 08Х14Н7МЛ от абсолютной влажности воздуха в плавильном отделении в период проведения плавки

На величину ударной вязкости стали 08Х14Н7МЛ оказывают влияние не только присутствующие в ней Н.В., но и, как было отмечено выше, сера. Установлено, что содержание остаточной серы в стали зависит от количества растворённого в стали кислорода. Зависимость содержания остаточной серы от количества растворённого в стали 08Х14Н7МЛ кислорода представлена на рис. 9.8.

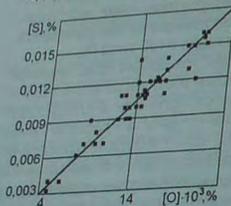


Рис. 9.8. Зависимость содержания остаточной серы от содержания кислорода в стали 08Х14Н7МЛ

Как следует из зависимости, представленной на рис. 9.8, увеличение в стали содержания кислорода приводит к росту содержания в ней остаточной серы. Прямая зависимость между содержанием [O] и [S] в стали объясняется тем, что вводимые в сталь химически активные элементы (Сe, Mn) образуют в расплаве стали химические соединения как с кислородом, так и с серой.

В исследованных условиях, от плавки к плавке, количество используемых раскислителей и десульфураторов не изменялось, незначительно изменялось количество серы, вносимой шихтовыми материалами, и существенно изменялось количество кислорода, поступившего в сталь из атмосферы.

В связи с этим используемого количества раскислителей и десульфураторов для ряда плавков оказалось недостаточно, для достижения минимального уровня содержания кислорода и серы в стали. То есть для обеспечения минимально возможного содержания серы и Н.В. в стали 08Х14Н7МЛ количество вводимых в сталь раскислителей и десульфураторов, от плавки к плавке, необходимо корректировать, помимо всего прочего, исходя и из степени изношенности тигля печи и абсолютной влажности воздуха во время плавки.

Результаты исследований, приведенные в работе [230], свидетельствуют о том, что, при всех прочих равных условиях, на содержание Н.В. и растворённых в стали газов, доминирующее влияние оказывают два фактора – величина абсолютной газопроницаемости набивной футеровки (тигля) ИТП и величина абсолютной влажности воздуха в плавильном отделении в период проведения плавки стали.

Данная закономерность объясняется тем, что материал набивного односторонне спечённого тигля ИТП характеризуется определённой величиной газопроницаемости, непрерывно возрастающей от его рабочей поверхности. Поэтому с уменьшением толщины стенки тигля печи, то есть с увеличением числа проведённых

плавков (увеличением степени износа футеровки печи), возрастает и его абсолютная газопроницаемость. В свою очередь, ведение плавки в тигле с тонкими стенками – к сокращению длительности плавки, с одной стороны, к усилению атмосферной влаги по капиллярам материала тигля к расплаву и, соответственно, увеличению, от плавки к плавке, количества Н.В., кислорода и водорода, ные на рис. 9.9 и рис. 9.10.

Анализ зависимостей, представленных на рис. 9.9 и рис. 9.10, показывает, что с увеличением износа тигля (ростом числа проведённых в тигле плавков) в стали возрастает содержание [H] и [O], а содержание [N] – уменьшается. Исходя из характера зависимости содержания [H], [O] (см. рис. 9.10) и продолжительности плавки (см. рис. 9.9) от числа плавков, проведённых в тигле, можно сделать заключение о том, что молекулярный кислород воздуха в значительной степени насыщает жидкую сталь, чем кислород атомарный, образующийся из влаги атмосферы на границе расплава – тигель (футеровка) печи. В противном случае характер зависимости содержания [H], [O] и [N] от числа плавков, с учетом продолжительности плавки (степени износа футеровки тигля), должен быть идентичным. То есть с увеличением числа плавков, проведённых в тигле (с уменьшением длительности плавки), содержание всех растворённых в стали газов должно было бы понижаться.

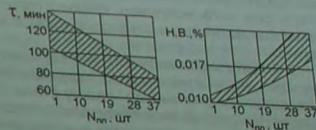


Рис. 9.9. Зависимость длительности плавки стали 08Х14Н7МЛ в печи ИСТ-0,16 и количества Н.В. (по массе) в стали от количества плавков (Nₙₙ) в периклазовом тигле печи

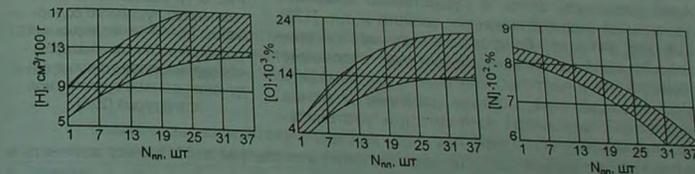


Рис. 9.10. Зависимость содержания газов в стали 08Х14Н7МЛ от количества плавков, проведённых в периклазовом тигле печи ИСТ-0,16

При всех прочих равных условиях, в отличие от кислорода, который в расплаве стали поступает как из воздуха, так и из водяных паров, содержащихся в воздухе, азот в расплаве может поступать только из воздуха. Поэтому с сокращением длительности плавки (уменьшением времени нахождения стали в жидком состоянии) в стали, соответственно, уменьшается и содержание азота.

Повышение содержания водорода, кислорода и Н.В. в сталях способствует не только понижению показателей их механических свойств, но и увеличивает количество усадочных дефектов в тонких стенках отливок [45; 222; 230 и др.]. При этом авторы работы [222] с присутствием водорода в стали связывают не только брак отливок по рыхлоте и газовым раковинам, но и трещинам.

В целях повышения качества стали 08Х14Н7МЛ и тонкостенных отливок из данной марки стали в работе [230] рекомендуется:

1. От плавки к плавке количество вводимых в сталь раскислителей и десульфураторов корректировать в зависимости от величины абсолютной влажности воздуха в цехе (на момент раскисления расплава стали) и степени износа футеровки (тигля) плавильной печи.
2. Для повышения пластических свойств стали 08Х14Н7МЛ, при всех прочих равных условиях, необходимо обеспечить минимальное содержание серы и Н.В. в стали, для чего, например, следует повысить плотность набивки футеровки печи, повысить эрозийную стойкость тигля и (или) выполнить тигель газонепроницаемым.
3. Работу на плавильном участке следует организовать таким образом, чтобы для фасонных тонкостенных, крупногабаритных отливок особо ответственного назначения плавку стали 08Х14Н7МЛ можно было проводить в печи, в тигле которой было проведено до этого не более 10 плавов.

Влияние азота на свойства высоколегированных хромоникелевых сталей и качество отливок из этих сталей — неоднозначно, что связано с аустенизирующим воздействием азота на структуру сталей данного класса. В частности, в работе [47] отмечается положительное влияние азота в стали 10Х18Н9Л на снижение брака литья по трещинам при содержании азота до 0,07...0,10 %, и резко отрицательное влияние азота на снижение брака отливок по трещинам, рыхлотам и газовым раковинам при его больших концентрациях.

Азот является желательным элементом в стали в том случае, если он растворен в легированном аустените или связан в виде стойких нитридов (TiN, AlN и др.). В этом случае азот становится легирующим элементом стали, влияющим на фазовый состав стали и её макроструктуру, позволяющим удешевить сталь и существенно изменить уровень её эксплуатационных свойств и т.п. [122; 226; 308; 341 и др.]. Легирование стали азотом преследует цель не только улучшить её отдельные свойства, но и частично или полностью заменить дорогостоящий никель более дешёвым и менее дефицитным марганцем. Азот сильный "аустенизатор". Аустенизирующее действие азота примерно в 20 раз сильнее никеля [226]. То есть введение в сталь 1 кг азота может заменить в ней около 20 кг никеля.

В качестве примера на рис. 9.11 представлена зависимость минимально допустимого содержания никеля в хромоникелевых сталях от содержания хрома и азота, при котором обеспечиваются условия получения сталей с аустенитной структурой. Анализ зависимостей, представленных на рис. 9.11, показывает, что для получения аустенитных сталей с содержанием Cr > 18% и Ni = 0 необходимо обеспечить содержание азота в стали, значительно превышающее его равновесную концентрацию.

В условиях открытой плавки получение годного стального литья с содержанием азота, превышающем равновесное, весьма проблематично в связи с образованием в отливках азотной пористости. Так, например, в отливках из ферритной или ферритно-аустенитной хромистой стали, содержащей более 20% Cr, азотная пористость образуется уже при содержании азота [N] ≥ 0,01-С (С — содержание углерода в стали, %) что является недостаточным для получения стали с чисто аустенитной структурой.

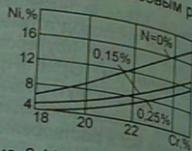


Рис. 9.11. Зависимость минимально допустимого содержания никеля от содержания хрома и азота, при котором обеспечиваются условия получения стали с аустенитной структурой [226]

В связи с этим основным условием получения плотных отливок из азотируемой безникелевой высокохромистой стали является компенсация недостающего щем элементом, например, марганцем.

Осуществляя замену никеля на марганец, либо вводя азот в сталь для получения равновесное содержание азота в стали, что позволит сэкономить применяемый в шихте азотируемой феррохром или азотируемый марганец и оценить возможность получения сплава с заданной структурой.

Расчёт равновесного содержания азота в стали проводят через определение параметров взаимодействия, определяющих влияние легирующих элементов на фидиентов активности азота в многокомпонентной системе. Для определения коэффициента К. Вагнера [36].

Согласно данному методу при растворении в растворителе нескольких веществ (А, В, С и т.д.) коэффициент активности каждого из них можно выразить уравнением (например для элемента А):

$$\lg f_A (\%A, \%B, \%C, \dots) = \lg (f_A^A + f_A^B + f_A^C + \dots) = e_A^A [A] + e_A^B [B] + e_A^C [C] + \dots \quad (9.6)$$

где $e_A^A = \frac{\partial \lg f_A}{\partial [A]}$, $e_A^B = \frac{\partial \lg f_A}{\partial [B]}$ и т.д. — параметры взаимодействия химических элементов.

Зависимость влияния вещества А на f_B и вещества В на f_A определяется уравнением:

$$\frac{e_A^B}{\mu_A} = \frac{e_B^A}{\mu_B}$$

где μ — масса атомов соответствующих элементов.

Параметры взаимодействия некоторых химических элементов, растворённых в жидком железе, приведены в табл. 9.6.

Таблица 9.6
Параметры взаимодействия ($e_N^i \cdot 10^2$) химических элементов, растворённых в жидком железе, при 1600°C [226]

Элемент	Al	B	C	Co	Cr	Cu	Mn	Mo	Nb	Ni
e_N^i	-2,8	+9,4	+13	+1,1	-4,5	+0,9	-2	-1,1	-6	+1
Элемент	O	P	S	Si	Sn	Ta	Ti	V	W	Zr
e_N^i	+5	+5,1	-1,3	+4,8	+0,7	-3,2	-45	-9,3	0,15	-63

Знак (-) или (+) перед численным значением параметра взаимодействия показывает влияние данного элемента на растворимость азота в железе. Если параметр взаимодействия (e_N^i) положителен, то растворённый в железе элемент увеличивает коэффициент активности азота и, следовательно, уменьшает его растворимость.

Пример 9.1. В качестве примера приведём расчёт равновесного содержания азота расплаве в стали 10Х18Н9Л при 1600°C в атмосферных условиях, если в

расплаве содержится: [C]=0,10%, [Cr]=18%, [Ni]=9%, [Si]=0,8%, [Mn]=1,2%, [S]=0,01%, [P]=0,012%.

- Используя данные табл. 9.6 рассчитываем:
- для углерода $\lg f_N^C = 0,01 \cdot e_N^C \cdot [C] = 0,01 \cdot 13 \cdot 0,10 = 0,013$;
 - для хрома $\lg f_N^{Cr} = 0,01 \cdot e_N^{Cr} \cdot [Cr] = 0,01 \cdot (-4,5) \cdot 18 = -0,81$;
 - для никеля $\lg f_N^{Ni} = 0,01 \cdot e_N^{Ni} \cdot [Ni] = 0,01 \cdot 1 \cdot 9 = 0,09$;
 - для кремния $\lg f_N^{Si} = 0,01 \cdot e_N^{Si} \cdot [Si] = 0,01 \cdot 4,5 \cdot 0,8 = 0,036$;
 - для марганца $\lg f_N^{Mn} = 0,01 \cdot e_N^{Mn} \cdot [Mn] = 0,01 \cdot (-2) \cdot 1,2 = -0,024$;
 - для серы $\lg f_N^S = 0,01 \cdot e_N^S \cdot [S] = 0,01 \cdot 0,7 \cdot 0,01 = 0,00007$;
 - для фосфора $\lg f_N^P = 0,01 \cdot e_N^P \cdot [P] = 0,01 \cdot 5,1 \cdot 0,012 = 0,000612$.

Коэффициент активности азота в стали рассчитываем по уравнению (9.6):

$$\lg f_N = \lg f_N^N + \lg f_N^C + \lg f_N^{Cr} + \lg f_N^{Ni} + \lg f_N^{Si} + \lg f_N^{Mn} + \lg f_N^S + \lg f_N^P$$

или

$$\lg f_N = 0,013 - 0,81 + 0,09 + 0,036 - 0,024 + 0,00007 + 0,000612 = -0,694$$

Растворимость азота в стали 10X18H9Л (при температуре 1600°C и давлении 0,1 МПа), определённая по графику, приведенному на рис. 9.12, составляет около [N] ≈ 0,22%.

Из уравнения (9.4):

$$[N] = k_N \cdot \sqrt{P_{N_2}} = 0,22\%$$

определяем значение k_N , приняв значение $P_{N_2} = 1$.

В результате расчёта получаем $k_N = 0,22$.

Поскольку парциальное давление азота в воздухе составляет $P_{N_2} = 0,79$ МПа, то равновесное содержание азота в стали [N_T] при 1600°C в атмосферных условиях составит (по массе):

$$[N_T] = [N] \cdot \sqrt{P_{N_2}} = 0,22 \cdot \sqrt{0,79} = 0,195\%$$

Вычислив величину [N_T], проводят соответствующий расчёт необходимого в шихте количества азотированного феррохрома, обеспечивающего в расплаве стали 10X18H9Л при 1600°C получение содержания азота [N_T] = 0,195%. При этом расчёт требуемого количества азотированного феррохрома (азотированного марганца) проводят с учётом усвоения азота из этих материалов и наличия азота в других шихтовых материалах.

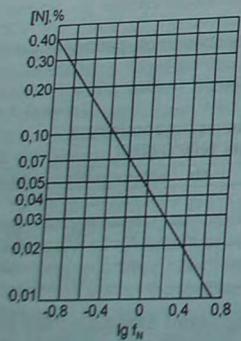


Рис. 9.12. Зависимость максимального содержания азота в жидком железе при 1600°C и давлении азота 0,1 МПа от логарифма коэффициента активности азота $\lg f_N$

Как правило, вышеприведенная методика расчёта является одним из этапов и в разработке новых марок аустенитных сталей, не содержащих никель.

В настоящее время разработано достаточно большое количество хромомарганцевых сталей, легированных 0,2...0,4% азота, взамен широко распространённых ганцевых сталей, в отличие от сталей типа 18-8, имеют более высокие показатели прочности и текучести, сохраняя при этом высокие значения пластических свойств, обладают в ряде случаев повышенными эксплуатационными свойствами. В частности [226], замена стали 12X18H10ТЛ на сталь марки Х18АГ12Л с содержанием азота до 1% позволила увеличить срок службы роторов центробежных насосов в рас-15...30 раз.

Существенным недостатком азотированных сталей является сложность сварки отливок и заварки у них дефектных мест. В этом случае решение проблемы сварки путём микролегирования стали ниобием, ванадием, цирконием, снижением содержания меди, исключением из состава стали бора и т.п.

Легирование сталей азотом реализуют двумя основными способами: либо путём ввода в жидкую сталь азотированных материалов, либо путём продувки расплава стали газообразным азотом.

Способ легирования сталей газообразным азотом наиболее экономичен, поскольку не связан с использованием дорогостоящих азотированных материалов. Кроме того, барботаж (продувка) расплава азотом позволяет удалить значительную часть растворённого в стали водорода и за счёт эффекта флотации существенно очистить расплав стали от Н.В. Тем не менее легирование газообразным азотом при плавке сталей в ИТП малой ёмкости не нашло широкого промышленного применения. Это, прежде всего, связано с необходимостью увеличения длительности плавки на процесс легирования азотом и необходимостью использования азота высокой чистоты (содержание примесей в азоте должно быть не более 0,01% по массе). Поэтому в цехах литья по выплавляемым моделям азотирование сталей проводят путём использования азотированных шихтовых материалов (марганца и феррохрома).

Азотированный марганец дают в плавильную печь под шлак после полного расплавления основной части шихтовых материалов. Азотированный феррохром дают в завалку печи. Коэффициент усвоения азота из азотированных материалов составляет 0,40...0,45.

Рассматривая вопрос о Н.В., следует отметить, что Н.В. оказывают отрицательное влияние на свойства не только большинства сталей, но и магнитных сплавов, понижая их магнитные свойства и повышая хрупкость литых магнитов. Поэтому снижение содержания Н.В. в магнитных сплавах – задача не менее важная, чем для сталей.

Авторы работы [203] с целью снижения содержания количества Н.В. в магнитных сплавах ЮН14ДК24 и ЮНДК35Т5 осуществляли плавку в плазменно-индукционной установке (стандартная ИТП, оснащённая плазмотоном и системой подачи аргона на зеркало расплава в печи), схема которой представлена на рис. 9.13,а, где обозначены: 1 – источник питания плазмотрона, 2 – водоохлаждаемый плазмотрон, 3 – футерованная крышка печи (свод), 4 – ротаметр, 5 – баллон с аргоном, 6 – подовый водоохлаждаемый медный электрод (анод). Н.В. – общее содержание неметаллических включений в сплаве (по массе).

Выплавка магнитных сплавов в плазменно-индукционной установке позволила авторам получить магнитные сплавы с величиной магнитных свойств, на ~10%

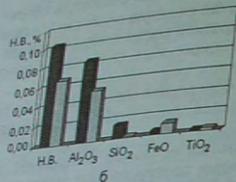
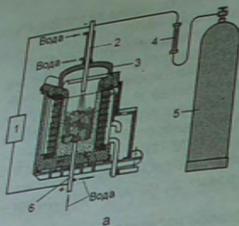


Рис. 9.13. Схема плазменно-индукционной установки (а) и гистограмма содержания Н.В. в магнитном сплаве на основе железа (б)

■ — плавка индукционная
 ▨ — плавка плазменно-индукционная

водород способствует уменьшению выделения грубых форм графита, стабилизации карбидов, увеличению склонности чугуна к отбеливанию, образованию дисперсной структуре отливок белых литейных сталей, состоящих из карбидов в структурах примесей как Al, Ti, Mg или Mn, с увеличением содержания водорода, повышается склонность чугуна к образованию в отливках пористости и понижается его жидкотекучесть.

Водород, наряду с другими газами, может являться причиной образования в отливках не только водородной пористости, но и раковин. При этом следует отметить, что причиной образования в чугунных отливках газовых раковин, является не только водород. Природу газа, вызвавшего появление в чугунной отливке той или иной газовой раковины можно определить по цвету её внутренней поверхности. Например, газовые раковины в чугунных отливках, возникшие в результате избыточного содержания в расплаве чугуна водорода, имеют

превышающих магнитные свойства аналогичных сплавов, выплавленных в условиях открытой индукционной плавки. Кроме того, использование плазмотрона в составе того, (при массе металлозавалки печи 100 кг) позволило сократить длительность плавки в 1,5...2,0 раза, понизить твердость сплава с HRC 47...48 до HRC 43...44 и уменьшить в нём содержание Н.В. с 0,103 до 0,068% (по массе), о чём свидетельствуют данные гистограммы, представленной на рис. 9.13,б.

Чугун. В чугунах могут присутствовать O, N, H, CO, CO₂, C_mH_n и т.д. Как и в сталях, с повышением температуры растворимость газов в чугуне возрастает, о чём свидетельствуют зависимости содержания водорода и азота в чугуне с 3,5% С (кривая 1), с 4,0% С (кривая 2) и с 4,3% С (кривая 3) от температуры, представленные на рис. 9.14 [79].

Водород. Содержание водорода в чугуне изменяется в достаточно широких пределах и зависит от состава, структуры и металлургического происхождения чугуна [143]. С увеличением эвтектичности чугуна количество см³/100г при S₃=0,77 до 8,37 см³/100 г при S₃=1,09 [271]. При этом большая часть водорода находится в диффузионно-подвижной форме.

Влияние водорода на свойства чугуна зависит от его концентрации и состояния в металле. В зависимости от этих параметров скорости образования графитной эвтектики, перлита, увеличению склонности чугуна к отбеливанию, образованию дисперсной структуре отливок белых литейных сталей, состоящих из карбидов в структурах примесей как Al, Ti, Mg или Mn, с увеличением содержания водорода, повышается склонность чугуна к образованию в отливках пористости и понижается его жидкотекучесть.

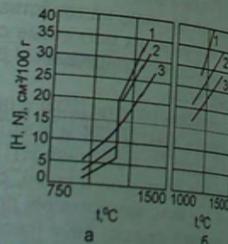


Рис. 9.14. Зависимость содержания в чугуне водорода (а) и азота (б) от температуры

серебристую блестящую поверхность, раковины, образованные окисью углерода, имеют голубоватую поверхность, раковины, образовавшиеся в результате захвата расплавом воздуха имеют серую или слегка окисленную поверхность [173].

Азот. С повышением температуры растворимость азота в чугуне возрастает, состояние в жидкое. В жидком чугуне равновесная растворимость азота, в зависимости от температуры и химического состава, может быть рассчитана по формуле [271]:

$$\lg[\%N] = \frac{1000}{t + 273} - 0,86 - 0,06[\text{Si} + \text{S}] - 0,15[\text{P}] - 0,24[\text{C}] + 0,015[\text{Mn}] + 0,03[\text{Cr}], \quad (9.7)$$

где t — температура чугуна, °C; Si, S, P, C, Mn, Cr — содержание химических элементов в чугуне, %.

По влиянию на растворимость азота в чугуне химические элементы можно объединить в две группы:

- Ti, V, Ni, Cr, Mn, Mo, W — увеличивают растворимость азота в чугуне;
- Al, Cu, Zn, S, As, Ni, Si, P, O, C — уменьшают растворимость азота в чугуне;

Содержание азота в сером чугуне, как правило, не превышает 0,01%. С увеличением содержания азота до 0,01% в структуре серого чугуна увеличивается количество перлита, что, соответственно, повышает прочность чугуна. Увеличение содержания азота в сером чугуне свыше 0,015%, при замедленном теплоотводе в процессе кристаллизации чугуна, вызывает образование газосадовочной (азотной) пористости в отливках.

Влияние азота на структуру и свойства чугуна определяется формой его присутствия в металле. В случае образования азотом фаз внедрения — повышается прочность и твердость чугуна, увеличивается стойкость карбидов. В случае образования нитридов — происходит понижение степени графитизации чугуна.

Изменения поведения азота относительно графитизации чугуна достигают за счет ввода в чугун нитридообразующих химических элементов, влияние которых зачастую носит экстремальный характер. Так, например, при введении в чугун малых количеств Ti и V происходит образование нитридов и, соответственно, повышение степени графитизации. С дальнейшим увеличением количества вводимого Ti и V происходит преимущественное образование карбонитридов и карбидов и понижение степени графитизации чугуна.

Использование V в количестве 0,1...0,2% резко понижает содержание азота в чугуне за счет образования нитрида ванадия, что способствует увеличению степени графитизации чугуна. Дальнейшее увеличение концентрации V значительно повышает растворимость азота в чугуне и его влияние на степень графитизации становится резко отрицательным.

В доэвтектическом сером чугуне азот повышает равновесные температуры и уменьшает C₃, который рассчитывается по уравнению [142]:

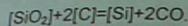
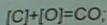
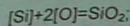
$$C_3 = [\%C] + 0,3[\%Si] + 0,27[\%P] - k[\%N] \quad (9.8)$$

где k — коэффициент пропорциональности.

Кислород. Содержание кислорода, как и содержание других газов в чугуне, зависит от марки чугуна и плавильного агрегата, в котором был получен чугун. По данным [143], содержание кислорода в доменном литейном чугуне составляет 3...20 см³/100 г или 0,0043...0,0286%, в сером ваграночном чугуне — 0,65...5 см³/100 г или 0,0009...0,00717%, в ковком чугуне после отжига — 1...3 см³/100 г

или 0,00143...0,00429%. Кислород в чугуне находится в жидком состоянии в тех же состояниях, что и в сталях. Находясь в растворенном состоянии в жидком чугуне, кислород может способствовать дезактивации центров графитизации. В то же время химический состав чугуна способствует развитию процесса графитизации и увеличению дисперсности включений графита. Для снижения содержания кислорода чугуна обрабатывают графитизирующей содой или газами, не содержащими кислорода.

С повышением температуры перегрева, содержание кислорода в жидком чугуне увеличивается. При этом содержание и формы существования кислорода в чугуне определяются преимущественно термодинамическими условиями протекания следующих реакций:



С повышением температуры реакции (9.9) и (9.10) превалируют. Источником кислорода в жидком металле являются: атмосфера печи, шихта футеровка печи и т.п.

Из числа Н.В. в чугуне наиболее часто встречаются FeS, MnS, FeO, Fe₂O₃, Fe₃O₄, SiO₂, MnO, Fe₂C и др. Кроме того, основной структурной составляющей чугунов (за исключением белых чугунов) является графит, который также относится к категории Н.В.

По происхождению и составу подавляющее количество Н.В. в чугуне аналогично Н.В., присутствующих в сталях. При этом содержание эндогенных Н.В. в обычном сером чугуне, с учётом графита, может достигать 5...6% [271].

В отличие от сталей, благодаря особенностям своей структуры, свойства чугунов менее чувствительны к присутствию в них Н.В. Тем не менее с увеличением количества Н.В. уменьшаются размеры графита, снижается содержание связанного углерода и склонность чугуна к отбелу. Чугун с большим содержанием оксидных включений, при той же твердости, имеет более высокую прочность [144].

Поскольку количество Н.В. в чугуне влияет на размеры графита и прочность чугуна, соответственно, это влияние сказывается и на герметичности чугуновых деталей. При всех прочих равных условиях [60], герметичность чугуновых отливок зависит от величины их газоусадочной пористости, формы, размеров и количества графита, а также прочности металлической основы чугуна. Более высокой герметичностью обладают отливки, изготовленные из чугуна с более низкой степенью окисленности (перлитный чугун) и мелким графитом. Легирование чугунов с низким углеродным эквивалентом медью и хромом также повышает их герметичность.

Влияние количества графита (Г) на единицу площади шлифа, длины включений графита (l), а также количества феррита (Ф) в структуре на герметичность отливок из серого чугуна, по данным [60], представлено на рис. 9.15, где герметичность выражена в условных единицах.

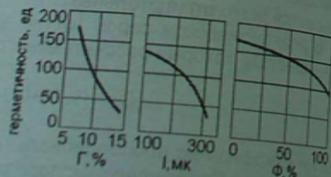


Рис. 9.15. Влияние количества и размеров структурных составляющих серого чугуна на его герметичность

Из зависимостей, представленных на рис. 9.15, следует, что герметичность отливок тем выше, чем меньше значения Г, l и Ф.

Наиболее нежелательными Н.В. в чугунах являются сульфиды и фосфаты. Находясь в связанном состоянии (сульфидах), сера активно сдерживает процесс графитизации и ухудшает литейные свойства чугуна. Кроме того, образование по границам зёрен чугуна хрупкой сульфидной эвтектики существенно снижает его механические свойства. Для нейтрализации вредного влияния серы соотношение марганца к сере в чугуне должно быть не менее 4...5.

Исследования, проведенные авторами работы [167] по оценке влияния вакуума на процесс графитизации в чугуне, показывают, что с уменьшением содержания в чугуне серы и растворённых газов, а также при увеличении глубины вакуума при переходе из пластинчатой в сферическую форму даже без использования модификатора.

Фосфор, увеличивая жидкотекучесть чугуна, неоднозначно влияет на его механические свойства. В малых количествах фосфор легирует феррит и повышает механические свойства чугуна. При увеличении содержания фосфора образует легкоплавкую ($t_{пл} = 953^{\circ}C$) фосфидную эвтектику (Fe₃P-Fe₂C-Fe), которая, выделяясь при кристаллизации чугуна в виде крупных включений или сетки по границам его зёрен, существенно понижает прочность чугуна. В связи с этим, в зависимости от типа чугуна и его химического состава, предельно допустимое содержание фосфора в чугуне ограничивают 0,3...0,8%.

Медь и медные сплавы. Как и в других металлах и сплавах, Н.В. в меди и её сплавах оказывает негативное влияние на их свойства, о чём, например, свидетельствуют зависимости, представленные на рис. 9.16 [325].

В меди и медных сплавах Н.В., в основном, представляют собой окислы меди, цинка, олова, фосфора, алюминия, железа, свинца, кремния, марганца и т.п., а в число растворённых газов входят O, H, SO₂, CO.

Из числа растворённых газов наиболее нежелательным является водород, содержание которого предопределяет величину газоусадочной пористости в отливках, и кислород, с присутствием которого в отливках связано возникновение газовой пористости, оксидных включений, горячих трещин и т.д. [202].

Содержание кислорода в бронзе, при всех прочих равных условиях, зависит от природы и содержания в ней легирующих компонентов (см. табл. 9.7), а также условий её выплавки [138; 202 и др.].

В основном, кислород в бронзах находится в связанном состоянии в виде Н.В. Из числа Н.В., присутствующих в медных сплавах, наиболее опасной является окись меди.

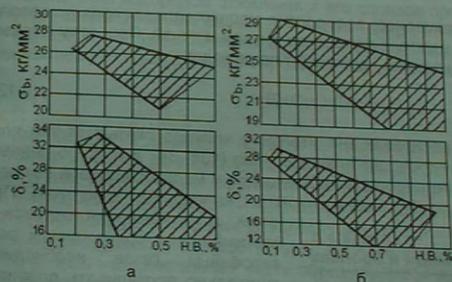


Рис. 9.16. Зависимость механических свойств бронз БрОЦСН 3-7-5-1 (а) и БрОЦС 5-5-5 (б) от количества в них Н.В. (заливка в кокиль)

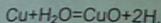
Имея низкую температуру плавления и находясь в растворённом состоянии окисл меди выделяется по границам зёрен кристаллизующегося металла, что существенно понижает его механические свойства и, в особенности, пластичность.

Таблица 9.7
Предельные концентрации кислорода в бронзе [202]

Легированный элемент	Содержание кислорода в расплаве (%), при содержании легирующего элемента		
	3%	5%	8%
Sn	0,037	0,03	0,025
Ni	0,6	0,34	0,22
Zn	0,003	0,002	0,0025
Pb	0,11	0,065	0,045
Sb	0,65	0,51	0,42

вают негативное влияние на качество сплава (металла) и отливок. Вызывая образование в отливках газовой пористости и трещин, понижая герметичность отливок, физико-химические свойства металла. Газовые поры при кристаллизации металлов медных сплавов, не содержащих алюминий, возникают в результате выделения паров воды в расплаве. В свою очередь, водяные пары образуются в результате химического взаимодействия водорода и кислорода, растворённого в жидком кристаллизующемся металле. Помимо водяных паров, причиной образования газовой пористости в отливках и слитках меди и её сплавов могут являться как водород, так и SO_2 и CO .

Основным источником атомарного водорода в медных сплавах является влага, содержащаяся в воздухе, в шихте, в футеровке ковшей и печей. При этом образование атомарного водорода из влаги происходит по реакции:



На содержание газов в расплавах значительное влияние оказывает тип плавильного агрегата, в котором проводят плавку сплава [138, 347 и др.]. По данным [347], наименьшее содержание водорода наблюдается у медных сплавов выплавляемых в индукционных печах (из числа открытых плавильных агрегатов). При этом, для получения сплавов с минимальным содержанием растворённых газов необходимо тщательно прокаливать плавильные тигли и разливные ковши, использовать обезвоженные порошковые флюсы и шихтовые материалы.

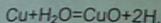
Растворимость водорода в меди и медных сплавах увеличивается с ростом температуры нагрева (см. табл. 9.8 [294]), в связи с чем, не рекомендуется подвергать их значительному перегреву во время плавки.

В цехах литья по выплавляемым моделям для очистки медных сплавов от Н.В. наиболее широкое распространение получил способ обработки расплавов рафинирующими флюсами. Эффективным способом удаления водорода и Н.В. из распла-

ва плохо раскисненной меди, что обусловлено большим количеством окислов, содержащихся в расплаве. В основном, окислы алюминия, кремния или магния, в основном, содержатся в осадке, образующемся при понижении температуры. Механические свойства сплавов ухудшаются вследствие герметичности отливок и т.п.

В отливках из меди и медных сплавов растворённые газы оказывают негативное влияние на качество отливок. Вызывая образование в отливках газовой пористости и трещин, понижая герметичность отливок, физико-химические свойства металла. Газовые поры при кристаллизации металлов медных сплавов, не содержащих алюминий, возникают в результате выделения паров воды в расплаве. В свою очередь, водяные пары образуются в результате химического взаимодействия водорода и кислорода, растворённого в жидком кристаллизующемся металле. Помимо водяных паров, причиной образования газовой пористости в отливках и слитках меди и её сплавов могут являться как водород, так и SO_2 и CO .

Основным источником атомарного водорода в медных сплавах является влага, содержащаяся в воздухе, в шихте, в футеровке ковшей и печей. При этом образование атомарного водорода из влаги происходит по реакции:



На содержание газов в расплавах значительное влияние оказывает тип плавильного агрегата, в котором проводят плавку сплава [138, 347 и др.]. По данным [347], наименьшее содержание водорода наблюдается у медных сплавов выплавляемых в индукционных печах (из числа открытых плавильных агрегатов). При этом, для получения сплавов с минимальным содержанием растворённых газов необходимо тщательно прокаливать плавильные тигли и разливные ковши, использовать обезвоженные порошковые флюсы и шихтовые материалы.

Растворимость водорода в меди и медных сплавах увеличивается с ростом температуры нагрева (см. табл. 9.8 [294]), в связи с чем, не рекомендуется подвергать их значительному перегреву во время плавки.

В цехах литья по выплавляемым моделям для очистки медных сплавов от Н.В. наиболее широкое распространение получил способ обработки расплавов рафинирующими флюсами. Эффективным способом удаления водорода и Н.В. из распла-

ва меди также является продувка расплава инертным или нейтральным газом, например, аргонном. Фильтрационная очистка расплава в форме и т.п. [53, 224 и др.].

Для предотвращения окисления медных сплавов в процессе их плавки необходимо создавать условия, предохраняющие сплав от окисления, а перед выпуском сплава, но и содержание в нём водорода.

Насыщение водородом и окисление медных сплавов происходит не только в процессе плавки, но и при заливке металла в форму (при заливке содержание водорода в отливке по отношению к содержанию водорода в металле, находящемся в дить быстро, короткой струей, сократив до минимума длительность нахождения расплава в печи и ковше.

Алюминиевые сплавы. Основными Н.В. в алюминиевых сплавах являются мелкодисперсные частицы $\gamma-Al_2O_3$, образующиеся преимущественно в процессе плавки и заливки формы. В значительно меньших количествах в алюминиевых сплавах присутствуют окислы кремния, титана, железа, цинка, магния, кальция и т.п. Поскольку образующиеся во время плавки мелкодисперсные частицы $\gamma-Al_2O_3$ имеют форму, близкую к пластинчатой (плёночной), и обладают плотностью, близкой к плотности расплава алюминиевого сплава, то в расплаве данные частицы находятся во взвешенном состоянии, понижая литейные и механические свойства сплавов, герметичность отливок и т.п.

Из всех газов, присутствующих в алюминии и его сплавах, наибольшую долю (до 80...98 %) занимает водород [53, 323 и др.], повышающий пористость отливок.

Насыщение водородом алюминия и его сплавов происходит, в основном, в результате взаимодействия расплава с парами воды, находящимися в воздухе, шихте, стенках тигля, используемых флюсах. При взаимодействии жидкого алюминия (алюминиевого сплава) с влагой происходит следующая химическая реакция:



Как следует из уравнения (9.13), в результате этого взаимодействия образуется не только водород, но и кислород, тут же образующий с алюминием термодинамически устойчивый окисел. Образовавшийся на поверхности расплава в тигле окисел $\gamma-Al_2O_3$ является сплошной непроницаемой плёнкой для водорода. Тем не менее при прохождении реакции (9.13) конвективное движение расплава в тигле печи постоянно нарушает сплошность образующейся плёнки окисла $\gamma-Al_2O_3$, в результате чего лишь незначительная часть образующегося из влаги водорода рекомбинирует в молекулы и уходит в атмосферу, большая же часть образовавшегося водорода поступает в расплав.

Следует отметить, что у сплавов системы Al-Mg плёнка окислов на зеркале расплава, в основном, состоит из рыхлых окислов магния, которые не защищают расплав от насыщения водородом. Аналогичным образом на степень окисления алюминиевых сплавов влияют щелочные, щелочноземельные металлы и цинк. В противоположность данной группе металлов, бериллий, при содержании до 0,01%, заметно понижает степень окисления расплавов алюминиевых сплавов.

Степень насыщения алюминиевого сплава водородом зависит от ряда факторов, в том числе и от типа используемого плавильного агрегата, о чём свидетельствуют данные, приведенные в табл. 9.9 [129].

Из данных, приведенных в табл. 9.9, следует, что наименьшему наводороживанию и, следовательно, окислению подвергаются алюминиевые сплавы, выплав-

Таблица 9.9
Содержание водорода в алюминиевых сплавах, выплавленных в различных плавильных агрегатах

Тип плавильной печи	Масса садки, кг	[H], см ³ /100 г
Индукционная, канальная (30 кВт)	2000	0,08–0,15
Созоротивления (150 кВт)	1000	0,10–0,17
Тигельная газовая	400	0,10–0,25
Пламенная, отражательная	600	0,17–0,35

жения потоков расплава в области зеркала расплава в тигле печи во время плавки [208].

При всех прочих равных условиях, количество водорода и Н.В. в алюминиевых сплавах во многом зависит от содержания и природы химических элементов, присутствующих в сплавах, о чём свидетельствуют данные, приведенные в табл. 9.10 [225].

Таблица 9.10
Влияние химических элементов на содержание водорода и $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ в алюминиевых сплавах при температуре 700°С

Сплав	[H], см ³ /100 г	$\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$, %	Сплав	[H], см ³ /100 г	$\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$, %
Al	0,6	0,001	Al+5%Cu	2,1	0,006
Al+1%Si	1,2	0,0012	Al+7%Cu	1,98	0,01
Al+2%Si	1,15	0,0015	Al+9%Cu	1,8	0,008
Al+5%Si	1,3	0,004	Al+0,5%Zn	1,14	0,023
Al+9%Si	1,3	0,015	Al+1%Zn	0,96	0,0016
Al+11%Si	1,48	0,023	Al+1,5%Zn	1,28	0,002
Al+1%Cu	2	-	Al+2%Zn	1,24	0,002
Al+3%Cu	1,6	0,003	Al+2,5%Zn	1,36	0,0025

Содержание водорода в том или ином алюминиевом сплаве, как правило, находится в прямой зависимости от содержания в расплаве и $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$. Эта зависимость объясняется тем, что водород в алюминиевых сплавах, в основном, адсорбируется на твердых частицах $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$. Поэтому, с удалением из расплава этих частиц, частично удаляется и водород.

С повышением температуры перегрева возрастает насыщенность алюминиевых сплавов водородом и Н.В. В связи с этим, поскольку наиболее активное взаимодействие алюминиевых сплавов с газами происходит при температуре расплава превышающей 800°С, при плавке алюминиевых сплавов температуру перегрева расплава, как правило, ограничивают 730...750°С.

В процессе кристаллизации до 95% растворенного в расплаве водорода выделяется в затвердевающем расплаве в виде самостоятельной газовой фазы, значительно увеличивая пористость отливок и снижая их механические и эксплуатационные свойства. Окислы алюминия при кристаллизации располагаются в межзеренном пространстве сплава, резко охрупчивая его. В связи с этим для получения отливок высокого качества, помимо ограничения температуры перегрева расплава, тщательной подготовки тигля печи, плавно-разливочного инструмента и шихто-

ляемые в индукционных канальных печах, наибольшее содержание водорода имеют сплавы, выплавленные в пламенных отражательных печах.

Понизить содержание Н.В. соответственно, содержание водорода в алюминиевых сплавах можно не только заменив один плавильный агрегат другой, но и внутреннюю конфигурацию тигля печи, например, обеспечивая тем самым понижение скорости движения расплава.

вых материалов, использования качественных шихтовых материалов и ведения плавки под покровным флюсом, расплав дополнительно рафинируют и дегазируют.

Дегазацию алюминиевых сплавов проводят методом "замораживания", вакуумирования, продувкой через ванну расплава химически активного (хлора) или инертного (азота, аргона, гелия) газа, обработкой ультразвуком, пропусканием через расплав электрического тока и т.п. Дегазация сплавов путем их вакуумирования, обработкой ультразвуком и продувкой газами в цехах литья по выплавляемым моделям не нашла распространения, в частности, из-за сложности и высокой стоимости применяемого для вакуумирования и ультразвуковой обработки оборудования и токсичности хлора. Поэтому, как и в случае дегазации меди, частичной дегазации расплавов алюминиевых сплавов достигают путем их охлаждения ("замораживая") в печи до температуры кристаллизации с последующим быстрым нагревом до технологической температуры и разливкой в формы.

Рафинируют сплавы путем их обработки хлористыми солями, фильтрацией через шамотную или магнезитовую крошку, пропитанную специальными флюсами, крошку из высокоплавких флюсов и т.п.

В настоящее время в цехах литья по выплавляемым моделям наибольшее распространение получило рафинирование и дегазация алюминиевых сплавов хлористыми солями цинка, титана, марганца и др., а также гексахлорэтаном и тетрагидрохлорэтаном в тигле плавильной печи.

Известные методы рафинирования делят на адсорбционные и неадсорбционные. К числу адсорбционных методов относится рафинирование путем продувки ванны расплава аргоном. С целью повышения рафинирующего эффекта, в некоторых случаях продувку расплава осуществляют смесью аргона с порошком легкоплавкого флюса. По данным [129], эффект очистки сплава от продувки его смесью аргона с легкоплавким флюсом, по сравнению с его продувкой чистым аргоном, в три раза выше по степени удаления водорода и в 20...50 раз – по степени очистки от оксидных включений.

В основу механизма рафинирования хлористыми солями положена реакция замещения металла соли алюминием. При использовании хлористых солей, например хлористого цинка, помимо рафинирующего эффекта, происходит частичная дегазация расплава. Это связано с тем, что в процессе рафинирования из ванны расплава выделяются пузырьки газа хлористого алюминия и хлористого цинка, насыщенные водородом. При использовании хлористого марганца последний реагирует с расплавом с образованием хлористого алюминия, который и дегазирует расплав.

Рафинирование хлористыми солями, в частности хлористым цинком, проводят с использованием железного колокольчика при температуре расплава 720...730°С. Для рафинирования предварительно обезвоженный хлористый цинк с помощью колокольчика погружают в ванну расплава, совмещая данную технологическую операцию с интенсивным перемешиванием металла в печи. После прекращения газовой выделений из расплава с зеркала металла снимают шлак и выдерживают очищенный расплав до заливки в течение 5...10 минут. Расход хлористых солей, при этом способе рафинирования составляет 0,1...0,2 % от массы сплава. Недостатком использования хлористых солей является их гигроскопичность.

В отличие от хлористых солей, гексахлорэтан не гигроскопичен и не требует специальной подготовки перед использованием.

Гексахлорэтан (гексахлорэтан – органическое вещество плотностью при 20°С, около 2090 кг/м³, с температурой возгонки 185,5°С) в виде порошка или таблеток вводят в расплав, где он разлагается с выделением хлора. Часть образовавшегося

хлора реагирует с алюминием, а часть — соединяется с углеродом, образуя тетра-хлорэтилен (жидкость с температурой кипения 121°C). Образовавшийся тетра-хлорэтилен в расплаве превращается в пар, который, наряду с образовавшимся хлористым алюминием, дегазирует расплав.

В работе [272] представлены результаты исследований по оценке эффективности использования различных рафинирующих сред и способов рафинирования для сплавов АЛ4 и АЛ9. Рафинирование в тигле (металлоемкость для тигля по алюминию 200 кг) при температуре 740°C. Модифицирование сплавов проводили смесь солей, состоящей (по массе) из 62% NaCl, 13% KCl и 25% CaF₂. Результаты определения пористости отливок, залитых в песчаные формы, приведены в табл. 9.11.

Пористость отливок из алюминиевых сплавов

Таблица 9.11

п/п	Рафинирующее средство	Технология рафинирования	Балл пористости по пятибалльной шкале	
			сплав АЛ4	сплав АЛ9
1	Без рафинирования	Нет	4-5	4
2	Титановая стружка	Замешивание в расплав обезжиренной стружки в течение 5 мин	3-4	3-4
3	Хлористый марганец	Ввод в расплав 0,2% MnCl ₂ (в колокольчике)	4	4
4	Гексахлорэтан	Модифицирование 0,4% (тремя порциями в колокольчиках)	3	3
5	Аргон	Продувка ванны расплава в течение 10 мин при давлении 0,2 ат	2-3	2-3
6	Универсальный флюс	Ввод в расплав 2% флюса: 50% NaCl, 30% NaF, 10% KCl, 10% Na ₂ AlF ₆ , выдержка под флюсом 10 мин	3-4	3-4
7	Инертный фильтр	Фильтрация через стеклоткань ССФЗ	4	4
8	Активный фильтр	Фильтрация при переливе из печи в раздаточный тигель через 100-мм слой флюса из 52,7% CaF ₂ , 47,3% NaF	3-4	3-4
После модифицирования				
9	Ультразвук	Обработка (20 МГц) в две стадии: первая — 10 мин, перерыв — 10 мин, вторая — 10 мин	2-3	2-3
10	Вакуумирование	Вакуумирование при 10 мм рт. ст. в течение 10 мин под слоем флюса: 62% NaCl, 13% KCl, 25% NaF (0,2% флюса)	2-3	2-3
11	Фильтрация+вакуумирование		2	2
12	Кристаллизация в автоклаве		2	2

Согласно данным, приведенным в табл. 9.11, в проведенных исследованиях наименьшее содержание газов было зафиксировано в сплавах, прошедших комбинированный метод рафинирования (фильтрация+вакуумирование). По сравнению с нерафинированным, сплав АЛ4, прошедший комбинированное рафинирование, содержал на 30% меньше газов, а в сплаве АЛ9 содержание газов понизилось более чем в 2 раза (с 0,35 до 0,16 см³/100 г).

Авторы отмечают, что рафинирование влияет не только на содержание газов в сплаве, но и на количество в нём твёрдых Н.В. В частности, в сплаве АЛ9, после расплавления загрязнённость (в мм²/см²) составляла 0,35, после двукратного пере-

лива — 0,60, после фильтрации через флюс — 0,20, после вакуумирования — 0,25, после комбинированного рафинирования — 0,08...0,1.

Установлено [272], что механические свойства исследованных алюминиевых сплавов мало зависят от используемого метода адсорбционного рафинирования (№ 2...№ 7 в табл. 9.11), за исключением рафинирования аргонном и гексахлорэтаном. Рафинирование аргонном несколько повышает прочность, а рафинирование гексахлорэтаном понижает прочность на 0,1...0,2 МПа в связи с понижением в результате рафинирования на 30...35% содержания магния в сплаве. При этом рафинирование вакуумированием, ультразвуком и комбинированное рафинирование сплавов, закристаллизованных в автоклаве.

Эффективнее ультразвуковой обработки алюминиевых расплавов с целью их дегазации и, соответственно, повышения плотности металла в отливках отмечают и авторы работы [296], данные которых приведены в табл. 9.12.

Содержание водорода в алюминиевом сплаве после дегазации его расплава

Таблица 9.12

Способ дегазации	H ₂ , см ³ /100 г	Балл пористости отливок	ρ _г при 20°C, кг/м ³
Ультразвуковая дегазация*	0,17	1-2	2710
Вакуумная дегазация	0,21	1-2	2680
Продувка аргонном	0,26	2-3	2660
Обработка универсальным флюсом	0,26	3-4	2670

Примечание. * — интенсивность ультразвука выше порога кавитации. Длительность обработки расплава ультразвуком, как правило, составляет 4...6 мин и не зависит от типа сплава (алюминиевый сплав, сталь, чугун и т.п.).

Магниеые сплавы. Основным окислом, присутствующим в магниевых сплавах, является окись магния. В меньшей степени магниевые сплавы загрязнены окислами алюминия, марганца, кремния, железа, цинка и т.п.

Практически единственным газом, растворяющимся в магниевых сплавах, является водород, поступающий в расплав из влаги атмосферы, шихтовых материалов и флюсов. Другие газы в магниевых сплавах практически не растворяются, хотя активно взаимодействуют с ними, и не оказывают заметного влияния на механические свойства магниевых сплавов.

Наибольшую проблему для магниевых сплавов составляет кислород атмосферы. Дело в том, что образующаяся на поверхности жидкого и твердого сплава окисная пленка не защищает его от окисления при температурах свыше 450°C, а замешанная в расплав, препятствует удалению водорода из расплава. При этом доля окислившегося магния в процессе плавки прямо пропорциональна площади поверхности загруженной в печь шихты и зеркала жидкого металла в тигле.

Из-за высокой упругости паров магния возникают определенные сложности при его выплавке в вакууме (интенсивное испарение магния) и среде инертных газов. В связи с этим магниевые сплавы плавят в открытых печах с использованием вышеописанных методов защиты от окисления, рафинирования и модифицирования.

Для защиты расплава от окисления используют флюсы на основе хлоридов и фторидов щелочных и щелочноземельных металлов, специальные газовые среды (углекислый газ, аргон, сернистый ангидрид, смесь азота и углекислого газа и др.).

Из числа газовых сред для защиты магниевых расплавов от окисления наиболее часто используют сернистый ангидрид. Сернистый ангидрид получают в результате сгорания порошкообразной серы на поверхности расплава в тигле печи.

Лебедев А.А., Мухина Ю.И. и Сарычев Н.А. [53] в качестве защитного газа для безфлюсовой плавки магниевых сплавов использовали гексафторид серы (SF₆ – элегаз). Элегаз – тяжёлый газ, без цвета и запаха, не горит и не поддерживает горение. По данным авторов, небольшие добавки SF₆ (0,3...0,5%) в азот, углекислый газ или воду полностью защищают металл от горения. Поскольку SF₆ в пять раз тяжелее воздуха, то во время плавки он оседает на зеркале расплава в тигле печи, вступая в химическое взаимодействие с магнием. В результате взаимодействия элегаза и магния образуется когерентная пленка (MgF, MgS), предотвращающая доступ кислорода к металлу и испарение магния. Образующиеся при этом продукты разложения элегаза не токсичны, что по сравнению с сернистым ангидридом является его существенным преимуществом.

Исследования качества отливок из сплава МЛ5, выплавленного методом безфлюсовой плавки с использованием элегаза, свидетельствуют о том, что содержание водорода в сплаве составило 10...20 см³/100 г, а полученные отливки имели чистую поверхность и не имели ни рыхла, ни включений (следует отметить, что, по данным [52], предельно допустимое содержание водорода в магниевых сплавах, не приводящее к образованию пористости в отливках, не должно превышать 14 см³/100 г).

Для удаления водорода из магниевых сплавов проводят дегазацию его расплава преимущественно путём продувки хлором, азотом, аргоном или гелием. В некоторых случаях для рафинирования расплава путём его продувки используют газовые смеси хлора (аргона или гелия) с четырёххлористым углеродом либо гелия с четырёххлористым титаном.

Никелевые сплавы. Никелевые сплавы, в состав которых не входят алюминий и титан, плавят в открытых индукционных тигельных печах типа ИСТ. При этом вредными примесями в этих сплавах являются растворённые газы и сера. Их влияние на свойства никелевых сплавов аналогично влиянию на свойства сталей.

Сера, образующая с никелем легкоплавкую эвтектику с температурой плавления 643°C, относится к числу наиболее вредных примесей никелевых сплавов, поскольку образующаяся эвтектика может располагаться как по границам зёрен отливки, так и внутри зёрен. В том и другом случае расположения эвтектика резко понижает эксплуатационные свойства никелевых сплавов. В частности, в работе [345] отмечается, что при увеличении концентрации серы в никеле с 0,0004% до 0,0068% заметно понизилась как прочность никеля за 100 ч, так и его предел прочности при 650°C. "Охрупчивание" никеля с практически полной потерей длительной прочности и пластичности было зафиксировано при содержании в нём 0,0067% серы.

В связи с этим для изготовления литых деталей особо ответственного назначения используют наиболее чистые по содержанию примесей шихтовые материалы. Использование таких материалов позволяет существенно повысить эксплуатационные свойства сплавов и, соответственно, литых деталей [99].

Водород, растворённый в никелевом сплаве, способствует образованию в отливках усадочной пористости и, соответственно, понижению герметичности отливок. Азот и кислород в никелевых сплавах образуют, соответственно, карбонитриды и оксиды, понижающие пластические свойства сплавов.

Для предотвращения насыщения расплавов газами при открытой плавке следует предпринимать меры, аналогичные мерам по защите расплавов высоколегированных сталей. Удаление из расплава кислорода, азота и серы осуществляют путём обработки расплава РЗМ, кроме того, удаление из расплава кислорода также осуществляют путём раскисления расплава.



Рис. 9.17. Влияние химических элементов на содержание водорода в жидком никеле [53]

При выборе элементов-раскислителей никелевых сплавов следует учитывать их влияние на насыщенность раскисляемого сплава водородом, которая повышается с увеличением количества раскислителя, вводимого в расплав (см. рис. 9.17).

В жаропрочных никелевых сплавах (сплавах, содержащих Al и Ti в качестве легирующих элементов), помимо водорода, азота, кислорода и серы, к числу вредных примесей также относят легкоплавкие цветные металлы.

Отрицательное влияние легкоплавких цветных металлов на свойства жаропрочных никелевых сплавов связывают с их ликвиацией по границам зёрен, приводящей к увеличению порообразования по этим границам в процессе ползучести материала. В этом отношении, к числу наиболее вредных металлов относится висмут, за ним следуют теллур, селен, свинец и сурь. Влияние указанных металлов на некоторые свойства жаропрочных никелевых сплавов настолько велико, что, например, за рунных долей процента.

В отличие от плавки на воздухе, где серу можно удалить в результате использования элементов-десульфураторов и ведения плавки под шлаком, но невозможно удалить из расплава примеси легкоплавких цветных металлов (см. рис. 9.18,а), при плавке в условиях вакуума, где шлак отсутствует, сера из расплава практически не удаляется вследствие низкой упругости её пара при температуре ведения вакуумной плавки, но удаляются из расплава легкоплавкие цветные металлы (см. рис. 9.18,б). В связи с этим при плавке жаропрочных никелевых сплавов в вакууме для удаления серы из расплава и снижения её вредного влияния на свойства сплава последний обрабатывают РЗМ.

Из числа известных РЗМ, используемых для модифицирования жаропрочных никелевых сплавов, наибольшее распространение получил иттрий, который дают в расплав в количестве 0,005...0,01% от массы расплава. Иттрий вводят в расплав в виде никель-иттриевой лигатуры, содержащей 20% иттрия.

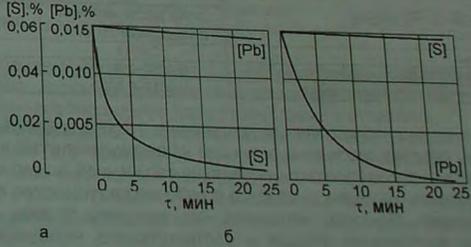


Рис. 9.18. Влияние длительности выдержки расплава сплава ЖС-6У в печи на содержание в нём серы и свинца: а – открытая плавка (P=0,1 МПа, шлак – 70% CaO+30% CaF₂); б – вакуумная индукционная плавка (P=0,4 Па, без шлака) [99]

Использование РЗМ при плавке жаропрочных никелевых сплавов, помимо удаления серы, позволяет также обезуглероживать сплавы, образуя в расплаве термодинамически стойкие карбиды, впоследствии адсорбирующиеся на стенках тигля либо всплывающие к зеркалу расплава в тигле.

К числу вредных примесей жаропрочных никелевых сплавов также относятся кремний, способствующий нежелательному выделению в структуре сплава карбидов типа Me_3C и образованию фаз Лавеса.

Основным источником указанных примесей являются используемые шихтовых материалы. Кроме того, примеси (кремний, кислород и пр.) в сплавы могут поступать на стадии плавки (из тигля), а также при заливке и кристаллизации расплава в форме (из лицевого слоя КО).

Таблица 9.13

Содержание газов в металлах, применяемых при выплавке литейных жаропрочных сплавов [99]

Металл	Вид исследуемого материала	Содержание в металле, %		
		O ₂	N ₂	H ₂
Ni	Пластина	0,010	0,0002	0,001
Co	Кусок	0,03	0,0001	0,001
Cr	Кусок	0,04–0,09	0,11–0,16	0,0012
	Чешуйка (ЭРХ)	0,003	0,008	-
Mo	Штабик	0,010	0,006	0,0012
V	Слиток ЭЛП*	0,042	0,014	0,005
Ti	Губка	0,100	0,020	0,011
W	Штабик	0,008	0,010	0,004
Nb	Штабик	0,15	0,023	0,005
	Слиток ЭЛП*	0,03	0,012	0,005

Примечание. * ЭЛП – электронно-лучевая плавка.

табл. 9.13 и табл. 9.14) или из атмосферы печи, во время плавки в результате натекания воздуха в плавильную камеру.

Таблица 9.14

Содержание кислорода (в %) в расплаве сплава ЖС26 в зависимости от используемой для плавки шихты [99]

Шихта (по массе)	Время отбора проб	
	после расплавления и выдержки 10 мин	перед сливом
100% свежей шихты	0,0013	0,0006
50% свежей шихты + 50% собственных отходов	0,0007–0,0010	0,0005–0,0007
50% свежей шихты + 50% литейных отходов	0,0017–0,0032	0,0016–0,0017

Рассматривая вопрос об источниках поступления газов в расплав в условиях вакуумной плавки, следует особо отметить один из вышеупомянутых источников – атмосферу. То есть негерметичность плавильно-заливочной камеры установок, приводит к поступлению (натеканию) воздуха в рабочее пространство печи во время проведения плавки. По сути, натекание, как параметр плавки, определяет удельную скорость поступления воздуха и, соответственно, находящегося в нём водяного пара в камеру вакуумной плавильно-заливочной установки. Поскольку при плавке в условиях вакуума зеркало расплава в тигле печи не защищено шлаковым покровом, то количество растворённого в расплаве кислорода и водорода и, следовательно, качество сплава и отливки, при всех прочих равных условиях, от плавки к

плавке, будет также зависеть от величины абсолютной влажности воздуха в цехе во время ведения плавки.

Присутствие кислорода в жаропрочных никелевых сплавах приводит к образованию в них Н.В., в том числе и Н.В. плёночного типа, являющихся окислами химически активных элементов (Al, Ti, Hf, Nb и др.) в сплавах. В свою очередь, образовавшиеся оксиды плёночного типа являются источниками зарождения трещин в отливках при их кристаллизации и охлаждении, а также в литых деталях в процессе их эксплуатации.

При всех прочих равных условиях, в условиях вакуумной плавки чистота получаемого сплава, по кислороду, во многом зависит от температуры расплава и содержания в нём углерода. При расплавлении мерной заготовки никелевого сплава или при его выплавке из чистых металлов в вакууме происходит интенсивное удаление газов из расплава до тех пор, пока не наступит равновесие между газом, растворённым в металле, и парциальным давлением в газовой среде вакуумной печи. Для достижения наиболее низкой концентрации кислорода и оксидов в металле в условиях вакуумной плавки никелевые сплавы непосредственно перед выпуском из печи раскисляют углеродом. При раскислении углеродом образуются газообразные оксиды углерода, нерастворимые в расплаве и свободно удаляющиеся из него. Раскисление углеродом после ввода в расплав титана и алюминия позволяет понизить содержание кислорода в никелевых сплавах более чем в 2...7 раз.

В качестве примера, в табл. 9.15 приведено влияние содержания углерода и температуры расплава на концентрацию кислорода в сплаве ЖС26. Аналогично кислороду на эксплуатационные свойства жаропрочных никелевых сплавов влияет и азот, который при повышенных концентрациях в расплаве и наличии углерода образует хрупкие структурные составляющие – карбонитриды типа Me_xCN .

В работе [345] авторы отмечают, что при направленной кристаллизации сплава MAR-M26 азот может способствовать образованию равноосных зёрен, зарождающихся на поверхностях карбонитридов. По данным [342], высокая концентрация азота в никелевых сплавах приводит к образованию значительной микропористости в отливках, что в свою очередь понижает пластичность и длительную прочность сплава.

В случае получения монокристаллических отливок вопрос чистоты металла особенно важен, поскольку при кристаллизации металла Н.В. могут являться центрами гетерогенного зарождения равноосных зёрен в отливках.

Титановые сплавы. С титановыми сплавами кислород образует твёрдый раствор внедрения, что приводит к существенному понижению их механических свойств. При этом поглощение кислорода титаном является процессом необратимым. В связи с этим отливки из титановых сплавов получают только в условиях вакуума, а содержание кислорода в титановых сплавах ограничивают 0,15...0,2% (по массе).

Негативное влияние водорода на свойства титановых сплавов сказывается в том, что, при достаточно высокой насыщенности водород вызывает их "водородную" хрупкость. Для предотвращения "водородной" хрупкости содержание водорода в титановых сплавах не должно превышать 0,015% (по массе).

Таблица 9.15

Влияние содержания углерода и температуры расплава ЖС26 на содержание в нём кислорода [99]

Температура расплава, °С	Содержание в металле, %	
	C	O ₂
1500	-	0,0014
1500	0,15	0,0008
1550	0,14	0,0007
1600	0,12	0,0004

К числу нежелательных примесей в титановых сплавах относится и азот, который в сплавах образует нитрид титана и тем самым понижает прочностные и пластические свойства сплавов. В связи с этим содержание азота в титановых сплавах ограничено 0,05% (по массе). Одним из наиболее эффективных способов достижения низких концентраций газов, растворённых в титановых сплавах, является пропускание плавки при определённой степени разрежения воздуха в рабочем пространстве плавильной печи.

В работе [169], исследуя влияние условий плавки на содержание газов в титановых сплавах, авторы отмечают, что диапазон значений остаточного давления (Рост) вакуумно-дуговой гарнисажной плавки (ВДГП) титановых сплавов с целью получения сплавов с низким содержанием кислорода, азота и водорода должен находиться в пределах от Рост = 6,65 Па до Рост = 0,665 Па, о чём свидетельствуют зависимости, представленные на рис. 9.19.

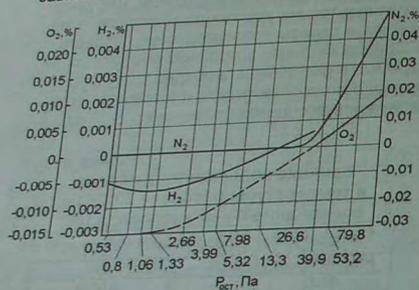


Рис. 9.19. Влияние остаточного давления ВДГП на содержание газов в сплавах ВТ1 и ВТ5Л

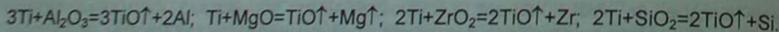
Другим, не менее важным параметром, влияющим на физико-химические условия плавки, является состав атмосферы и условия её взаимодействия с расплавленным металлом. Установлено, что в процессе ВДГП ведущую роль оказывает водород, поскольку он является не только газом-разбавителем атмосферы, но и газом, создающим защитную оболочку в кольцевом зазоре между тиглем и электродом печи.

Наличие водорода предотвращает насыщение титанового расплава и кислородом, и азотом. Поэтому интенсивное удаление водорода из расплава авторы ре-

комендуют проводить в самом конце плавки, например, путём электромагнитного перемешивания расплава за несколько секунд до окончания плавки.

Использование данного технологического приёма позволило авторам [169] в 2...2,5 раза уменьшить содержание водорода в сплавах по сравнению со сплавами, полученными по традиционной технологии плавки.

Следует отметить, что с точки зрения образования газоусадочной пористости и газовых раковин в отливках из титановых сплавов, водород не представляет большой опасности, поскольку, в отличие от других сплавов, причиной образования данных дефектов в титановых отливках, в основном, являются газы, образующиеся в результате химического взаимодействия жидкого титана с материалом формы:



При всех прочих равных условиях, вероятность появления газоусадочной пористости и газовых раковин в стенках отливок из титановых сплавов тем выше, чем продолжительней контакт расплава со стенкой формы и чем выше температура расплава, заливаемого в форму. То есть, наиболее вероятными участками поражения отливки газовыми раковинами являются её толстые стенки и массивные узлы, а также места, прилегающие к питателям.

Глава 10. ФИЛЬТРАЦИОННОЕ РАФИНИРОВАНИЕ РАСПЛАВОВ

Фильтрационное рафинирование (очистка) металлических расплавов — один из наиболее эффективных способов повышения качества сплавов в отливках и слитках. В результате фильтрационного рафинирования расплава может измениться структура металла, повышаются физико-химические и эксплуатационные свойства газов в металле, понижается количество Н.В. и содержания сплава и т.д. При получении отливок фильтрационное рафинирование расплава позволяет снизить брак по трещинам и окисным пленкам, недоливкам, засорениям, шлаковым включениям, герметичности, усадочной пористости и т.п. В случае получения мерных слитков фильтрационное рафинирование позволяет существенно снизить содержание Н.В. в металле и тем самым повысить его механические и технологические свойства.

Следует отметить, что фильтрационное рафинирование не используют в массовом производстве отливок, а также в производстве отливок из титановых сплавов. Как правило, очистку расплавов данным методом используют только при получении особо ответственных отливок или отливок со специальными свойствами в моделях фильтрационного и серийного производства литья. В литье по выплавляемым жидким формам химически активные элементы (алюминий, титан, хром и др.), заливаемые в формы как на воздухе, так и в среде инертного газа или вакуума.

При фильтрационном рафинировании сплавов общий рафинирующий эффект имеет несколько составляющих и может быть представлен уравнением [280].

$$\mathcal{E} = \mathcal{E}_C + \mathcal{E}_{AG} + \mathcal{E}_{ACX} = 1, \quad (10.1)$$

где \mathcal{E}_C , \mathcal{E}_{AG} и \mathcal{E}_{ACX} — доля сеточного, адгезионного и адсорбционно-химического рафинирующего эффекта соответственно (Сеточный рафинирующий эффект — механическое улавливание фильтром Н.В., размер которых равен или превышает размер ячейки фильтра. Адгезионный рафинирующий эффект — улавливание Н.В. фильтром путём «прилипания» Н.В. к поверхности каналов фильтра за счёт сил адгезии. Адсорбционно-химический рафинирующий эффект — улавливание Н.В. материалом фильтра за счёт сил адсорбции и химического взаимодействия Н.В. с материалом поверхности фильтра. В последнем случае, Н.В. либо поглощаются фильтром, либо происходит восстановление металла из Н.В.).

Для различных сплавов, а также материалов, находящихся на поверхности фильтра, доленое отношение величин активностей рафинирования, представленное уравнением (10.1), различно. Фильтры, обладающие большой площадью контактной поверхности, содержащей материал близкий по своей природе к природе удаляемых из расплава Н.В., обеспечивают наибольший рафинирующий эффект.

Влияние параметров используемых фильтров на эффективность фильтрационного рафинирования, в первом приближении, можно оценить, используя уравнение [279]:

$$f_\phi = \frac{C_0 - C}{C_0} = 1 - \frac{1}{\exp \frac{U_\phi \cdot K_H \cdot H_\phi}{V_\phi \cdot R_T}}, \quad (10.2)$$

где C_0 и C — содержание Н.В. в нефильтрованном и фильтрованном металле соответственно, %; U_ϕ — скорость доставки Н.В. к поверхности фильтра, м/с; K_H — коэф-

фицент извилистости каналов фильтра; H_ϕ — толщина фильтра, м; V_ϕ — скорость фильтрации, м/с; R_r — гидравлический радиус канала фильтра, м.
 В уравнении (10.2) скорость фильтрации (V_ϕ) выразим через удельную (массовую) скорость заливки металла в форму:

$$V_\phi = \frac{U_M}{\rho_1^1 \cdot S}, \quad (10.3)$$

где U_M — удельная (массовая) скорость заливки металла в форму, кг/с; ρ_1^1 — плотность фильтруемого расплава, кг/м³; S — суммарная площадь сечения каналов фильтра в его поперечном сечении относительно движения расплава через фильтр, м².

С учётом (10.3) уравнение (10.2) примет вид:

$$f_\phi = 1 - \frac{1}{\exp \frac{U_\eta \cdot K_H \cdot H_\phi \cdot \rho_1^1 \cdot S}{U_M \cdot R_r}}. \quad (10.4)$$

Используя уравнение (10.4) оценим влияние параметров S , H_ϕ , ρ_1^1 и U_M на эффективность фильтрационного рафинирования гипотетического фильтра при постоянных значениях переменных параметров, входящих в уравнение (10.4).

Для расчёта примем следующие значения переменных.

Для $f_\phi = f(U_M)$: $U_\eta = 0,01$ м/с; $K_H = 0,5$; $H_\phi = 0,02$ м; $S = 50 \times 50$ мм = $0,0025$ м²;

$R_r = 0,002$ м.

Для $f_\phi = f(H_\phi)$: $U_\eta = 0,01$ м/с; $K_H = 0,5$; $S = 50 \times 50$ мм = $0,0025$ м²; $R_r = 0,002$ м;

$U_M = 2$ кг/с.

Для $f_\phi = f(S)$: $U_\eta = 0,01$ м/с; $K_H = 0,5$; $H_\phi = 0,02$ м; $U_M = 2$ кг/с; $R_r = 0,002$ м.

Результаты расчётов представлены на рис. 10.1. Для расчёта были приняты плотности расплавов, равные для жидкой стали, $\rho_1^1 = 7000$ кг/м³ (кривая 2) и для жидкого алюминиевого сплава, $\rho_1^1 = 2500$ кг/м³ (кривая 1).

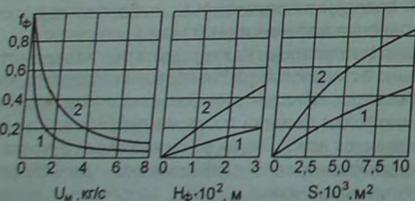


Рис. 10.1. Зависимость теоретической степени очистки (f_ϕ) металлических расплавов от удельной скорости заливки КО и параметров фильтра

Анализ уравнения (10.4) и зависимостей, представленных на рис. 10.1, показывает, что с повышением извилистости пор, толщины и площади фильтра, степень очистки расплавов возрастает.

В то же время увеличение удельной скорости течения расплава через фильтр и гидравлического радиуса отверстия фильтра приводит к снижению степени очистки расплавов.

То есть, при всех прочих равных условиях, для повышения эффективности очистки расплава от Н.В. следует использовать фильтры с большой площадью поперечного сечения.

Таблица 10.1
 Содержание Н.В. в стали 12Х18Н10ТЛ

Состояние стали	Н.В., % (по массе)
Исходное	0,037
После фильтрации через пенокерамический фильтр с поперечным сечением 50×50 мм	0,024
После фильтрации через пенокерамический фильтр с поперечным сечением 100×100 мм	0,019

Данное положение, в частности, подтверждается исследованиями, проведенными автором по фильтрационной очистке стали 12Х18Н10ТЛ с использованием пенокерамического фильтра толщиной 20 мм. Результаты исследования приведены в табл. 10.1.

Для очистки расплавов используют самые различные фильтры, которые должны соответствовать следующим требованиям:

- высокая огнеупорность и устойчивость к термическому и динамическому удару;
- высокая прочность как при комнатной температуре, так и при температуре заливки расплава;
- постоянство размеров каналов фильтра в период течения через фильтр расплава (заливки формы);
- большая, контактирующая с расплавом, площадь поверхности фильтра;
- стабильность размеров и расходных характеристик;
- простота применения;
- низкая стоимость.

Сетчатые фильтры. В литье по выплавляемым моделям сетчатые фильтры, как правило, используют только для получения отливок.

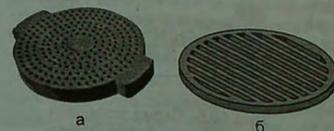


Рис. 10.2. Керамические сетчатые фильтры с цилиндрическими (а) и щелевыми (б) каналами

В зависимости от температуры и природы фильтруемого расплава, сетчатый фильтр может представлять собой керамическую пластину со сквозными каналами цилиндрической (см. рис. 10.2,а) или щелевой (см. рис. 10.2,б) формы, либо набор стержней круглого сечения, уложенных в один и более рядов, с расстоянием между стержнями 0,1...0,5 мм, либо металлическую сетку (для легкоплавких цветных сплавов).

Керамические сетчатые фильтры (см. рис. 10.2) изготавливают путём спекания заготовок фильтров, выполненных из керамической массы, используемой, например, для изготовления керамических стержней, а также методом выплавляемых моделей (аналогично способу изготовления КО), методом ШОУ-процесса, экструзией и т.п.

В КО фильтры устанавливают в верхней части стояка под литниковой воронкой (см. рис. 10.3) либо в питателе и (или) в литниковом ходе, что схематично представлено на рис. 10.4. На рис. 10.4 обозначены: 1 - фильтр, 2 - литниковая чаша, 3 - отливка, 4 - питатель, 5 - стояк, 6 - дроссель, 7 - прибыль, 8 - литниковый ход, 9 - керамический технологический стержень, 10 - выпор.

К числу сетчатых фильтров также относятся лабиринтные фильтры. Лабиринтный фильтр представляет собой

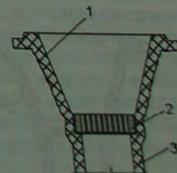


Рис. 10.3. Схема установки фильтра в КО под ЛВ: 1 - литниковая воронка; 2 - фильтр; 3 - стояк