

**Б. В. ЛИНЧЕВСКИЙ**

**ВАКУУМНАЯ  
МЕТАЛЛУРГИЯ  
СТАЛИ  
И СПЛАВОВ**



**ИЗДАТЕЛЬСТВО «МЕТАЛЛУРГИЯ»  
МОСКВА 1970**

**Вакуумная металлургия стали и сплавов.** Б. В. Л и н-  
ч е в с к и й. Изд-во «Металлургия», 1970 г., с. 258.

В книге излагаются вопросы расчетов вакуумных систем металлургических установок, описываются конструкции и пределы применения вакуумных насосов, измерительных приборов, методы испытания вакуумных установок. Рассматриваются физико-химические основы раскисления, дегазации, десульфурации и испарения компонентов жидкого металла при вакуумной плавке и вакуумной обработке. Освещаются устройства вакуумных плавильных агрегатов и технология выплавки сталей и сплавов в вакуумных индукционных дуговых и электроннолучевых печах. Обсуждаются способы вакуумной обработки жидкой стали в промышленности. Различные методы применения вакуума иллюстрируются примерами улучшения и изменения физических, химических, технологических свойств сталей и сплавов.

Книга рассчитана на инженерно-технических работников металлургических предприятий и может быть использована студентами вузов и работниками научно-исследовательских и проектных организаций.

Илл. 126. Табл. 36. Библ. 203 назв.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение . . . . .	5
<b>Глава I. Расчеты и принципы конструирования вакуумных систем.</b>	7
Терминология . . . . .	7
Режимы течения газа . . . . .	9
Методика расчета вакуумных систем металлургических установок . . . . .	12
Определение количества выделяющегося газа . . . . .	13
<b>Глава II. Вакуумные насосы . . . . .</b>	23
Многопластинчатые насосы . . . . .	23
Пластинчато-роторные насосы . . . . .	24
Пластинчато-статорные насосы . . . . .	25
Плунжерные насосы . . . . .	26
Практические указания при работе с вращательными насосами . . . . .	28
Масло для вращательных насосов . . . . .	30
Двухроторные насосы . . . . .	30
Молекулярные насосы . . . . .	33
Пароструйные насосы . . . . .	34
Эжекторные насосы . . . . .	36
Бустерные насосы . . . . .	39
Высоковакуумные диффузионные насосы . . . . .	41
Рабочие жидкости пароструйных насосов . . . . .	44
<b>Глава III. Измерение вакуума и обнаружение течей.</b>	46
Жидкостные вакуумметры . . . . .	46
Теплоэлектрические вакуумметры . . . . .	49
Ионизационные вакуумметры . . . . .	51
Обнаружение течей . . . . .	55
<b>Глава IV. Физико-химические основы вакуумных металлургических процессов.</b>	60
Рафинирование металла от кислорода . . . . .	60
Взаимодействие жидкого металла в вакууме с огнеупорными материалами . . . . .	75
Дегазация металла . . . . .	80
Десульфурация в вакууме . . . . .	91
Испарение компонентов из жидкого металла . . . . .	96
<b>Глава V. Плавка в вакуумных индукционных печах.</b>	100
Лабораторные печи . . . . .	102
Промышленные печи . . . . .	110
Электропитание вакуумных индукционных печей . . . . .	113
Огнеупорные тигли . . . . .	116
Откачные системы вакуумных индукционных печей . . . . .	119
Технология плавки в вакуумных индукционных печах . . . . .	120
Плавка и свойства сталей и сплавов . . . . .	130

плавки или обработки в вакууме десятков и сотен тонн металла, выплавлять в дуговых вакуумных печах слитки диаметром свыше 1,5 м и массой до 50—60 т, выплавлять металл в электроннолучевых печах при давлении  $10^{-3}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-5}$  мм рт. ст.).

Рассматривая вакуумную металлургию стали и сплавов в целом, можно так сформулировать ее основные задачи:

- 1) повышение свойств специальных легированных сталей и сплавов;
- 2) повышение свойств качественных и обычных сталей;
- 3) разработка новой технологии и реконструкция принятой технологии производства стали;
- 4) выплавка особо чистых металлов и сплавов, в том числе тугоплавких металлов.

Решение этих задач возможно благодаря тому, что в вакууме удаляются растворенные в металле газы (кислород, водород, азот), неметаллические включения, летучие цветные металлы (медь, свинец, олово, висмут, сурьма и др.). На качество сталей и сплавов определенных марок положительное влияние оказывает значительное снижение содержания углерода. Немаловажное значение имеет создание благоприятной кристаллической структуры стали и сплавов, устранение ликвационных явлений, повышение плотности слитков и т. п.

В настоящее время производство стали и сплавов с применением вакуума как в СССР, так и в развитых капиталистических государствах резко возросло. Ежегодно возрастает число и мощность установок по вакуумной обработке жидкого металла, вакуумных индукционных, дуговых и электроннолучевых печей.

В соответствии с увеличением объема производства возросло и число исследований, посвященных технологическим и теоретическим аспектам вакуумной металлургии. Многие процессы достаточно глубоко разработаны исследователями, другие не получили должного объяснения и имеется еще много неясных и неизученных вопросов.

В данной книге автор попытался представить современное состояние вакуумной металлургии, изложить наиболее важные, с его точки зрения, теоретические и практические стороны применения вакуума в металлургии, проанализировать исследовательские работы, появившиеся в печати в последнее время.

Возможно, что объединение в одной книге многих вопросов вакуумной металлургии, начиная от оборудования и кончая теорией и практикой различных методов применения вакуума, не является оправданным.

Однако принятое нами изложение предмета позволяет показать эту область металлургии через совокупность всех проблем и в их общей взаимосвязи.

В заключение автор считает своим долгом выразить благодарность канд. техн. наук В. А. Бояршинову за ценные замечания, сделанные при рецензировании рукописи.

## ГЛАВА I. РАСЧЕТЫ И ПРИНЦИПЫ КОНСТРУИРОВАНИЯ ВАКУУМНЫХ СИСТЕМ

### ТЕРМИНОЛОГИЯ

В зависимости от назначения вакуумные системы делятся на системы низкого или грубого вакуума — остаточное давление от атмосферного до  $13 \text{ н/м}^2$  ( $0,1 \text{ мм рт. ст.}$ ), среднего вакуума — от  $13$  до  $0,1 \text{ н/м}^2$  ( $0,1—0,001 \text{ мм рт. ст.}$ ) и высоковакуумные — остаточное давление ниже  $0,1 \text{ н/м}^2$  ( $0,001 \text{ мм рт. ст.}$ ).

На рис. 1 представлена принципиальная схема вакуумной установки.

Установки низкого вакуума обслуживаются одними форвакуумными насосами или пароводяными эжекторными насосами, в установках среднего вакуума обычно работают пароструйные насосы и форвакуумные насосы. В некоторых системах между пароструйными и форвакуумными насосами установлены промежуточные насосы, например двухроторные. Установки глубокого вакуума обслуживаются диффузионными пароструйными насосами в комплексе с форвакуумными насосами или с промежуточным блоком пароструйных бустерных или двухроторных механических насосов.

Любая вакуумная система характеризуется «предельным вакуумом» — это минимальное остаточное давление, которое может быть достигнуто в установке после длительной откачки присоединенными к ней насосами без включения тока для нагрева или расплавления металла. Предельный вакуум зависит от десорбции газов со стенок и деталей, находящихся в вакуумном корпусе, от натекания в установку, от предельного разрежения насосов.

Другой характеристикой установки является «рабочий вакуум». Это величина давления, которая создается в установке в период плавки или разливки или вакуумной обработки. Предельный вакуум является постоянной характеристикой установки, рабочий вакуум зависит от технологии процесса, а также от вида нагреваемых или переплавляемых в вакууме материалов.

В большинстве случаев расчет вакуумных систем сводится к двум задачам:

1) определение времени откачки установки до заданного давления насосами заданной производительности;

Таблица 4

**Содержание газов в сталях и сплавах  
после вакуумной индукционной плавки**

Марка стали или сплава	Содержание, %		
	водород	кислород	азот
ШХ15 . . . . .	0,00016	0,0020	0,001
18ХНВА . . . . .	0,0002	0,0010	0,005
Конструкционная сталь (0,4% С, 0,3% Si, 0,75% Mn, 0,8% Cr, 1,8% Ni, 0,25% Mo, 0,3% Ti)	0,0001	0,0020	0,005
X27 . . . . .	0,0001	0,025	0,014
000X18H12 . . . . .	0,0001	0,0040	0,004
0X18H10 . . . . .	0,0001	0,0050	0,007
Трансформаторная сталь . . . . .	0,00005	0,002	0,007
Жаропрочные сплавы . . . . .	0,0002	0,0002—0,0005	0,002—0,001

Таблица 5

**Содержание газов в металле после дуговой вакуумной плавки**

Материал	Содержание, %		
	водород	кислород	азот
Армо-железо . . . . .	0,0002	0,04—0,07	—
Конструкционные стали . . . . .	0,0001—0,0003	0,002—0,01	0,001—0,01
Сталь высокоуглеродистая . . . . .	0,0001—0,0002	0,002	0,010
Шарикоподшипниковая сталь . . . . .	0,0001	0,001—0,002	0,002—0,01
Нержавеющие стали хромоникелевые . . . . .	0,0002—0,0001	0,002—0,005	0,01—0,02
Нержавеющие высокопрочные стали . . . . .	0,0003	0,002—0,004	0,02—0,03
Трансформаторная сталь . . . . .	0,0001	0,005	0,004
Жаропрочные сплавы . . . . .	0,0001—0,0002	0,002	0,005—0,01

Таблица 6

**Содержание газов в металле после электроннолучевого переплава**

Материал	Содержание, %		
	водород	кислород	азот
Углеродистая сталь . . . . .	0,00015	0,001—0,0015	0,003
Шарикоподшипниковая сталь . . . . .	0,00005	0,001—0,002	0,001—0,002
Нержавеющая хромоникелевая сталь . . . . .	0,00001	0,002	0,002
Жаропрочные сплавы . . . . .	< 0,0001	0,0002	0,002
Молибден . . . . .	< 0,0001	0,0002	0,0008
Вольфрам . . . . .	< 0,0001	< 0,0005	0,0001
Ниобий . . . . .	< 0,0010	0,015	0,006
Тантал . . . . .	< 0,0004	0,006	0,005

Таблица 7

## Содержание газов после вакуумной обработки жидкой стали

Сталь	Содержание, %		
	водород	кислород	азот
Низкоуглеродистая . . . . .	0,0002—0,0003	0,01—0,02	0,008—0,010
Среднеуглеродистая . . . . .	0,0002—0,0003	0,002—0,005	0,006—0,01
Высокоуглеродистая . . . . .	0,0002—0,0003	0,002—0,004	~0,008
Рельсовая . . . . .	0,0001	0,002—0,005	0,012
Конструкционная низколегированная . . . . .	0,0001	0,001	0,008
Шарикоподшипниковая . . . . .	0,0001—0,0002	0,003—0,004	0,003—0,005
Хромоникельмолибденовая конструкционная . . . . .	0,0001—0,0002	0,04	0,038
Трансформаторная . . . . .	0,0002—0,0004	0,004—0,005	—

В качестве примера рассмотрим выплавку низкоуглеродистой нержавеющей стали на свежих шихтовых материалах в ВИП емкостью 1 т (см. табл. 8 и 9).

Таблица 8

## Содержание газов в шихтовых материалах при выплавке в ВИП емкостью 1 т стали 1X18N10

Материал	Количество, г	Содержание газов, %			Количество газов, кг		
		[O]	[H]	[N]	[O]	[H]	[N]
Железо вакуумного переплава . . . . .	710	0,01	0,0002	0,005	71	1,42	35,5
Хром металлический . . . . .	180	0,04	0,0008	0,07	72	1,44	126
Никель электролитический . . . . .	100	0,006	0,005	0,001	6	5,0	1
Марганец металлический . . . . .	10	0,50	0,001	0,0022	50	0,1	2,2
Всего . . . . .	1000	—	—	—	~200	~8	~165

Таблица 9

## Расчет газовой выделения при выплавке в ВИП емкостью 1 т стали 1X18N10T

Показатели	[O]	[H]	[N]
Содержание в готовом металле:			
% . . . . .	0,005	0,0001	0,01
г . . . . .	50	1	100
Количество газов, удаляемых за плавку, г . . . . .	150	7	65
Удаляется в период расплавления:			
% . . . . .	70	40	40
г . . . . .	105	3	26
л . . . . .	148	34	21

При расчетах газовой выделений дуговой вакуумной плавки или электроннолучевой плавки необходимо учитывать скорость плавления (*кг/мин*) и вести расчет не для всей переплавляемой заготовки или слитка, а для объема металла, расплавляемого за единицу времени. При вакуумной обработке в ковшах можно принять, что 60—70% газов выделяются в первую половину цикла вакуумной обработки; при вакуумной разливке необходимо рассчитывать газовой выделение, исходя из скорости разливки (*т/мин*); при порционной и циркуляционной вакуумной обработке следует пользоваться величинами снижения содержания газов в металле и давлений в камерах, приведенными в соответствующем разделе книги.

### *Газы, десорбирующиеся с поверхности металлоконструкций*

Известно, что поверхность металла всегда покрыта слоем адсорбированных газовых молекул; в вакууме происходит десорбция молекул. Истинная микроповерхность металла всегда больше геометрической площади поверхности, так как величина истинной микроповерхности учитывает степень шероховатости металла — чем больше шероховатость, тем больше величина истинной поверхности. Наличие на поверхности металла ржавчины, окалины, окисной пленки значительно увеличивает количество адсорбированного газа, удаление которого при вакуумной откачке может занять много времени и затруднить достижение низкого давления. Поэтому необходимо внутренние части вакуумных установок изготовлять из полированных деталей и листов, преимущественно из нержавеющей стали или из цветных сплавов. Там же, где приходится использовать узлы из обычного металла, необходимо их опескоструивать, промывать ацетоном или бензином. Особенно важное значение газовой отделению с внутренних поверхностей вакуумных камер имеет для дуговых

Таблица 10

**Газоотделение с металлических поверхностей при комнатной температуре**

Металл	Скорость газоотделения, л·н/(м <sup>2</sup> ·м <sup>2</sup> ·сек), после откачки в течение, ч			
	1	2	5	10
Медь, мытая ацетоном	$6,1 \cdot 10^{-2}$	$1,6 \cdot 10^{-2}$	—	—
Никель . . . . .	—	$7,7 \cdot 10^{-3}$	—	—
Малоуглеродистая сталь	0,41	0,24	$7,5 \cdot 10^{-2}$	$4,15 \cdot 10^{-2}$
Нержавеющая сталь . .	0,24	0,1	$4,95 \cdot 10^{-2}$	$2,5 \cdot 10^{-2}$
Дюралюминий . . . . .	0,55	—	0,195	—
Латунь, мытая ацетоном	0,22	—	$8,25 \cdot 10^{-2}$	—

вакуумных печей, работающих при давлении  $0,1 \text{ н/м}^2$  ( $10^{-3} \text{ мм рт. ст.}$ ), и для электроннолучевых печей, работающих при давлении  $0,001 \text{ н/м}^2$  ( $10^{-5} \text{ мм рт. ст.}$ ).

В табл. 10 представлены некоторые данные о газоотделении с металлических поверхностей в вакууме в зависимости от времени откачки [1].

Как видно из таблицы, длительная откачка значительно снижает газоотделение. Значительно ускоряет десорбцию газа нагрев стали до  $800^\circ \text{С}$ , молибдена и графита до  $500\text{--}600^\circ \text{С}$ , стекла до  $400\text{--}500^\circ \text{С}$ .

Рассмотрим в качестве примера расчет газоотделения из вакуумной дуговой печи, имеющий следующие размеры, мм:

	Диаметр	Длина
Кристаллизатор . . . . .	560	4500
Электрод . . . . .	450	6500
Камера печи . . . . .	1500	2270
Электрододержатель . . . . .	150	300
Вакуумпровод . . . . .	900	3000

Ниже приведены размеры поверхности отдельных элементов печи,  $\text{м}^2$ :

Камера:	
верхняя крышка . . . . .	1,77
дно . . . . .	1,52
стенки . . . . .	10,06
<hr/>	
Всего . . . . .	13,35
Вакуумпровод . . . . .	8,5
Кристаллизатор . . . . .	8,15
Электрод . . . . .	9,54
Электрододержатель . . . . .	0,16

Камера печи, вакуумпровод и электрододержатель изготовлены из нержавеющей стали, электрод — также из нержавеющей стали, но чистота его поверхности в 3 раза хуже, чем стенок печи. Суммарная поверхность стальных частей составляет:

$$F = F_{\text{кам}} + F_{\text{вакуумпр}} + 3F_{\text{эл-да}} + F_{\text{эл-держ}} = 51 \text{ м}^2.$$

Рабочее остаточное давление в печи  $6,65 \cdot 10^{-2} \text{ н/м}^2$  ( $5 \cdot 10^{-4} \text{ мм рт. ст.}$ ), скорость газоотделения с поверхности стальных частей

$$S = 0,24 \cdot 51 / 6,65 \cdot 10^{-2} = 182 \text{ л/сек};$$

с поверхности медных частей

$$S = \frac{6,1 \cdot 10^{-2} \cdot 8,15}{6,65 \cdot 10^{-2}} = 7,5 \text{ л/сек}.$$

Общее газоотделение составляет  $\sim 190 \text{ л/сек}$  при давлении  $0,0665 \text{ н/м}^2$  ( $5 \cdot 10^{-4} \text{ мм рт. ст.}$ ).

## Газы, выделяющиеся из огнеупоров

Данных по выделению газов из огнеупорной футеровки ковшей или индукционных вакуумных печей очень немного. Количество выделяющихся газов зависит от вида огнеупоров, от степени их подготовки — сырые или сухие материалы, прокалены ли они после выпуска металла и т. п. На рис. 3 представлена зависимость газовой выделении из шамотного кирпича от температуры

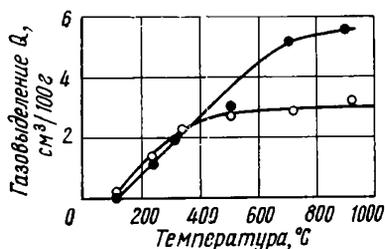


Рис. 3. Влияние температуры на газовой выделении из шамотного кирпича:

● — шамот-полиовес; ○ — шамот-легковес

[1]; газовой выделении на единицу объема из шамота-полновеса превосходит газовой выделении из шамота-легковеса.

Большое значение имеет также и время нахождения на воздухе вакуумной установки, содержащей огнеупорные материалы — чем больше времени огнеупор соприкасается с воздушной атмосферой, тем больше газа он адсорбирует. Опыты показали, что при вылеживании шамота-легковеса на воздухе в течение 6 ч количество адсорбированного газа

составляет  $4 \text{ см}^3/\text{дм}^3$ , а после пребывания на воздухе, при комнатной температуре в течение 300—400 ч  $17 \pm 20 \text{ см}^3/\text{дм}^3$ . Для расчета газовой выделении из огнеупоров необходимо знать величину газовой проницаемости футеровки или удельной проводимости; за эту величину принимается то количество газа в  $\text{см}^3$ , приведенных к нормальным условиям, которое проходит через  $1 \text{ см}^2$  поверхности при толщине слоя  $1 \text{ см}$  и разности давления  $0,1 \text{ н/м}^2$  за  $1 \text{ сек}$ .

Таблица 11

Зависимость удельной проводимости некоторых огнеупоров от температуры [1]

Материал	Температура, °C	Удельная проводимость [ $\text{см}^3 \cdot \text{см}/(\text{см}^2 \cdot \text{сек} \cdot \text{н/м}^2)$ ] · $10^{-6}$
Двуокись циркония	20	12
	600	9,4
	1000	14,3
Трехокись алюминия	20	33,6
	600	23,7
	1000	43,8
Шамот-легковес	20	7,52
	600	6,70
	1000	6,90

В табл. 11 приведены удельные проводимости различных материалов в зависимости от температуры.

Рассчитаем время, необходимое для дегазации футеровки из шамота-легковеса с толщиной стенки 130 мм. Принимаем среднюю температуру футеровки 600°С, а перепад давлений между серединой футеровки и ее поверхностью 1,3 н/м<sup>2</sup> (10 ммкрт. ст.) в течение всего времени дегазации. По графику рис. 3 находим, что газоотделение шамота-легковеса при 600°С составляет 35 см<sup>3</sup>/дм<sup>3</sup> (4,5 см<sup>3</sup>/100 г); проводимость шамота равна 6,7·10<sup>-6</sup> см<sup>3</sup>·см/(см<sup>2</sup>·сек·н/м<sup>2</sup>). Учитывая, что откачка газа идет с обеих поверхностей футеровки, определяем время дегазации:

$$\tau = \frac{q\delta^2}{\Pi\Delta P} = \frac{35 \cdot 10^{-3} \cdot 6,5^2}{6,7 \cdot 10^{-6} \cdot 1,3 \cdot 3600} = 46 \text{ ч},$$

где  $\delta$  — толщина футеровки;

$q$  — газоотделение, см<sup>3</sup>/дм<sup>3</sup>;

$\Pi$  — газопроводимость;

$\Delta P$  — перепад давлений.

При вторичной откачке принимаем количество всех газов, которые могут выделиться, равным 3 см<sup>3</sup>/дм<sup>3</sup> при условии, что футеровка находилась на воздухе не более 3 ч:

$$\tau = \frac{3 \cdot 10^{-3} \cdot 6,5^2}{6,7 \cdot 10^{-6} \cdot 1,33 \cdot 3600} = 3,9 \text{ ч}.$$

Из примера видно, что даже для вторичной дегазации требуется значительное время. Поэтому системы, имеющие узлы из огнеупорных материалов, плохо дегазируются и должны как можно меньше находиться на воздухе.

### Газ, проникающий в печь через неплотности

Как правило, величина натекания вычисляется по формуле

$$E = \frac{\Delta p \cdot V}{\tau},$$

где  $\Delta p$  — изменение давления за время  $\tau$ , л·н/(м<sup>3</sup>·сек);

$V$  — объем печи, л.

Для получения величины истинного натекания необходимо длительное время откачивать печь для того, чтобы полностью или в основном устранить газоотделение со стенок печи и из огнеупорных материалов. Величину допустимого натекания в установку можно рассчитать, исходя из влияния натекания на газосодержание металла.

Определим допустимую величину натекания в индукционной акуумной печи емкостью 0,5 т. Принимаем, что окисление металла воздухом, проникающим в печь, не должно вызвать повышения содержания кислорода более чем на 0,001% в час при

давлении  $0,5 \text{ н/м}^2$  ( $0,005 \text{ мм рт. ст.}$ ). Условно считаем, что с металлом взаимодействует  $70\%$  кислорода, содержащегося в воздухе.

Для  $500 \text{ кг}$  металла допустимое количество кислорода в печной атмосфере  $500 \cdot 1,0 \cdot 10^{-5} = 5 \text{ г}$ , или  $3,5 \text{ нл}$ , или, в пересчете на воздух,  $3,5 \cdot 100 \cdot 100 : 70 \cdot 21 = 25 \text{ нл}$  воздуха; при давлении  $0,5 \text{ н/м}^2$  ( $0,005 \text{ мм рт. ст.}$ ) это составит  $25 \cdot 133 \cdot 760 \cdot 2 = 5,05 \cdot 10^6 \text{ лн/м}^2$  ( $3,8 \cdot 10^6 \text{ л} \cdot \text{мкм рт. ст.}$ ) воздуха. Допустимая скорость натекания составит  $100 \text{ лн/м}^2 \cdot \text{сек}$  ( $3,8 \cdot 10^6 : 3600 = 1000 \text{ л} \cdot \text{мкм рт. ст./сек}$ ). Сравним полученные результаты с экспериментальными, например с работой Джонса [2] по выплавке сплава Юдимет 500. При садке печи  $0,5 \text{ т}$  и объеме ее около  $4 \text{ м}^3$  натекание в печь составляет от  $1$  до  $30 \text{ н/м}^2$  в минуту ( $10\text{--}300 \text{ мкм рт. ст./мин}$ ), т. е. от  $67$  до  $2000 \text{ лн/м}^2$  в секунду ( $670$  до  $20000 \text{ л} \cdot \text{мкм рт. ст./сек}$ ). Изменение длительной прочности сплава при натекании около  $1000 \text{ л} \cdot \text{мкм рт. ст.}$  было незначительным — около  $10\%$ ; величина натекания  $70 \text{ лн/м}^2 \cdot \text{сек}$  ( $700 \text{ л} \cdot \text{мкм рт. ст./сек}$ ) была вполне допустимой, так как качество металла не отличалось от качества металла, выплавленного при более низких величинах натекания. В. П. Гречин, А. В. Фролов и другие показали, что повышение величины натекания с  $10$  до  $100 \text{ лн/м}^2 \cdot \text{сек}$  (от  $100$  до  $1000 \text{ л} \cdot \text{мкм рт. ст./сек}$ ) приводит к резкому ухудшению пластических свойств жаропрочного сплава вследствие повышения содержания азота. По-видимому, натекание в печах не должно превышать  $10\text{--}50 \text{ лн/м}^2 \cdot \text{сек}$  ( $100\text{--}500 \text{ л} \cdot \text{мкм рт. ст./сек}$ ).

В дуговых вакуумных печах допустимая скорость натекания меньше — около  $1 \text{ лн/м}^2 \cdot \text{сек}$  ( $10 \text{ л} \cdot \text{мкм рт. ст./сек}$ ); она зависит от скорости наплавления.

Таким образом, общее количество газа, которое необходимо откачать, равно:

$$Q = \frac{10qG}{\tau} n + \frac{q_{\Phi}V}{\tau} + q_{\Gamma}F + q_{\text{н}}$$

где  $q$  — количество газа, выделяющегося из садки,  $\text{нл/кг}$ ;

$G$  — вес садки,  $\text{кг}$ ;

$n$  — коэффициент неравномерности газовыделения;

$\tau$  — время цикла,  $\text{сек}$ ;

$q_{\Phi}$  — количество газа, выделяющееся из единицы объема футеровки,  $\text{лн/дм}^3$ ;

$V$  — объем футеровки,  $\text{дм}^3$ ;

$q_{\Gamma}$  — газоотделение с поверхности металлических конструкций печи,  $\text{лн/(м}^2 \cdot \text{сек)}$ ;

$F$  — площадь стенок и внутренних конструкций,  $\text{м}^2$ ;

$q_{\text{н}}$  — натекание,  $\text{лн/(м}^2 \cdot \text{сек)}$ .

Необходимая скорость откачки рассчитывается по формуле

$$S_{\text{нб}} = \frac{Q}{p} \text{ л/сек.}$$

МНОГОПЛАСТИНЧАТЫЕ НАСОСЫ

На рис. 4 приведена схема многопластинчатого вакуумного насоса. В корпусе насоса вращается эксцентрично расположенный ротор, в прорези которого вставлены пластины. При вращении ротора пластины под действием центробежной силы выходят из пазов и скользят по внутренней поверхности корпуса. Объем рабочих ячеек между стенкой корпуса и двумя соседними пластинами по мере движения от всасывающего клапана к выхлопному клапану уменьшается, газ сжимается и выбрасывается наружу; таким образом газ переносится от всасывающего патрубка к выхлопному. Трущиеся поверхности пластин и корпуса смазываются маслом. Одноступенчатые насосы позволяют снижать остаточное давление до 2—2,3  $\text{кн/м}^2$  (15—25  $\text{мм рт. ст.}$ ), а двухступенчатые, в которых осуществлено последовательное соединение двух камер — до 0,5  $\text{кн/м}^2$  (4  $\text{мм рт. ст.}$ ). Двухступенчатые насосы могут работать как последовательно, так и параллельно.

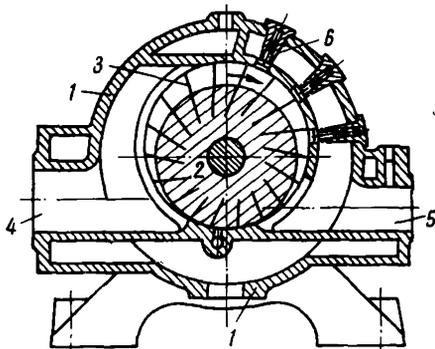


Рис. 4. Схема многопластинчатого насоса:

- 1 — корпус; 2 — ротор; 3 — пластины; 4 — входной патрубок; 5 — выходной патрубок; 6 — подача масла

При параллельном подсоединении обеспечивается большая скорость откачки, а при последовательном — более глубокий вакуум. Вакуумная станция, построенная в свое время на заводе им. Дзержинского для обслуживания вакуумной камеры, имела два насоса РВН-60, работавшие как параллельно, так и последовательно. К ним последовательно подключались два насоса РВН-30, что обеспечивало откачку 100  $\text{м}^3/\text{мин}$  при давлении 0,5  $\text{кн/м}^2$  (4—5  $\text{мм рт. ст.}$ ).

Достоинство многопластинчатых насосов заключается в высокой скорости откачки при высоком давлении и сравнительно малых габаритах. Они мало чувствительны к попаданию воды, так как в них отсутствует циркуляция смазки, которая выбрасывается через выхлопной патрубок. Недостатком является высокое остаточное давление и чувствительность к попаданию абразивных частичек. Эти насосы могут быть использованы в качестве средств для создания грубого вакуума при откачке камер печей и установок от атмосферного давления до нескольких  $\text{мм рт. ст.}$  Отечественная промышленность выпускает много-

пластинчатые насосы марок РВН-8, РВН-30, РВН-60, РВН-75 (цифры показывают скорость откачки,  $м^3/мин$ , при атмосферном давлении).

### ПЛАСТИНЧАТО-РОТОРНЫЕ НАСОСЫ

В пластинчато-роторном насосе в корпусе вращается ротор, в пазах которого расположены две пластины, разжимаемые в стороны пружиной. Ротор расположен эксцентрично в камере насоса. Во время вращения поршень в верхней части всегда соприкасается с корпусом. При вращении поршня пластина создает с одной стороны расширяющийся объем, в который поступает газ из всасывающего патрубка; по другую сторону пластины происходит сжатие газа и выброс его через выхлопной клапан. Корпус насоса погружен в бак с маслом, являющийся уплотняющей жидкостью. Наиболее ответственным узлом насоса является место контакта ротора с корпусом. Между выхлопным клапаном и местом контакта ротора с корпусом имеется вредное пространство, в котором при подходе пластины с порцией выбрасываемого газа создается высокое давление, необходимое для открывания выхлопного клапана. Всасывающий же клапан прижимается значительно более слабой пружиной. Поэтому сжатый газ со стороны выхлопа проникает на сторону входа и в откачиваемый объем. Уплотнение в стыке ротора и корпуса улучшается при обильной смазке. Однако при растворении газа в масле и попадании масла на всасывающую сторону происходит выделение газа из масла в откачиваемый объем.

Для увеличения предельной глубины вакуума насосы делают двухступенчатыми. Они имеют две камеры, последовательное соединение которых выполнено под уровнем масла, наполняющего бак насоса. Отечественная промышленность выпускает

Таблица 12

Характеристики пластинчато-роторных насосов новой серии  
(охлаждение воздушное)

Марка насоса	Скорость откачки в интервале 100—0,1 $кн/м^2$ (760—1 мм рт. ст.), л/сек	Давление остаточное, $н/м^2$ (мм рт. ст)	Остаточное давление с включенным газобалластом, $н/м^2$ (мм рт. ст)	Мощность двигателя, квт	Масса, кг
ВН-01	0,1	4 (0,03)	Нет газобалласта	0,12	8,25
ВН-025-2	0,25	0,7 (0,005)	1 (0,01)	0,18	16,5
ВН-05-1	0,5	7 (0,05)	260 (2,0)	0,18	18
ВН-05-2	0,5	0,7 (0,005)	1,0 (0,01)	0,27	26,5
ВН-1-1	1	7 (0,05)	10 (0,8)	0,27	26
ВН-1-2	1	0,7 (0,005)	1 (0,01)	0,4	38
ВН-3-1	3	7 (0,05)	10 (0,8)	0,4	32
ВН-3-2	3	0,7 (0,005)	1 (0,01)	0,6	43

пластинчато-роторные насосы марок ВН-1, ВН-025-2, ВН-05-1, ВН-05, ВН-1-1, ВН-1-2, ВН-3-1, ВН-3-2 (первые цифры показывают скорость откачки, л/сек, при 760 мм рт. ст., вторые цифры — число ступеней насоса; табл. 12).

### ПЛАСТИНЧАТО-СТАТОРНЫЕ НАСОСЫ

В этих насосах ось вращения ротора совпадает с геометрической осью камеры насоса, но сам ротор расположен эксцентрично относительно оси (рис. 5). Для смещения центра тяжести к оси вращения в роторе высверлены соответствующие полости. Одной из своих образующих ротор все время скользит по внутренней поверхности цилиндрической камеры насоса и тем самым описывает в камере объемы, аналогичные образующимся в пластинчато-роторном насосе. В этом насосе всос и сжатие газа осуществляются самим ротором. Пластина помещается в прорези корпуса насоса и служит для разделения камеры всоса и камеры сжатия; к поверхности ротора пластина прижимается пружиной (насос ВН-461). В насосе РВН-20 пластина выполнена в виде поршня; поршень скользит в цилиндре, установленном над корпусом насоса. Сжатый вращающимся ротором газ выбрасывается в цилиндр под поршень; при движении ротора пластина опускается и поршень сжимает газ в цилиндре, который через клапан выбрасывается в верхнюю часть цилиндра над поршнем. При дальнейшем движении поршня газ из верхней части выбрасывается через выхлопной клапан в атмосферу, а в нижнее пространство под поршнем попадает газ из роторного пространства. Таким образом, поршень с цилиндром является по отношению к роторному насосу второй ступенью насоса.

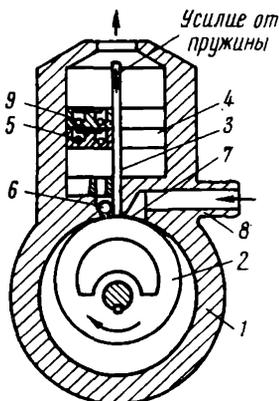


Рис. 5. Схема пластинчато-статорного насоса с пластиной в виде поршня:

- 1 — корпус цилиндрический;
- 2 — ротор; 3 — пластина;
- 4 — поршень; 5 — клапан;
- 6 — ролик для скольжения пластины; 7 — отверстие;
- 8 — входной патрубок; 9 — выхлопной клапан

В насосах этого типа уменьшается количество мест, ответственных за прорыв газа на всасывающую сторону; отсутствие прорезей в роторе устраняет возможность просачивания воздуха на сторону входного патрубка. Уплотнение в этих насосах осуществляется также с помощью масла, поступающего из резервуара над выхлопным патрубком через сверления в корпусе и поршне.

## ПЛУНЖЕРНЫЕ НАСОСЫ

На рис. 6 показана схема плунжерного или золотникового насоса. В цилиндре вращается эксцентрик с надетой на него обоймой. Верхняя часть обоймы представляет собой параллелепипед, открытый сверху, в широкой боковой стенке его име-

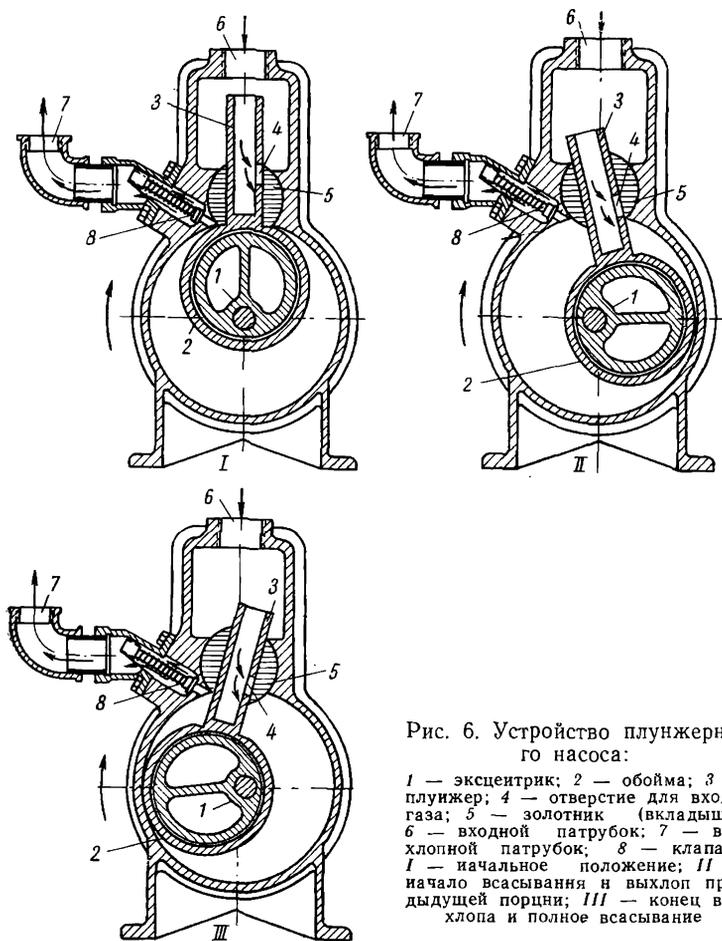


Рис. 6. Устройство плунжерного насоса:

1 — эксцентрик; 2 — обойма; 3 — плунжер; 4 — отверстие для входа газа; 5 — золотник (вкладыш); 6 — входной патрубков; 7 — выхлопной патрубков; 8 — клапан; I — начальное положение; II — начало всасывания и выхлоп предыдущей порции; III — конец выхлопа и полное всасывание

ются отверстия. При вращении эксцентрика поршень-обойма, прижатая к стенке камеры, совершает колебательные движения, качаясь из стороны в сторону и скользя в золотнике сверху вниз и обратно; обойма скользит и как бы катится по стенке камеры. Поршень производит двойную работу: всасывание газа и выбрасывание его через патрубков с клапанами. Клапаны покрыты слоем масла, создающим уплотнение. Масло циркулирует в корпусе насоса и создает уплотнение между вращающимися деталями.

В плунжерном насосе устраняется еще одно место возможного перетока газа со стороны высокого давления на сторону низкого давления по сравнению с пластинчато-роторными или статорными насосами. Всасывающая сторона отделена от выхлопной не пластиной, а жесткой частью обоймы, скользящей по вкладышу.

Более крупные насосы имеют бак-сепаратор, куда из выхлопного патрубка поступает смесь откачиваемого газа с маслом. Распыленное масло задерживается тарелочным сепаратором и отделяется от влаги. Из бака масло самотеком поступает в различные части насоса для смазки и уплотнения. Насосы этого типа имеют сплошное водяное охлаждение. Обычно плунжерные насосы имеют две последовательные ступени, позволяющие создавать весьма низкий вакуум — до  $0,5 \text{ н/м}^2$  ( $0,005 \text{ мм рт. ст.}$ ). До давления  $5 \text{ н/м}^2$  производительность этих насосов мало изменяется с давлением, а при более низких давлениях резко падает.

Насосы с масляным уплотнением употребляются как насосы предварительного разрежения, обеспечивающие работу пароструйных насосов глубокого вакуума. Основным недостатком этих насосов является то, что они боятся попадания паров воды. При сжатии газа внутри камеры насоса достигается точка росы, пары воды конденсируются в масле и образуется масло-водяная эмульсия; величина предельной глубины вакуума насоса резко снижается. Наличие же влаги в масле вызывает коррозию частей насоса. Кроме того, на стороне высокого вакуума происходит испарение влаги из масла в сторону откачиваемого объема.

### *Газобалластное устройство*

Почти все современные механические насосы плунжерного типа снабжены газобалластным устройством, принцип действия которого следующий: на насосе имеется клапан, соединяющий камеру сжатия насоса с атмосферой; в определенный момент, когда давление внутри насоса уравнивается давлением пружины клапана, последний открывается и происходит впуск атмосферного воздуха в насос; давление в камере сжатия повышается до атмосферного. Парциальное давление паров воды снижается, точка росы повышается и при сжатии газа конденсации влаги не происходит. Однако применение газобалластного устройства снижает величину предельной глубины вакуума насоса, так как вследствие возрастания перепада давлений между камерой сжатия и камерой всасывания повышается давление и в камере всасывания. Так, например, новые типы насосов марок ВН-75-1 и ВН-75-2 без газобалласта позволяют достигать остаточного давления  $5—0,5 \text{ н/м}^2$  ( $0,05—0,005 \text{ мм рт. ст.}$ ), а с газобалластом  $10—1 \text{ н/м}^2$  ( $0,8—0,01 \text{ мм рт. ст.}$ ). Обычно на газобал-

ластном клапане устанавливается дозирующий вентиль, который позволяет регулировать подачу атмосферного воздуха в насос в зависимости от содержания влаги в откачиваемом газе.

### ПРАКТИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПРИ РАБОТЕ С ВРАЩАТЕЛЬНЫМИ НАСОСАМИ

Обычно на насосах устанавливаются электрические двигатели, которые имеют мощность, необходимую для работы насоса, начиная с атмосферного давления. Но двигатель работает на полную мощность только при давлении от 100 до 13  $\text{кн/м}^2$  (760—100  $\text{мм рт. ст.}$ ). На рис. 7 приведен график потребляемой мощности для насоса ВН-300 с двигателем 40  $\text{квт.}$  Как видно из графика, уже при давлении 1,3  $\text{кн/м}^2$  (10  $\text{мм рт. ст.}$ ) потребляемая мощность составляет лишь 15  $\text{квт.}$ , а при дальнейшем снижении давления уменьшается до 10—12  $\text{квт.}$

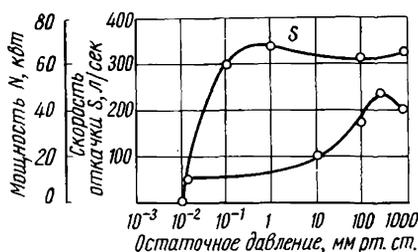


Рис. 7. Потребление мощности насосом ВН-300

Так как время работы насоса при давлении в несколько  $\text{кн/м}^2$  составляет не более 5—10% общего времени работы насоса, то в устойчивом рабочем режиме насосы потребляют

энергии в три-четыре раза меньше, чем это следует из их номинальной мощности.

При работе насоса необходимо следить за подачей воды в систему его охлаждения, при длительной работе насос сильно разогревается и без охлаждения может заклинить.

Для каждого насоса указывается количество масла, которое необходимо заливать, чтобы клапаны всегда находились под слоем масла; при меньшем уровне масла не обеспечивается уплотнение и предельная глубина вакуума насоса уменьшается. По мере работы насоса масло расходуется, выбрасывается в выхлопную трубу, поэтому необходимо время от времени доливать масло в насос. Наиболее быстро убывает масло при откачке с повышенного давления. Насосы выбрасывают в атмосферу большое количество мелкораспыленного масла вместе с откачиваемым газом, поэтому они должны быть обязательно оборудованы маслоотбойниками или маслоотражателями, преграждающими выхлоп масла в атмосферу. По этой же причине выхлоп насоса должен быть обязательно направлен в вентиляционную систему или на улицу — воздушная выхлопная смесь с масляной эмульсией является весьма токсичной.

При выключении насоса следует предпринимать меры предосторожности, чтобы масло из бака не просачивалось в камеру

насоса, а из камеры — в откачиваемый объем. Для этого, во-первых, после окончания работы на насосах с масляным баком закрывают масляный кран, во-вторых, напускают воздух в насос и тем самым уравнивают давление в выхлопном и откачном патрубках насоса; при этом насос должен быть отсоединен от вакуумной установки.

В ходе работы масло в насосе загрязняется; при интенсивной работе его нужно менять в зависимости от степени загрязненности. В случае попадания влаги в масло и падения остаточного давления насос ставят на просушку, для чего открывают газобалластный клапан или создают небольшой приток атмосферного воздуха в насос и оставляют его работать до тех пор, пока не восстановится величина предельной глубины вакуума.

Величина предельной глубины вакуума насосов зависит также и от температуры масла. По мере работы масло разогревается, становится менее вязким, из него испаряются легкие фракции и растворенные газы; наиболее глубокий вакуум достигается в первый момент работы насоса примерно в течение часа, в дальнейшем вакуум несколько ухудшается.

К недостаткам указанных насосов относится также опасность проникновения абразивных частиц; рекомендуется устанавливать перед форвакуумными плунжерными насосами фильтры. Недопустимо и попадание в насос ртути, так как она амальгамирует детали из цветных сплавов и ухудшает условия их работы. Другим недостатком является наличие несбалансированных частей, что, во-первых, ограничивает скорость откачки, пропорциональную скорости вращения насоса; а, во-вторых, при работе насоса возникают сильные вибрации. Большие насосы необходимо устанавливать на фундаменты с анкерными болтами, малые насосы — на мягкие подстилки из толстой резины или войлока. С целью компенсации вибраций насос следует подсоединять к вакуумной магистрали при помощи резиновых или латунных сильфонных компенсаторов; весьма надежны также литые гофрированные трубки из черной резины. Для насосов ВН-300 и ВН-500, имеющих всасывающие отверстия диаметром 200 и 240 мм, устанавливают переходные узлы с резиновыми листовыми диафрагмами.

Отечественная промышленность выпускает вакуумные плунжерные насосы марок ВН по старой маркировке 1, 2, 4, 6 с индексами Г (с газобалластным устройством) и МГ (модернизированные с газобалластным устройством). Новая серия насосов, вместо ранее выпускавшихся, имеет наименование ВН-10-1, 20, 40, 75, 150, 300, 500; первая цифра указывает скорость откачки, л/сек, вторая — число ступеней насоса.

Характеристики этих насосов приведены в табл. 13.

## Характеристика плужерных насосов

Марка насоса	Скорость откачки в интервале 100—1 км/м <sup>2</sup> (1—760 мм рт. ст.), л/сек	Остаточное давление, н/м <sup>2</sup> (мм рт. ст.)	Остаточное давление с газобалластом, н/м <sup>2</sup> (мм рт. ст.)	Число ступеней	Количество масла, заливаемого в насос, л	Мощность двигателя, кВт	Масса, кг
ВН-10-1	9	8 (0,06)	1600 (12)	1	1,4	1,7	125
ВН-10-2	6	1 (0,008)	4 (0,03)	2	0,8	1,0	120
вместо ВН-2МГ							
ВН-20-1	18	8 (0,06)	1600 (12)	1	2,5	2,8	180
ВН-20-2	12	1 (0,008)	4 (0,03)	2	1,5	1,7	170
вместо ВН-1МГ							
ВН-40-1	40	7 (0,05)	400 (3)	1	3,7	4,5	235
ВН-40-2	25	0,7 (0,005)	1 (0,01)	2	2,3	4,5	300
ВН-75-1	75	7 (0,05)	100 (0,8)	1	14	10	770
вместо ВН-4Г							
ВН-75-2	50	0,7 (0,005)	1 (0,01)	2	9,5	10	775
ВН-150-1	150	7 (0,05)	100 (0,8)	1	14	14	1150
вместо ВН-6Г							
ВН-150-2	100	0,7 (0,005)	100 (0,8)	2	14	14	1150
вместо ВН-6Г							
ВН-300	300	1 (0,01)	—	—	80	40	2600
ВН-500	500	1 (0,01)	—	—	85	55	4200

## МАСЛО ДЛЯ ВРАЩАТЕЛЬНЫХ НАСОСОВ

Масло, применяемое во вращательных насосах, должно иметь низкое давление насыщенного пара, а следовательно, в нем не должно быть легколетучих фракций. В настоящее время широко применяют масло ВМ-4, имеющее давление насыщенного пара  $10^{-3}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-5}$  мм рт. ст.). Масло должно обладать определенной вязкостью. При малой вязкости ухудшается уплотнение, при большой вязкости насос перегревается. Масло при разложении осмоляется, на стенках насоса появляется смолистый осадок, который затрудняет вращение насоса и может привести к его полному заклиниванию. В этом случае насос нуждается в полной разборке и чистке механическим путем (мягким шабером) из-за невозможности удалить налет растворителем.

## ДВУХРОТОРНЫЕ НАСОСЫ

Схема работы двухроторного насоса приведена на рис. 8. Два ротора, имеющих форму восьмерки, синхронно вращаются в корпусе насоса навстречу друг другу. Они приводятся во

вращение через шестеренную передачу, связывающую их валы, которая может находиться внутри корпуса насоса; в этом случае исключается необходимость в вакуумном уплотнении. Вдоль горизонтальной направляющей лопасти роторов могут быть пропеллерообразно изогнуты относительно друг друга. При вращении роторы не касаются друг друга и стенок корпуса, что достигается точной обработкой лопастей и регулировкой зазоров между ними (до 0,075—0,37 мм). Наличие неуплотненных зазоров позволяет задавать большие скорости вращения роторов — до 3000 об/мин. При вращении роторов на стороне всасывания происходит захват газа (рис. 8, а), который затем вращением ротора передается на сторону выхлопа (рис. 8, в).

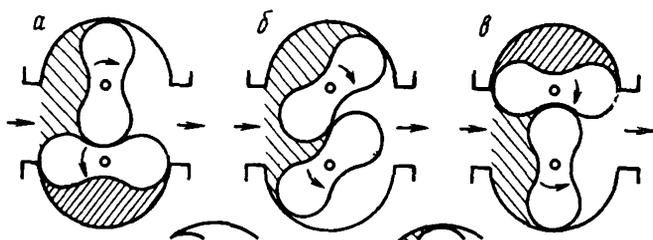


Рис. 8. Принцип действия двухроторного насоса (Рутса):  
а, б, в — последовательные стадии всасывания и выхлопа

Часть газа перетекает на сторону всасывания, но так как зазор очень мал, это количество газа невелико. Обратный переток газа составляет

$$C_3(p_{\text{вып}} - p_{\text{вп}}),$$

где  $C_3$  — пропускная способность зазора, а  $p_{\text{вып}}$  и  $p_{\text{вп}}$  — давления на выпуске и впуске.

Начальное впускное давление для двухроторных насосов должно быть значительно ниже атмосферного, оптимальное значение лежит в пределах 133—1 н/м<sup>2</sup> (1—0,01 мм рт. ст.). Предельное остаточное давление при использовании двухроторных насосов зависит от выпускного давления и может составлять от 1 до 0,01 н/м<sup>2</sup> (0,005—0,0001 мм рт. ст.). При использовании двухступенчатых насосов можно снижать давление до 10<sup>-4</sup> н/м<sup>2</sup> (10<sup>-6</sup> мм рт. ст.). Однако эти насосы не могут создавать перепад давлений больше, чем 10—50 к 1, поэтому если двухроторный насос работает с форвакуумным механическим насосом, то остаточное давление не может быть ниже 0,5—0,1 н/м<sup>2</sup> (0,005—0,001 мм рт. ст.).

Поскольку при сжатии откачиваемого газа выделяется много тепла, лопасти двухроторного насоса сильно разогреваются; лопасти крупных насосов охлаждаются маслом, циркулирующим внутри них.

Характеристики двухроторных насосов приведены в табл. 14.

## Характеристики двухроторных и турбомолекулярных насосов

Тип насоса	Марка насоса	Насос предварительного разрежения	Скорость откачки в интервале 133—6 Н/м <sup>2</sup> (1—0,05 мм рт. ст.), л/сек	Предельная глубина вакуума, Н/м <sup>2</sup> (мм рт. ст.)	Максимальное выпускное давление, Н/м <sup>2</sup> (мм рт. ст.)	Мощность двигателя, кВт	Масса насоса, кг
Двухроторные	ДВН-5-1	ВН-1-2	5	0,7 (5·10 <sup>-3</sup> )	1330 (10)	0,18	17
	ДВН-5-2	ВН-1-2	7—10	0,05 (4·10 <sup>-4</sup> )	133 (1)	0,18	23
	ДВН-15-1	ВН-3-2	15	0,7 (5·10 <sup>-3</sup> )	1330 (10)	0,35	—
	ДВН-15-2	ВН-3-2	15	0,01 (10 <sup>-4</sup> )	1330 (10)	0,4	—
	ДВН-50-1	ВН-10-2	40—50	0,7 (5·10 <sup>-3</sup> )	1330 (10)	0,7	48
	ДВН-50-2	ВН-10-2	50	0,05 (4·10 <sup>-4</sup> )	670 (5)	1,1	60
	ДВН-150	ВН-20-1	120—130	0,7 (5·10 <sup>-3</sup> )	670 (5)	1,1	45
	ДВН-500	ВН-4	500	0,7 (5·10 <sup>-3</sup> )	—	7	520
	ДВН-1500	ВН-6	1500	0,7 (5·10 <sup>-3</sup> )	—	10	870
	ДВН-5000	ВН-300	5000	0,7 (5·10 <sup>-3</sup> )	—	14	—
Турбомолекулярные	ТВА-200	ВН-2МГ или	200	10 <sup>-7</sup> (5·10 <sup>-9</sup> )	13 (0,1)	2,1	433
	ТВА-5000	ВН-10-2	5000	10 <sup>-7</sup> (5·10 <sup>-9</sup> )	13 (0,1)	34	4700

## МОЛЕКУЛЯРНЫЕ НАСОСЫ

Принцип работы молекулярных насосов заключается в том, что молекулы газа, адсорбирующиеся на вращающейся твердой поверхности, испаряются с нее так, что вектор скорости испаряющейся молекулы совпадает по направлению и величине с вектором скорости твердого тела. На рис. 9 представлена схема действия молекулярного насоса. Между статором и ротором имеется канал, расширяющийся сверху вниз; в верхней части между ротором и статором имеется только тонкий зазор. Так как канал имеет большую пропускную способность, чем зазор, то перемещение молекул откачиваемого газа в основном происходит в канале, куда они увлекаются вращением ротора. Молекулярный насос только тогда дает заметную скорость откачки, когда выходное давление имеет небольшую величину; впускное давление пропорционально выпускному. Зависимость впускного давления от давления на выходе из насоса начинает проявляться с того момента, когда средняя длина свободного пробега молекул в канале начинает превышать его ширину, что соответствует глубокому вакууму; тогда начинает играть роль молекулярная вязкость, прямо пропорциональная давлению газа.

Такие насосы могут создавать весьма низкие давления —  $10^{-4}$ — $10^{-7}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-6}$ — $10^{-9}$  мм рт. ст.). Их преимущество заключается в том, что их не нужно разогревать, как пароструйные насосы; при внезапном попадании в насос небольшой порции воздуха ничего опасного не происходит.

Для удовлетворительной работы ротор должен делать несколько тысяч оборотов в минуту. Так как зазор между ротором и статором около 0,01—0,03 мм, то при прорыве большого количества воздуха происходит заклинивание насоса из-за неравномерного теплового расширения. Насос также весьма чувствителен к попаданию твердых частичек.

В настоящее время промышленность освоила выпуск турбомолекулярных насосов (рис. 10). В камере такого насоса помещается ротор, состоящий из дисков с прорезями; каждый диск вращается между двумя дисками статора, которые также имеют прорези. Зазоры между дисками около 1 мм, это позволяет развить скорость вращения до 16000 об/мин. В дисках статора и ротора имеются косые отверстия; для каждой пары роторных и статорных дисков отверстия являются зеркальным отражением друг друга. Газ перемещается от статора к ротору, от одной пары отверстий к другой; каждая пара отверстий является мини-

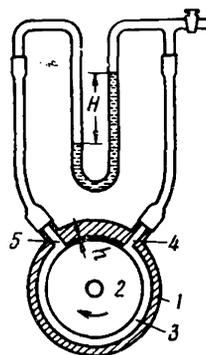


Рис. 9. Схема действия молекулярного насоса:

1 — статор; 2 — ротор; 3 — канал; 4 — вход газа; 5 — выход газа

тюрным молекулярным насосом. Насос устроен таким образом, что газовый поток из откачиваемого объема разделяется на две части. Оба потока подхватываются левым и правым наборами дисков, сидящих на одном валу. Откачка идет от середины насоса к его краям, где газ собирается в выхлопные трубы и поступает в систему предварительного разрежения.

Каждый отдельный миниатюрный молекулярный насос благодаря малой ширине дисков создает небольшое сжатие газа;

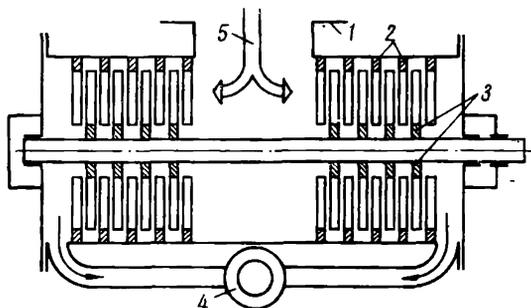


Рис. 10. Устройство турбомолекулярного насоса:

1 — камера; 2 — статорные диски; 3 — роторные диски; 4 — выпускной патрубок; 5 — входной патрубок

при малом перепаде давлений обратный поток газа имеет незначительные размеры. В каждой паре дисков может быть до 40 отверстий, поэтому при параллельной работе они обеспечивают значительную скорость действия насоса. На каждой половине ротора находится около 20 пар дисков; каждую пару можно считать ступенью откачки. Таким образом, благодаря большому числу ступеней создается значительное сжатие или перепад давлений.

Например, для воздуха он достигает  $p_{\text{вып}}/p_{\text{вп}} - 5 \cdot 10^7$ . Скорость действия насоса длиной 670 мм при диаметре ротора 170 мм и скорости вращения 16000 об/мин составляет 140 л/ч в интервале  $1 - 10^{-6}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-2} - 10^{-8}$  мм рт. ст.). Предельное давление определяется упругостью пара масла из системы смазки подшипников и газоотделением со стенок камеры. В принципе насос может снижать давление до  $10^{-9}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-11}$  мм рт. ст.). Турбомолекулярные насосы можно включать одновременно с насосом предварительного разрежения; как только давление понизится до необходимого уровня, турбомолекулярный насос начинает откачивать газ. Характеристики насосов приведены в табл. 14.

#### ПАРОСТРУЙНЫЕ НАСОСЫ

В зависимости от характера истечения паровой струи эти насосы делятся на эжекторные, снижающие давление до 1 н/м<sup>2</sup>

( $\sim 10^{-2}$  мм рт. ст.), бустерные  $0,01$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-4}$  мм рт. ст.) и высоковакуумные  $10^{-5}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-7}$  мм рт. ст.).

Принципиальная схема работы пароструйных насосов показана на рис. 11. В кипятыльник 2 насоса заливается рабочая жидкость: масло или ртуть. С помощью нагревателя 1 жидкость доводится до кипения и пар по паропроводу 3 поступает к соплу 5, из которого истекает с большой скоростью в виде расходящейся струи в рабочую камеру насоса. В пароводяном эжекторном насосе водяной пар от паровой магистрали непосредственно поступает к соплу. Откачиваемый газ попадает в камеру насоса через всасывающий входной патрубок 9, захватывается струей пара 6 и перемещается в нижнюю часть камеры насоса. На стенках камеры происходит конденсация пара благодаря наличию водяного охлаждения 7. Конденсат по сливной трубке 8 поступает в кипятыльник, откачиваемый же газ выбрасывается в выхлопной патрубок при помощи насоса предварительного разрежения. Сливная трубка работает в качестве затвора, обеспечивая разделение пара из кипятыльника и откачиваемого газа из камеры насоса. Пароструйные насосы не могут работать с выхлопом газов в атмосферу, для них является обязательным наличие насоса предварительного разрежения, создающего разрежение на выхлопном патрубке пароструйного насоса в пределах  $13\text{--}133$  н/м<sup>2</sup> ( $0,1\text{--}1,0$  мм рт. ст.).

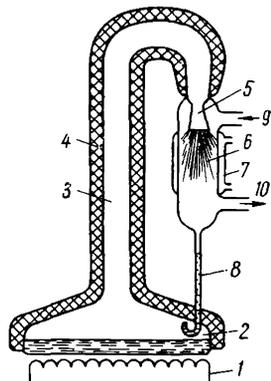


Рис. 11. Принципиальная схема пароструйного вакуумного насоса:

1 — подогреватель; 2 — кипятыльник; 3 — паропровод; 4 — корпус; 5 — сопло; 6 — струя пара; 7 — водяное охлаждение; 8 — слив масла; 9 — входной патрубок; 10 — выхлопной патрубок

Механизм увлечения газа паровой струей определяется режимом течения откачиваемого газа и режимом истечения пара. В эжекторных насосах и соплах максимальный расход пара при минимальной скорости паровой струи (по сравнению с бустерными и диффузионными соплами); в таких условиях течение пара и газа имеет турбулентный характер. Газ увлекается благодаря перемешиванию с паром; вязкостный захват газа и диффузионный захват играют незначительную роль.

Чем ниже давление откачиваемого газа, тем меньше должна быть плотность струи пара, а следовательно, тем меньше расход пара с увеличением скорости истечения струи. При этом увеличивается роль вязкостного захвата, обусловленного трением слоев пара и газа; возрастает значение и диффузионного захвата, в то время как количество газа, перемещаемого вследствие перемешивания, значительно уменьшается. Подобные режимы работы имеют бустерные насосы и бустерные сопла.

При весьма низких давлениях газа, ниже  $10^{-2}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-4}$  мм рт. ст.), когда длина свободного пробега частиц откачиваемого газа становится сравнимой с размерами выпускного патрубка насоса, вязкостное трение исчезает и захват газа почти целиком определяется диффузией газа в струю пара. При этом струя пара должна иметь наименьшую плотность и максимальную скорость истечения из сопла; такой режим имеют диффузионные насосы и сопла.

Основным типом сопла, применяемого в пароструйных насосах, является расширяющееся сопло Лавала. В расширяющейся части сопла скорость паровой струи плавно возрастает до

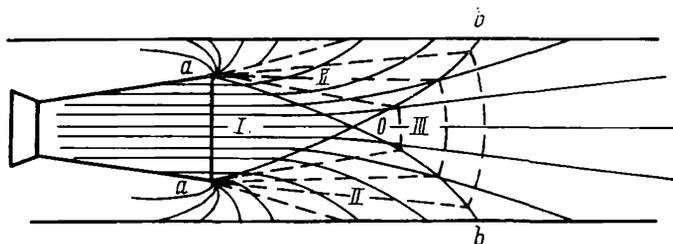


Рис. 12. Схема паровой струи за соплом пароструйного вакуумного насоса

сверхзвуковой. По выходе из сопла струя пара продолжает расширяться. На рис. 12 представлена схема паровой струи. Вблизи сопла имеется область невозмущенного потока — ядро струи, ограниченное линиями *ао*. Здесь линии тока пара сохраняют то же направление, что и в сопле; скорость, плотность, температура и давление также имеют те же значения, что и в выходном сечении сопла. Далее следует область обтекания сопла, ограниченная линией *об*. Здесь линии тока загибаются вокруг края сопла и могут быть даже направлены против движения потока. В области между линиями *об* линии тока приблизительно прямолинейны, а плотность пара резко падает с удалением от сопла [3].

### ЭЖЕКТОРНЫЕ НАСОСЫ

Работа эжекторного насоса или сопла характеризуется высокой плотностью струи пара. Эжекторные сопла часто используются в качестве выхлопных ступеней пароструйных насосов, например в насосе БН-1500-2. Эти ступени должны иметь достаточно высокое выхлопное давление, которое должно соответствовать разрежению, создаваемому форвакуумным насосом (причем для эксплуатационников желательно иметь большую величину выхлопного давления). Для получения высокого давления на выходе необходимо, чтобы статическое давление на выходе из парэжекторного насоса было также большим. Это может быть

осуществлено путем перевода кинетической энергии струи в потенциальную. Для этой цели после цилиндрической камеры смешения, окружающей сопло, устанавливают расширяющийся диффузор — насадку. Поток пара, выходящий из камеры смешения с дозвуковой скоростью, замедляется в насадке. При этом происходит возрастание статического давления в струе и повышение выхлопного давления ступени.

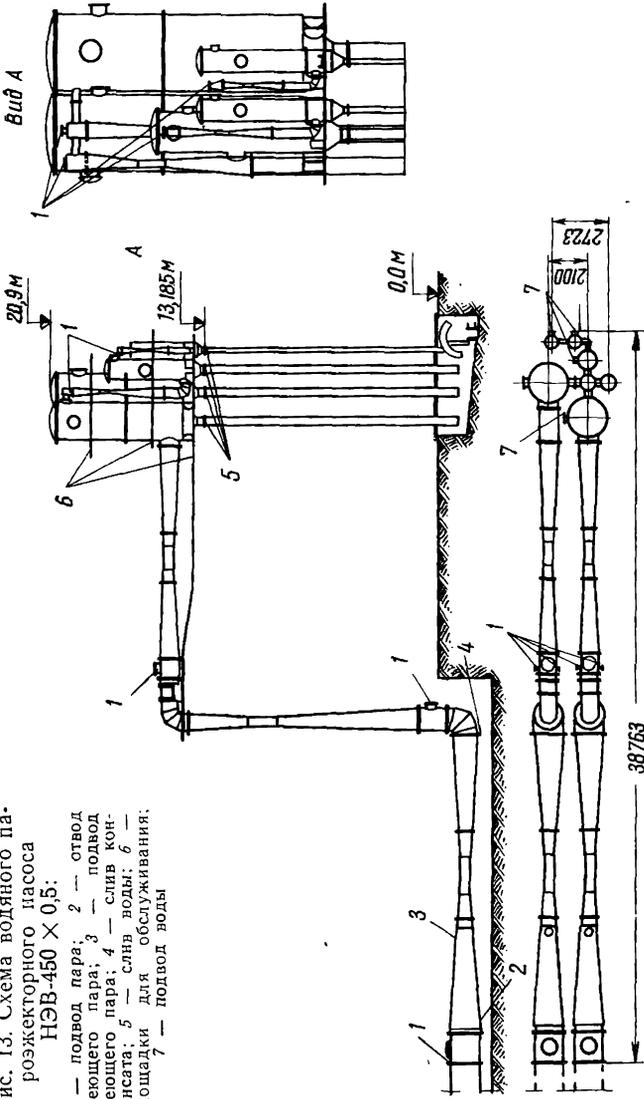
Для крупных металлургических вакуумных установок наиболее целесообразным является применение водяных парожетторных насосов, которые не боятся загрязнений, могут откачивать горячие газы, обладают громадной производительностью, превышающей производительность любых других насосов, и в отличие от других пароструйных насосов могут работать на атмосферу. Так, для замены небольшого парожетторного насоса НЭВ-100 производительностью 100 кг сухого воздуха в час потребовалось бы 138 насосов ВН-6 с установленной мощностью 2800 квт или 33 пары насосов РВН-60 и РВН-30 мощностью 4100 квт. Парожетторные насосы не требуют специальных помещений, они могут быть расположены вдоль стен или колонн цехового здания. Обычно водяные парожетторные насосы имеют 4—5 ступеней, после 2-й, 3-й, 4-й ступеней устанавливают конденсатор для водяных паров; последняя ступень жеттора работает на атмосферу.

На рис. 13 приведена схема парожетторного насоса с конденсаторами смешения, установленными после 2-й, 3-й, 4-й ступеней. Пар подается из паровой магистрали ко всем пяти ступеням. Конденсаторы парожетторных насосов могут быть двух типов — смешения и поверхностные. Конденсатор смешения представляет собой колонну, в которой находятся тарелки; сверху в корпус конденсатора впрыскивается вода. Пар смешивается с водой на тарелках, конденсируется и уносится из колонны в сливной бак, в который входят сливные трубы из всех конденсаторов. Сливные трубы должны иметь высоту не менее 10,33 м, чтобы обеспечить барометрический затвор корпуса конденсатора; это значительно увеличивает габариты установки. В конденсаторе поверхностного типа в герметичном корпусе проходят трубы с охлаждающей водой, на поверхности которых и происходит конденсация пара; конденсат удаляется при помощи водяных насосов. Эта система страдает тем недостатком, что пыль, выносимая из откачиваемого объема газом, образует плотный налет на поверхности труб, конденсатор быстро засоряется и выходит из строя, прекращается конденсация пара и насос перестает работать.

Водяные парожетторные насосы позволяют снижать давление ниже 10 н/м<sup>2</sup> (0,1 мм рт. ст.). Для применяемых обычно давлений пара 4—8 ата степень сжатия в одной ступени жеттора не превышает 3—4. Давление в первом конденсаторе за второй ступенью, если первая ступень работает без конденсации,

Рис. 13. Схема водяного паророзжигательного насоса НЭВ-450 × 0,5:

1 — подвод пара; 2 — отвод греющего пара; 3 — подвод греющего пара; 4 — слив конденсата; 5 — слив воды; 6 — площадки для обслуживания; 7 — подвод воды



равно давлению насыщенного пара воды при температуре охлаждающей воды 30—40°С, т. е. 4—5  $\text{кн/м}^2$  (30—40  $\text{мм рт. ст.}$ ), следовательно, ступень, стоящая перед конденсатором, может снижать давление до 0,9—1,3  $\text{кн/м}^2$  (7—10  $\text{мм рт. ст.}$ ), а первая ступень — до 0,1—4  $\text{кн/м}^2$  (1—3  $\text{мм рт. ст.}$ ) и ниже. В табл. 15 приведены характеристики отечественных пароэжекторных насосов.

Таблица 15

Характеристики отечественных пароэжекторных насосов

Показатели	НЭВ-100×1	НЭВ-450×0,5
Число ступеней . . . . .	5	6
Число конденсаторов . . . . .	3	5
Пусковые агрегаты . . . . .	Две ступени и 1 конденсатор	Один эжектор
Производительность по сухому воздуху:		
$\text{кг/ч}$ . . . . .	100	450
$\text{м}^3/\text{мин}$ . . . . .	980	8800
Рабочее давление на входе, $\text{н/м}^2$ . . . . .	133	67
Температура откачиваемого газа, °С . . . . .	150	150
Давление рабочего пара, $\text{ати}$ . . . . .	15	9
Температура пара, °С . . . . .	370	200
Расход пара на рабочем режиме, $\text{кг/ч}$ . . . . .	2469	25200
Расход воды максимальный, $\text{м}^3/\text{ч}$ . . . . .	266	1736
Масса насоса, $\text{т}$ . . . . .	5,7	34,3.

При включении водяных пароэжекторных насосов пар направляется сначала к последней ступени, а затем последовательно в четвертую, третью, вторую и первую. Последние три ступени снижают давление в откачиваемом объеме в несколько сотен  $\text{н/м}^2$ , а при включении первой ступени давление понижается до  $13 \div 6 \text{ н/м}^2$ .

### БУСТЕРНЫЕ НАСОСЫ

В бустерных насосах плотность паровой струи зависит от давления откачиваемого газа; при высоких давлениях струя должна быть более плотной, а при низких давлениях разреженной. Для изменения режима истечения пара из сопла изменяют мощность нагревателя. Так, например, для насоса БН-3 мощность нагревателя 3,5  $\text{квт}$  оказывается оптимальной для давления 0,5  $\text{н/м}^2$ , а при давлении ниже 1  $\text{н/м}^2$  оптимальной мощностью является 4,5  $\text{квт}$ , при давлении 0,2  $\text{н/м}^2$  — 2,5  $\text{квт}$ . Чем ниже давление, тем разреженнее должна быть струя, тем меньше мощность подогрева. Мощность подогрева насоса влияет не только на режим истечения струи, но и на выхлопное давление. На рис. 14 [3] представлена зависимость мощности подогрева от давления откачиваемого газа ( $a$ ) и влияние мощности подо-

грева на выхлопное давление (б). Чем выше мощность подогрева, тем выше давление на выходном патрубке насоса.

Для повышения выхлопного давления на выходе из бустерного насоса устанавливают эжекторные ступени, для питания которых необходим пар высокого давления, в то время как

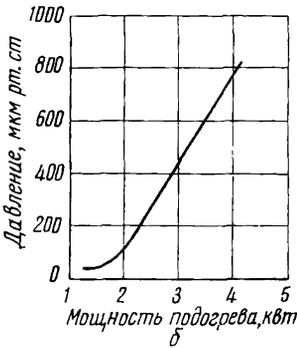
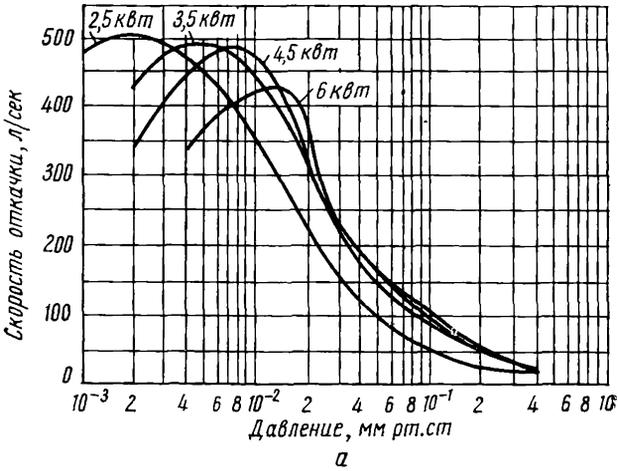


Рис 14. Влияние мощности подогрева на скорость откачки (а) и максимальное выхлопное давление (б) насоса БН-3

остальные ступени могут питаться паром значительно более низкого давления; питать все ступени паром высокого давления нецелесообразно, так как это связано с излишними затратами мощности. Для решения этой задачи в паропроводе насоса БН-1500-2 устанавливают диафрагмы, которые дросселируют пар. Пар самого высокого давления поступает к эжекторному соплу, а потом уже к бустерным соплам. Такой насос имеет высокие технико-экономические показатели. Удельный расход пара на единицу скорости откачки 1 л/сек для насоса БН-2000 составляет 3 вт/(л·сек), для насоса БН-3 7 вт/(л·сек), а для

насоса БН-4500 5 *вт/(л·сек)*. Характеристики отечественных бустерных насосов приведены в табл. 16.

Таблица 16

Характеристика бустерных насосов

Марка насоса	Скорость откачки при давлении $10 \text{ н/м}^2$ ( $1 \cdot 10^{-2}$ мм рт. ст.), л/сек	Предельная глубина вакуума, $\text{н/м}^2$ (мм рт. ст.)	Наибольшее выпускное давление, $\text{н/м}^2$ (мм рт. ст.)
БН-3	450	$5 \cdot 10^{-2}$ ( $5 \cdot 10^{-4}$ )	40—80 (0,3—0,6)
БН-1500	1500—1700	$5 \cdot 10^{-2}$ ( $5 \cdot 10^{-4}$ )	200—270 (1,5—2,0)
БН-1500-2 (БН-2000)	2000	$5 \cdot 10^{-2}$ ( $5 \cdot 10^{-4}$ )	270—350 (2—2,5)
БН-4500	4500	$5 \cdot 10^{-2}$ ( $5 \cdot 10^{-4}$ )	130 (1,0)
БН-15000	15000	$5 \cdot 10^{-2}$ ( $5 \cdot 10^{-4}$ )	180—200 (1,3—1,5)

Марка насоса	Количество масла для заливки, л	Мощность подогревателя, кВт	Диаметр входного патрубка, мм	Масса насоса, кг	Насос предварительного разрежения
БН-3	1,5	3,5	162	33,5	ВН-1
БН-1500	2,0	14	260	150	ВН-4
БН-1500-2 (БН-2000)	16	7,5	260	260	ВН-6
БН-4500	14	25	500	400	ВН-6
БН-15000	30	42	900	700	ДВН-500 с ВН-6

### ВЫСОКОВАКУУМНЫЕ ДИФфуЗИОННЫЕ НАСОСЫ

Выпускаемые промышленностью металлические диффузионные насосы, как и бустерные, имеют цилиндрический корпус со сплошным водяным охлаждением снаружи. Внизу имеется кипящий кипятильник, на который надевается подогреватель. Пар из кипятильника поступает по центральному трубопроводу к зонтичным соплам, расположенным концентрично по отношению к трубопроводу и образующим первую, вторую и т. д. ступени насоса (рис. 15).

Пары масла конденсируются на стенках корпуса, откачиваемые газы подхватываются форвакуумным насосом, подсоединенным к выхлопному патрубку насоса. При передаче откачиваемого газа от одной ступени насоса к другой происходит постепенное сжатие газа — до тех пор, пока не достигается выхлопное давление около  $13 \text{ н/м}^2$  (0,1 мм рт. ст.). В диффузионных насосах захват газа обеспечивается диффузией молекул газа в разреженную струю пара. Молекулы газа, получив импульс от столкновения с молекулами пара, направляются от одной ступени насоса к другой и после конденсации пара на

стенках насоса продолжают свое движение. Происходит незначительная обратная диффузия газа в откачиваемый объем вследствие столкновения газовых молекул с встречным потоком пара, обтекающего сопло (см. рис. 12).

Скорость откачки в диффузионных насосах в широком диапазоне давлений не зависит от давления откачиваемого газа и

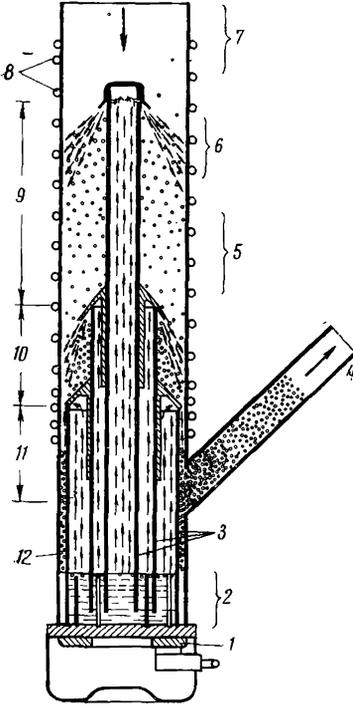


Рис. 15. Схема диффузионного паромасляного насоса (стрелками показано движение паров масла):

○ — молекулы газа; 1 — подогреватель; 2 — копилник масла; 3 — паропроводы; 4 — к форвакуумному насосу; 5 — промежуточный район средней степени сжатия; 6 — конденсация масляного пара; 7 — вход в насос; 8 — водяное охлаждение; 9 — первая сжимающая ступень; 10 — вторая ступень сжатия; 11 — третья ступень сжатия; 12 — возврат масла в кипятыльник

уменьшается лишь в области низких и высоких давлений. В области низких давлений повышается обратная диффузия газа в откачиваемый объем, что снижает общую скорость откачки. Отрицательное влияние на величину скорости откачки оказывает газ, выносимый паровой струей из кипятыльника насоса, а также газоотделение со стенок насоса. Это связано с тем, что часть откачиваемого газа растворяется в жидкости, на которой работает насос, попадает в кипятыльник и вместе с паром возвращается на высокую сторону насоса. При возрастании выпускного давления, т. е. при ухудшении работы насоса предварительного разрежения, возрастает переток газа от области предварительного разрежения к области высокого вакуума. Струя пара отрывается от стенок насоса, нарушается режим откачки, внутри насоса создается циркуляция газа, причем большая часть его, подхваченная первыми ступенями, снова возвращается к всасывающему патрубку.

Скорость откачки диффузионных насосов зависит от плотности струи пара и от ее скорости. Поскольку плотность и скорость струи пропорциональны мощности подогревателя, необходимо устанавливать оптимальное соотношение между ними; кривые зависимости скорости откачки от мощности подогревателя имеют максимум. Рекомендуется работать при оптимальных мощностях подогревателей для данного типа насоса.

Скорость откачки зависит и от рода откачиваемого газа — чем легче газ, тем больше обратная диффузия. Ее можно уменьшить путем увеличения плотности и скорости паровой струи.

Поэтому при откачке легких газов необходимо увеличивать мощность подогрева. Однако и в этом случае необходимо придерживаться оптимальной мощности с целью, с одной стороны, предотвращения обратной диффузии, и с другой, — поддержания прямой диффузии на достаточно высоком уровне. Мощность подогрева влияет и на предельную глубину вакуума, создаваемого насосом. С ростом мощности подогрева сначала происходит увеличение предельной глубины вакуума вследствие уменьшения противодиффузии, после достижения максимума с дальнейшим увеличением мощности нагревателя предельная глубина вакуума уменьшается вследствие выделения газообразных продуктов термического разложения масла.

Особенностью высоковакуумных насосов является то, что для успешной работы первого сопла, от которого зависит величина предельной глубины вакуума, необходима рабочая жидкость с низкой упругостью пара при комнатной температуре. Для последней, выходной ступени, которая определяет давление на выхлопе насоса, т. е. величину наибольшего выпускного давления, желательно иметь высокую упругость пара при рабочей температуре, что обеспечивает образование плотной струи. Поэтому насосы делают фракционирующими, с фракционной перегонкой масла. Тяжелые фракции масла с низкой упругостью пара направляются к первой ступени, а легкокипящие фракции с высокой упругостью пара — к последней ступени. В кипятильнике специального устройства с лабиринтом легкие фракции масла выкипают в первую очередь и направляются к выходному соплу, а тяжелые фракции выкипают позднее и направляются к первой ступени.

Общим недостатком всех пароструйных насосов является миграция паров масла в откачиваемый объем. Это приводит к загрязнению объема, к потерям рабочей жидкости в насосе. Для уменьшения этого нежелательного явления применяют отражательные колпачки, которые устанавливают над первой ступенью таким образом, что они «срезают» большую часть линий противотока масляных паров. Более действенным средством является установка в верхней части корпуса насоса или над насосом ловушек, имеющих либо змеевики, либо жалюзи, охлаждаемые хладагентами; на частях ловушки происходит конденсация масляных паров. Однако применение ловушки снижает скорость откачки насоса, так как уменьшает эффективный диаметр входного патрубка насоса.

Отечественная промышленность выпускает на базе серийных высоковакуумных насосов пароструйные агрегаты, в которых на одном стенде смонтированы насос с подогревателем, затвор на входном патрубке с электроприводами и дистанционным управлением, вентиль на выпускном патрубке, ловушка, водяное реле с сигнализацией. Подобные агрегаты весьма удобны для создания различных вакуумных установок путем подбора различных

стандартизированных вакуумных узлов. Данные о пароструйных насосах приведены в табл. 17.

Таблица 17

**Характеристика диффузионных насосов**

Марка насоса	Скорость откачки при давлении $2 \cdot 10^{-2}$ — $10^{-3}$ н./м <sup>2</sup> ( $10^{-4}$ — $10^{-5}$ мм рт. ст.), л/сек	Число ступеней	Предельная глубина вакуума, н./м <sup>2</sup> (мм рт. ст.) без ловушки		
ДРН-10	10	—	$10^{-5}$ ( $1 \cdot 10^{-7}$ ) с ловушкой		
ДРН-50	30	—	$10^{-5}$ ( $1 \cdot 10^{-7}$ ) с ловушкой		
ЦВЛ-100	130	3	$4 \cdot 10^{-2}$ ( $3 \cdot 10^{-6}$ )		
Н1С	100	2	$4 \cdot 10^{-2}$ ( $3 \cdot 10^{-6}$ )		
Н5С	500	2	$4 \cdot 10^{-2}$ ( $3 \cdot 10^{-6}$ )		
Н2Т	2000	3	$4 \cdot 10^{-2}$ ( $3 \cdot 10^{-6}$ )		
Н5Т	4000	3	$4 \cdot 10^{-2}$ ( $3 \cdot 10^{-6}$ )		
Н8Т	8000	3	$4 \cdot 10^{-2}$ ( $3 \cdot 10^{-6}$ )		
Н20Т	20000	2	$4 \cdot 10^{-4}$ ( $2$ — $3 \cdot 10^{-6}$ )		
Н40Т	35000	—	$6,5 \cdot 10^{-4}$ ( $5 \cdot 10^{-6}$ )		

Марка насоса	Наибольшее выпускное давление, н./м <sup>2</sup> (мм рт. ст.)	Мощность подогревателя, квт	Количество рабочей жидкости, л	Диаметр входного патрубка, мм	Масса насоса, кг
ДРН-10	130—200 (1—1,5)	0,6	0,15Hg	35	2,5
ДРН-50	270 (2,0)	2,5	0,25Hg	50	7,5
ЦВЛ-100	27,0 (0,2)	0,45	0,1	86	6,3
Н1С	10 (0,075)	0,45	0,05	86	6,0
Н5С	10 (0,075)	1,0	0,5	160	20
Н2Т	13 (0,1)	1,25	1,0	260	41
Н5Т	13 (0,1)	2,0	1,5	380	79
Н8Т	13 (0,1)	2,8	4,0	500	140
Н20Т	—	6,0	12,0	900	540
Н40Т	—	8,5	—	—	—

**РАБОЧИЕ ЖИДКОСТИ ПАРОСТРУЙНЫХ НАСОСОВ**

От рода рабочей жидкости зависят многие параметры насосов и обычно насос разрабатывают в расчете на ту или иную рабочую жидкость. Для работы с другой жидкостью необходимо подбирать новый режим нагрева или изменять геометрические параметры сопел.

Упругость пара рабочей жидкости (за исключением ртути), как правило, всегда на несколько порядков ниже рабочего вакуума установки за исключением случаев, когда в высоковакуумные сопла поступает пар, обогащенный легкими фракциями масла из-за плохого его фракционирования.

В качестве рабочей жидкости в бустерных насосах применяют масло ВМ-3, в высоковакуумных насосах — масла и ртуть.

Достоинствами ртути, используемой, как правило, в небольших насосах, является однородный стабильный состав в процессе работы, стойкость к окислению, малая растворимость откачиваемых газов. При работе со ртутью можно пользоваться мощными подогревателями и тем самым создавать струю с повышенным динамическим давлением, что в свою очередь способствует повышению выпускного давления до величин порядка сотен ньютон на квадратный метр. Так как чистая ртуть не смачивает металлических и стеклянных стенок, последние ступени насосов можно делать с узким кольцевым зазором между стенками и соплами, создавая таким образом диафрагму и способствуя этим повышению выпускного давления. Ртуть химически неактивна, поэтому ее можно использовать в различных опытных установках, где нежелательно взаимодействие рабочей жидкости с откачиваемым газом, например в установках для анализа газа в металлах.

Недостаток ртути — ее токсичность и высокая упругость пара [ $0,1 \text{ н/м}^2$  ( $10^{-3} \text{ мм рт. ст.}$ )]. Для получения более глубокого вакуума необходимо устанавливать над ртутными пароструйными насосами вымораживающие ловушки.

В пароструйных насосах используют продукты перегонки нефтяных масел — конденсаты, собранные при разгонке от  $150$  до  $220^\circ \text{C}$ , масло марок ВМ-1 и ВМ-2. Более тяжелые фракции перегонки нефтяных масел не применяют, так как для их испарения нужны более высокие температуры, вызывающие термическую диссоциацию масла. Масла типа ВМ-1 и ВМ-2 имеют упругость пара  $10^{-6} — 10^{-7} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-8} — 10^{-9} \text{ мм рт. ст.}$ ), они нетоксичны, обеспечивают создание глубокого вакуума без вымораживающих ловушек.

Недостатком масел является то, что при нагреве они разлагаются с образованием легкокипящих фракций. При попадании в разогретый насос воздуха происходит окисление масла с разложением тяжелых фракций на легкие; легкие фракции в процессе работы переходят в форвакуумный насос, смешиваются с маслом ВМ-4. При этом вязкость масла в форвакуумном насосе падает, ухудшается уплотнение клапанов, величина предельной глубины вакуума насоса снижается.

Масло при окислении темнеет и образует смолистый налет на внутренних поверхностях насоса; масло растворяет значительное количество газов и его нельзя применять в аналитических установках.

Новые масла типа ВКЖ-94 и Б являются кремнийорганическими жидкостями — это углеводороды, в состав которых входит окись кремния. Эти масла отличаются большей термоокислительной стойкостью, не дают смолистых отложений на стенках насоса в процессе работы, но термическая устойчивость их ниже, чем нефтяных масел. Высокой термоокислительной стойкостью обладает масло ПФМС-1 или 2, но все эти масла очень дороги.

Для измерения низких давлений применяются различные регистрирующие приборы — вакуумметры.

### ЖИДКОСТНЫЕ ВАКУУМЕТРЫ

Показания жидкостных вакуумметров не зависят от рода газа. Наиболее употребительны U-образный вакуумметр с запаянным концом или с откачиваемым концом, а также простейшие вакуумметры с открытым концом. В этих вакуумметрах неизвестное давление  $p$ , приложенное к одному концу трубки, сравнивается с известным давлением  $p_0$ , приложенным к другому концу. Разность давлений  $p_0 - p$  уравнивается давлением рабочей жидкости, соответствующим разности уровней жидкости в обоих коленах вакуумметра:

$$p_0 - p = h g \rho \quad (г/м^2); \quad p = p_0 - h g \rho,$$

где  $h$  — высота столба жидкости;

$\rho$  — плотность жидкости;

$g$  — ускорение силы тяжести.

Величину разности давлений оценивают в единицах длины столба жидкости, например в *мм рт. ст.* Отметим, что измерение низких давлений в *мм рт. ст.* связано с измерением давлений посредством ртутного вакуумметра, который позволяет линейные единицы переводить в единицы давления. При использовании манометра с запаянным или откачиваемым концом давление в системе равно высоте столба ртути в манометре, поскольку давление газа в откачиваемом конце исчезающе мало по сравнению с давлением в измерительном колене манометра. При использовании вакуумметра с запаянным концом закрытое колено должно быть полностью заполнено чистой ртутью, из которой не происходит выделения газов.

При использовании в качестве рабочей жидкости ртути точность измерений может составлять  $67 \text{ н/м}^2$  ( $0,5 \text{ мм рт. ст.}$ ). Для измерения давлений ниже  $650 \text{ н/м}^2$  ( $5 \text{ мм рт. ст.}$ ) целесообразно применять в качестве рабочей жидкости масло плотностью  $0,8—0,9 \text{ г/см}^3$ , что повышает точность измерения до  $2 \text{ н/м}^2$  ( $0,015 \text{ мм рт. ст.}$ ). Масляные вакуумметры обладают тем недостатком, что масло смачивает стекло и перед производством отсчета необходимо какое-то время для полного стекания масла со стенок вакуумметра. Кроме того, поскольку масло растворяет газы, при резком снижении давления масло, залитое в вакууме, пузырится из-за газовыделения.

Для повышения чувствительности одно из колен U-образного вакуумметра делают наклонным. Разность уровней жидкости в обоих коленах соответствует перемещению ртути, спирта или масла в наклонном колене на величину  $l$  ( $l = h/\cos \alpha$ , где  $h$  —

разность уровней ртути, мм, а  $\alpha$  — угол, образуемый коленом вакуумметра). Для измерений в вакууме может быть использован выпускаемый промышленностью чашечный микроманометр с наклонной трубкой.

Рассмотренные выше вакуумметры являются абсолютными, так как не нуждаются в градуировке.

### Компрессионные манометры Мак-Леода

Принцип действия этих вакуумметров заключается в том, что газ, занимающий известный объем  $V_1$  при неизвестном давлении  $p_1$ , можно сжать до известного объема  $V_2$  при известном давлении  $p_2$  и тем самым определить неизвестное давление  $p_1$ , используя закон Бойля-Мариотта:

$$p_1 V_1 = p_2 V_2.$$

На рис. 16 представлена схема манометра Мак-Леода. Колба вакуумметра сообщается с системой 1, в которой производят измерения. При помощи уравнительной склянки или трехходового крана, соединяющего вакуумметр с атмосферой или с вакуумным насосом, поднимают ртуть так, чтобы она перекрыла разветвление 2. Ртуть заполняет всю колбу 3 и сжимает газ в капилляре 4. Давление сжатого газа в капилляре уравнивается разностью уровней ртути в запаянном капилляре и в открытом капилляре 5 и давлением в системе  $p_1 = h + p$ . Если объем колбы 3 равен  $V$ , а объем газа после компрессии  $V_1$ , то

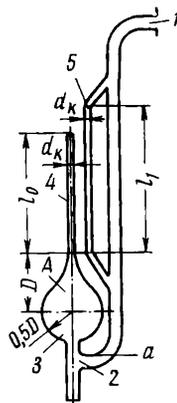


Рис. 16. Схема простейшего манометра Мак-Леода

$$pV = p_1 V_1; \quad p = \frac{p_1 V_1}{V};$$

$$p = h \frac{V_1}{V - V_1} \approx h \frac{V_1}{V}; \quad p = h \frac{V_1}{V}.$$

Сечения запаянного и открытого капилляров должны быть одинаковыми, чтобы устранить влияние сжатия жидкости в капилляре. При работе с вакуумметром Мак-Леода используют либо метод линейной шкалы, либо метод квадратичной шкалы. В первом случае поднимают ртуть до фиксированной отметки в закрытом капилляре, тогда  $p = kh$ , где  $k = \frac{V_1}{V}$ . При втором способе ртуть устанавливают в открытом капилляре на уровне вершины закрытого капилляра. В этом случае, если  $q$  — сечение закрытого капилляра, то

$$p = p_1 \frac{V_1}{V} = \frac{qh^2}{V} = ch^2; \quad c = \frac{q}{V}.$$

Величина  $c$  называется постоянной компрессионного вакуумметра. Способ линейной шкалы более удобен при измерениях в небольшом интервале давлений, способ квадратичной шкалы применяется при измерениях в более широком интервале давлений. Этими вакуумметрами можно измерять давления от 1 до  $10^{-5}$  мм рт. ст. Чем больше объем колбы и чем тоньше измерительный капилляр, тем меньшие давления могут быть измерены; обычно применяют капилляры диаметром 1—3 мм. Компрессионные вакуумметры являются абсолютными, по их показаниям градуируют вакуумметры всех остальных типов.

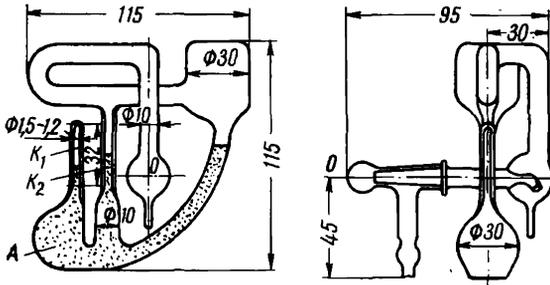


Рис. 17. Поворотный компрессионный манометр:  
 $K_1, K_2$  — капилляры;  $A$  — измерительный баллон;  $O-O$  — ось поворота

Только в случае конденсации измеряемого газа или его составляющих при компрессии, например паров воды,  $CO_2$ , показания вакуумметра зависят от рода газа. Весьма удобным является поворотный вакуумметр, схема которого представлена на

Таблица 18

Параметры вакуумметров Мак-Леода

Шкала	$l_0$ , мм	$p_{max}$ , н/м <sup>2</sup> (мм рт. ст.)	$p_{min}$ , н/м <sup>2</sup> (мм рт. ст.)	$D$ , мм		
				$d_K = 2$ мм	$d_K = 3$ мм	$d_K = 5$ мм
Линейная	100	13300 (100)	133 (1)	8,4	11,2	15,5
		1330 (10)	$13(10^{-1})$	18,2	24	33,5
		133 (1)	$1,3(10^{-2})$	40	52	72
	200	13300 (100)	65 (0,5)	13,5	17,5	25,0
		1330 (10)	6,5 (0,05)	29	38	53
		133 (1)	0,65 (0,005)	62	81	115
Квадратичная	100	1330 (10)	$10^{-1}(10^{-3})$	18	23	32
		133 (1)	$10^{-2}(10^{-4})$	40	52	72
		13,3 (0,1)	$10^{-3}(10^{-5})$	85	110	155
	200	5200 (40)	$10^{-1}(10^{-3})$	17	22	31
		520 (4)	$10^{-2}(10^{-4})$	40	52	72
		52 (0,4)	$10^{-3}(10^{-5})$	85	110	155

рис. 17. Здесь сжатие газа в колбе производится поворотом вакуумметра вокруг его оси, совпадающей с осью шлифового соединения.

Некоторые расчетные данные для вакуумметров Мак-Леода приведены в табл. 18.

При расчете учитывали, что

$$l_0 = \Delta h_{\min} \sqrt{\frac{\rho_{\max}}{\rho_{\min}}} \text{ мм (квадратичная шкала);}$$

$$l_0 = \Delta h_{\min}^2 \frac{\rho_{\max}}{\rho_{\min}} \text{ мм (линейная шкала).}$$

### ТЕПЛОЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ ВАКУУММЕТРЫ

При низком давлении в газовой среде передача тепла от одной нагретой поверхности к другой совершается не только в результате взаимных столкновений молекул, но и прямым переносом молекул с горячей поверхности на холодную; чем ниже давление, тем все большую роль играет этот путь переноса тепла. При малых давлениях количество тепла, отводимого от нагретой поверхности, пропорционально давлению газа. Теплоэлектрические вакуумметры работают на принципе зависимости теплопроводности от давления газа.

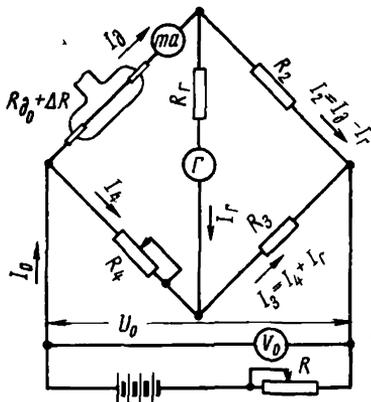


Рис. 18. Электрическая схема вакуумметра сопротивления

*Вакуумметр  
сопротивления  
Пирани*

Измерять давление в системе можно либо поддерживая постоянной температуру нити накала в стеклянной колбе и компенсируя тепловые потери увеличением тока, который служит мером давления, либо по изменению температуры нити можно судить об изменении давления при постоянном токе. При работе по методу постоянной температуры нити верхний предел измеряемых давлений составляет 4—5 кн/м<sup>2</sup> (30—50 мм рт. ст.).

В вакуумметре Пирани индикатором давления служит изменение сопротивления нити накала при изменении ее температуры вследствие теплоотдачи. По проводнику пропускается стабилизированный ток; сопротивление нити измеряют при помощи мостовой схемы. По степени разбалансировки моста судят о величине давления в вакуумметрической лампе, которая представляет собой стеклянный баллон, соединенный с вакуумной

системой. На рис. 18 представлена схема вакуумметра сопротивления. Гальванометр  $r$  измеряет температуру нити по току  $I_r$ .

Условием равновесия моста является:

$$I_0 = I_d + I_4; R_{d_0} \cdot R_3 = R_r \cdot R_4; I_d = U_0 \cdot \frac{1}{R_{d_0} + R_2}.$$

Можно работать в режиме постоянного тока и в режиме постоянного напряжения; если  $R_2 \gg R_d$ , то  $I_d$  будет постоянным, а если  $R_2 \ll R_d$ , то постоянным будет напряжение. Вакуумметры сопротивления весьма чувствительны к температуре внешней среды. Для компенсации колебаний температуры в окружающем пространстве прибор обычно имеет запаянный датчик, в котором сопротивление изменяется только из-за колебаний температуры.

Обычный диапазон измерений  $130-0,1 \text{ н/м}^2$  ( $1,0-10^{-3} \text{ мм рт. ст.}$ ), но некоторые зарубежные приборы измеряют давления от  $1 \text{ атм.}$  Отечественный прибор ВСБ-1 имеет датчик с металлической лампой МТ-6 или стеклянный МТ-6С1; нить датчика изготовлена из вольфрама и нагревается до  $220^\circ \text{С}$ . Верхний предел измерения  $4 \text{ кн/м}^2$  ( $30 \text{ мм рт. ст.}$ ), нижний предел  $1 \text{ н/м}^2$  ( $0,01 \text{ мм рт. ст.}$ ). Эта установка ВСБ-1 позволяет проводить измерения в диапазонах  $4 \text{ кн/м}^2 - 0,1 \text{ кн/м}^2$  ( $30-0,7 \text{ мм рт. ст.}$ ) и  $100-1 \text{ н/м}^2$  ( $0,7-10^{-2} \text{ мм рт. ст.}$ ). Вакуумметр работает по методу постоянной температуры нити. Относительная погрешность измерения  $\pm 40\%$  при температуре лампы не более  $20 \pm 5^\circ \text{С}$ .

### Термопарный вакуумметр

В термопарных вакуумметрах температура накаливаемой нити, расположенной в вакуумметрической лампе, измеряется термопарой, припаянной к нити. Схема термопарного датчика ЛТ-2 представлена на рис. 19. Во время измерения ток накала лампы поддерживается постоянным, т. э. д. с. лампы определяют по показаниям милливольтметра. Давление находят по градуировочному графику зависимости т. э. д. с. от давления при определенном токе накала. Можно работать и по методу переменной температуры.

Отечественные датчики ЛТ-4М имеют металлический корпус и танталовую или никелевую нить накала, датчик ЛТ-2 — стеклянный корпус и платиновую нить накала. Термопара хромель-копелевая. Измерительным и стабилизирующим прибором является приставка ВТ-2. Прибор ВТ-2 стабилизирует, измеряет и регулирует ток накала, а также измеряет т. э. д. с. термопары. На шкале прибора нанесены деления в  $\text{мм рт. ст.}$  в соответствии с усредненной кривой для датчика ЛТ-4М в диапазоне  $10^{-1} - 10^{-4} \text{ мм рт. ст.}$  При работе с датчиком ЛТ-2 необходимо пользоваться градуировочной кривой, приложенной к датчику. Ток

накала лампы подбирается таким образом, чтобы для диапазона давлений  $0,1—0,0001$  мм рт. ст. при давлении  $1 \cdot 10^{-4}$  мм рт. ст. т. э. д. с. лампы была равна  $10$  мв; для работы в диапазоне  $1—0,1$  мм рт. ст. ток накала подбирается таким образом, чтобы при атмосферном давлении т. э. д. с. была равна  $2$  мв. При этом если для первого диапазона давлений ток накала для ЛТ-2 в среднем равен  $120$  ма, то для второго диапазона он в два раза больше.

Кроме приставок ВТ-2 и ВИТ-1, выпускаются также приставки ВИТ-2 (вакуумметр терморпарно-ионизационный с блокировкой) и приставка ВТ-3, оба с выходом на самописец, в последнем стрелочный показывающий прибор заменен прибором со световым указателем. Этот вакуумметр позволяет производить измерения в диапазоне  $7—0,1$  н/м<sup>2</sup> ( $0,5—0,001$  мм рт. ст.) и индцировать давления в диапазоне  $650—6,5$  н/м<sup>2</sup> ( $5—0,5$  мм рт. ст.). Эта приставка позволяет значительно увеличить ток датчика. Если при измерении в диапазоне  $13—0,1$  н/м<sup>2</sup> ( $0,1—0,001$  мм рт. ст.) ток составляет  $80—150$  ма, то при измерении более высоких давлений ток повышается до  $500$  ма. При калибровке датчика на атмосферное давление ток нагревателя регулируется в пределах  $500—1000$  ма. При работе в диапазоне высоких давлений устанавливают рабочую т. э. д. с. датчика, изменяя реостатом ток нагревателя, затем давление определяют по градуировочной кривой при постоянной т. э. д. с. по току нагревателя.

В приставке ВИТ-1 измерения можно проводить от  $13—10^{-2}$  н/м<sup>2</sup> ( $0,1—10^{-4}$  мм рт. ст.). В диапазоне от  $13$  до  $1$  н/м<sup>2</sup> ( $0,1—0,01$  мм рт. ст.) точность показаний прибора равна  $10\%$ , а при давлениях от  $1$  до  $0,1$  н/м<sup>2</sup> и от  $13$  до  $40$  н/м<sup>2</sup> ( $0,01—0,001$  и  $0,1—0,3$  мм рт. ст.) — до  $30\%$  от измеряемой величины. Главным источником ошибок является изменение состояния поверхности нити, колебания напряжения питающей сети, атмосферные изменения. При работе в различных газовых средах необходимо корректировать показания прибора: при работе с  $H_2$  вводят множитель  $0,67$ , с  $Ag$   $1,5$ , с  $CH_4$   $0,61$ , с  $CO_2$   $0,94$ .

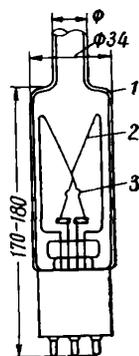


Рис. 19. Датчик терморпарного вакуумметра ЛТ-2:

1 — стеклянный баллон; 2 — нить накала; 3 — термомпара

## ИОНИЗАЦИОННЫЕ ВАКУУММЕТРЫ

Ионизационные вакуумметры предназначены для измерения давлений от  $10^{-1}$  до  $10^{-5}$  н/м<sup>2</sup> (от  $10^{-3}$  до  $10^{-7}$  мм рт. ст.). Принцип действия ионизационных вакуумметров основан на том, что с раскаленного катода происходит электронная эмиссия. Поток

электронов ионизирует газ, находящийся в датчике прибора, образующиеся положительные ионы собираются на коллекторе ионов, на который подается отрицательный потенциал. Ионный ток зависит также и от величины электронного тока:

$$i = k_i p i_e.$$

Для работы вакуумметра скорость удаления положительных ионов под воздействием электростатического поля должна быть пропорциональна скорости их образования; скорость образования ионов пропорциональна давлению и эффективности ионизации. Для осуществления пропорциональности между давлением и числом образующихся ионов необходимо выполнение следующих условий:

1) интенсивность излучения ионизатора должна быть постоянной;

2) длина свободного пробега ионизирующих частиц и образующихся ионов должна быть больше расстояния между электродами.

При невыполнении последнего условия происходит рекомбинация ионов и частичный уход ионов из зоны действия электрического поля; возрастает также число вторичных столкновений, сопровождающихся двух- или даже трехкратной ионизацией, поскольку число ионов становится соизмеримым с числом ионизированных частиц. При этом зависимость числа образующихся ионов, т. е. ионного тока, от давления становится более сложной.

В зависимости от рода ионизатора вакуумметры делятся на термоэлектронные, магнитные и радиоизотопные.

### *Термоэлектронные вакуумметры*

На рис. 20 дана схема датчика вакуумметра ЛМ-2. Катод из вольфрамовой проволоки 3 диаметром 0,1 мм окружен сеткой 2 в виде спирали диаметром 8 мм из проволоки диаметром 0,2 мм, являющейся анодом. Коллектор ионов 1 представляет собой металлический цилиндр диаметром 27 мм и высотой 26 мм, окружающий анод с катодом. На анодную сетку подается напряжение +200 в, на коллектор ионов — 25 в, электронный ток эмиссии составляет 5 мка. При давлениях  $10^{-1} — 10^{-5}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-3} — 10^{-7}$  мм рт. ст.) ионный ток имеет порядок  $10^{-4} — 5 \cdot 10^{-9}$  а, такие токи нуждаются в усилении. Существенным недостатком таких вакуумметров является раскаленный катод, который перегорает при повышении давления в системе более  $10^{-1}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-3}$  мм рт. ст.). Правда, выпускаются вакуумметры и с окалиностойким катодом из иридиевой проволоки, покрытой окисью тория, который позволяет проводить измерения при давлениях до 1 мм рт. ст. Катод в лампе ЛМ-2 имеет срок службы 100 ч, а при  $10^{-2}$  мм рт. ст. всего несколько минут.

Иридиевый катод имеет срок службы до 200 ч при 1 мм рт. ст. Для того чтобы начать измерения вакуумметром, находящимся под атмосферным давлением, необходимо прогреть лампу, чтобы удалить адсорбированные газы. Прогрев осуществляется пропуском в течение 15 мин тока через анодную сетку.

При измерении низких давлений — менее  $10^{-5}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-7}$  мм рт. ст.) — возникают трудности, связанные с тем, что анодная сетка бомбардируется электронами и испускает мягкие рентгеновские лучи, которые в свою очередь вызывают фотоэмиссию электронов с коллектора ионов. Это приводит к появлению дополнительной слагающей ионного тока, которая является функцией не только давления газа в лампе. Для измерения сверхнизких давлений выпускаются вакуумметры с осевым коллектором: вакуумметр ИМ-12 для работы в диапазоне  $10^{-3}$ — $10^{-8}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-5}$ — $10^{-10}$  мм рт. ст.) в стеклянной колбе и вакуумметр МИ-12 в металлической колбе. Осевой коллектор ионов, сделанный из вольфрамовой проволоки, окружен анодной сеткой из молибденовой спирали диаметром 20 мм; катод находится снаружи. При таком расположении коллектора ионов телесный угол, под которым коллектор ионов подвергается рентгеновскому облучению, в 1000 раз меньше, чем в датчике ЛМ-2.

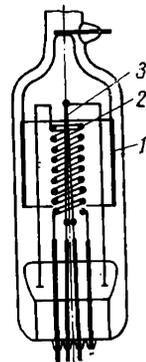


Рис. 20. Конструкция датчика ионизационного вакуумметра ЛМ-2

Основная причина, ограничивающая измерения верхним пределом давлений, — нарушение линейной характеристики ионного тока и давлений. Для учета влияния газов на показания вакуумметра ЛМ-2 следует использовать следующие коэффициенты-множители: Н<sub>2</sub> — 2,18; СО<sub>2</sub> — 0,65; СО — 0,9; СН<sub>4</sub> — 0,8 [4].

### Ионизационный радиоактивный вакуумметр (альфатрон)

В этом вакуумметре, так же как и в термоэлектронном, мерой давления является ионный ток, возникающий вследствие ионизации газа альфа-частицами, образующимися при радиоактивном распаде препарата, помещенного в вакуумметр. На рис. 21 дана схема альфатрона. В ионизационной камере помещен цилиндрический анод, коллектор ионов и источник радиоактивного излучения. Альфа-частица распада радия обладает энергией 4,79 Мэв; для того чтобы получить такую энергию в термоэлектронном вакуумметре, необходимо было бы применить разгоняющее напряжение анод — катод  $2,4 \cdot 10^6$  в. Стабильность работы радиоактивного вакуумметра обеспечивается независимостью радиоактивного распада от температуры окружающей

среды, продолжительности работы и взаимодействия с газом, наполняющим датчик. В вакуумметре ПМР-2 на внутреннюю поверхность анода помещен препарат плутония, менее опасный с точки зрения радиоактивного излучения, чем препарат радия.

Большим достоинством альфатрона является его линейная градуировочная характеристика в широком интервале давлений.

Ионный ток вакуумметра пропорционален интенсивности альфа-излучения и плотности газа.

Обычно радиоактивные вакуумметры имеют чувствительность около  $10^{-10}$  а/мм рт. ст., а диапазон измеряемых давлений от  $10^{-3}$  н/м<sup>2</sup> до  $10$  кн/м<sup>2</sup> ( $10^{-5}$  до  $10$ — $100$  мм рт. ст.) или до атмосферного давления. Ионные токи для измерения необходимо усиливать. К вакуумметру выпускаются измерительные приставки ВР-3 или ВРБС-1; ВР-3 — настольный переносный прибор, а ВРБС-1 — с записью показаний и блокировкой [5].

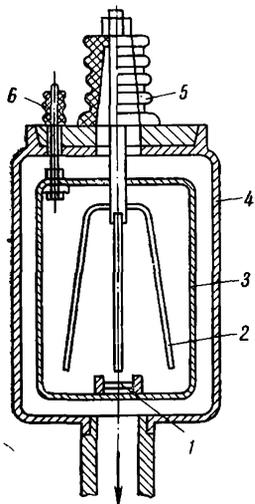


Рис. 21. Радиоактивный ионизационный вакуумметр для измерения давления в пределах  $5,2$  кн/м<sup>2</sup> —  $0,1$  н/м<sup>2</sup> ( $40$ — $10^{-3}$  мм рт. ст.):

1 — радиоактивный источник; 2 — ионный коллектор; 3 — анод; 4 — корпус; 5 — ввод коллектора; 6 — ввод анода

### Магнитные электроразрядные вакуумметры

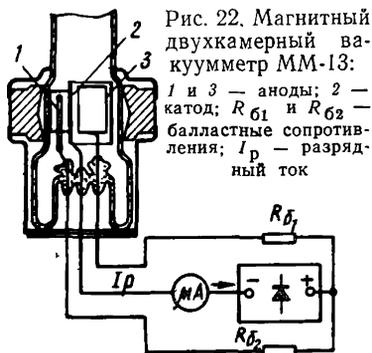
В датчике этого вакуумметра между катодными пластинами параллельно им располагается анодная рамка; эта система электродов помещена в постоянное магнитное поле, направление которого нормально к плоскости анода. Если приложить к электродам разность потенциалов без магнитного поля, то при давлении в несколько сот н/м<sup>2</sup> между пластинами возникает тлеющий разряд. Когда давление газа снижается ниже  $0,1$  н/м<sup>2</sup>, разряд прекращается, поскольку

длина свободного пробега электронов превышает расстояние между электродами и электроны не сталкиваются с частицами газа и не ионизируют их.

Магнитное поле взаимодействует с потоком электронов, искривляя их траекторию; путь электронов удлиняется и возрастает вероятность встречи электронов с частицами газа. Ионизированные молекулы дают возможность измерить ионный ток и по его величине определить давление в датчике. Положительные ионы вследствие своей большой массы слабо отклоняются магнитным полем и прямолинейно движутся к катоду.

Более широкий диапазон измерений имеют двухкамерные вакуумметры и вакуумметры с секционированным катодом. В двухкамерном вакуумметре ММ13 (рис. 22) два анода коакси-

ально расположены в двух камерах; между ними помещена одна общая катодная пластина. Один анод большой — он предназначен для измерений в области давлений ниже  $10^{-2}$  н/м<sup>2</sup>, другой анод маленький, он работает в области давлений выше  $10^{-2}$  н/м<sup>2</sup>. В общей катодной пластине имеется диафрагма, через которую в малую камеру поступают ионы из большой камеры. При низком давлении разрядный ток течет только в большой камере, при высоком давлении основной составляющей тока является ток, идущий через малую камеру. Диапазон работы такого вакуумметра  $4 \cdot 10^{-5}$  н/м<sup>2</sup> ( $3 \cdot 10^{-2} - 10^{-7}$  мм рт. ст.). Промышленность выпускает вакуумметр ММ-8 с секционированным катодом с отдельным измерением разрядных токов с приборами ВМБ-1, ВМ-1 и ВМБ-2, измеряющими давления от 133 до  $10^{-3}$  н/м<sup>2</sup> ( $1 - 10^{-5}$  мм рт. ст.). Прибор ВМ-1 позволяет обслуживать одновременно три датчика с поочередным включением каждого из них; прибор ВМБ-2 работает с блокировочным устройством, реагирующим на достижение заданного давления.



Магнитные вакуумметры обладают тем преимуществом перед термоэлектронными, что они более просты, прочны и надежны в эксплуатации, не разрушаются при попадании в них воздуха, могут работать в широком диапазоне давлений, имеют более высокий срок службы. Следует размещать их так, чтобы в датчики не попадали загрязнения, пары масла, так как это может привести к электрическим утечкам и искажению показаний приборов.

### ОБНАРУЖЕНИЕ ТЕЧЕЙ

Одной из наиболее важных задач при создании и эксплуатации вакуумной аппаратуры является ее герметизация. Современные мощные откачные средства позволяют получать достаточно низкие давления даже при наличии небольших неплотностей, через которые попадает атмосферный воздух. Однако воздух, попадающий в установку, загрязняет металл, содержание кислорода или азота возрастает, а свойства металла, несмотря на применение вакуума, или остаются без изменений, или даже ухудшаются.

При испытании установок на натекание следует предъявлять обоснованные требования; неоправданное завышение этих

требований приводит к нерациональному расходованию времени и средств.

В вакуумном объеме, отделенном от откачной системы, всегда происходит непрерывное повышение давления; возрастание давления тем больше, чем больше натекание в систему. Однако только по скорости изменения давления нельзя судить о степени негерметичности различных по размерам агрегатов. При проникновении одного и того же количества воздуха в вакуумные камеры различного объема скорость изменения давления различная.

Более правильной является оценка натекания в литрах на ньютон на квадратный метр в секунду ( $л \cdot н / (м^2 \cdot сек)$ ) или  $л \cdot мкм$  рт. ст./сек). Величина натекания

$$E = \frac{\Delta p \cdot V}{\tau} \text{ л} \cdot \text{н} / (\text{м}^2 \cdot \text{сек}) \quad (\text{л} \cdot \text{мкм рт. ст.} / \text{сек})$$

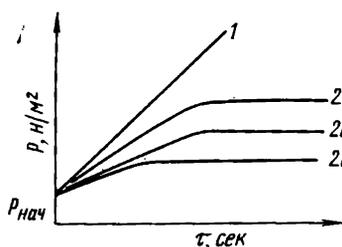


Рис. 23. Изменение давления в системе, отключенной от насосов:

1 — натекание в систему извне; 2 — система герметична; 2а, 2б — натекание при последовательных циклах откачки

оценивается по изменению давления в системе, отсеченной от насосов. Графически натекание можно изобразить следующим образом (рис. 23). Если в системе имеются значительные неплотности, то давление повышается по кривой 1. Если неплотности отсутствуют, то давление изменяется по кривой 2. Если через определенное время снова откачать систему до предельного вакуума и снова зарегистрировать изменения давления, то в этом случае

давление будет изменяться по кривой 2а, в следующем этапе по кривой 2б и т. д. Это объясняется десорбцией газа со стенок и уменьшением этой составляющей общего повышения давления в системе. Поэтому высокая величина натекания в системе, длительное время сообщавшейся с атмосферой, еще не свидетельствует о наличии неплотностей; оно может быть результатом значительного газоотделения с внутренних частей системы. Для получения «истинного натекания» в систему лучше всего проводить испытания после длительной откачки системы. Ложное натекание вследствие десорбции со стенок металлической камеры может составить около  $10 \text{ л} \cdot \text{мкм рт. ст.} / \text{сек}$  с  $1 \text{ м}^2$  после 15-мин откачки и  $1 \text{ л} \cdot \text{мкм рт. ст.} / \text{сек}$  после 60-мин откачки. До 75% десорбированных газов составляет влага.

### Методы обнаружения течей

Наиболее простым способом отыскания неплотностей в узлах и готовых системах является метод опрессования. В зависимости от размеров и конфигурации узла его либо погружают в ванну с водой, либо обмывают мыльной эмульсией. В закрытый

объем накачивают сжатый воздух или газ до давления 1,1—3 атм, погружают узел в бак с водой либо покрывают подозрительное место мыльной эмульсией и наблюдают за появлением пузырьков или вспениванием эмульсии. Образование и интенсивность выделения пузырьков позволяют точно установить место течи и ее величину. Повысить чувствительность метода можно, применяя газ с меньшей вязкостью и увеличивая давление. Для обмыливания поверхностей нужна жидкость с большой вязкостью и малым поверхностным натяжением, к воде следует добавлять, помимо мыла, яичный белок, желатин, глицерин. Следующие данные характеризуют чувствительность метода опрессования при использовании сжатого воздуха:

Давление, <i>атм</i> . . . . .	1,0	1,1	2	3
Течь:				
$л \cdot н / (м^2 \cdot сек)$ . . . . .	0,01	$10^{-3}$	$10^{-4}$	$4 \cdot 10^{-5}$
$л \cdot мм рт. ст. / сек$ . . . . .	0,1	0,01	$7 \cdot 10^{-4}$	$3 \cdot 10^{-4}$

Галлоидный течейскаатель. Принцип действия галлоидного течейскаателя заключается в следующем: накаленная до 800—900°С платина эмитирует положительно заряженные ионы; если в газовой среде, окружающей эмиттер, появляется молекула галлоидов, то эмиссия резко возрастает. Чувствительным элементом течейскаателя является платиновый диод с эмитирующим анодом.

Галлоидный течейскаатель (ГТИ) состоит из щупа и измерительного прибора. Щуп конструктивно выполнен в виде пистолета, в стволе которого находится датчик, а в торцевой части — вентилятор для прокачивания газа через датчик. При наличии течи из испытуемого объема газ вместе с примесью галлоида вытекает в атмосферу и прокачивается вентилятором через датчик. При попадании галлоидов ионный поток усиливается, что отмечается стрелочным прибором и генератором звуковых колебаний. Увеличение частоты сигналов свидетельствует о том, что обнаружена течь. Электрод датчика выполнен в виде платиновой спирали, навитой на керамическую трубку. Мощность подогрева 33 вт. Коллектор ионов представляет собой платиновый цилиндр, сваренный в трубку из нержавеющей стали — корпус датчика. Напряжение между анодом и коллектором равно 250 в, на коллектор ионов подается минус, на эмиттер — плюс. В приборе имеются гнезда для подключения наушников при работе в шумных условиях, от измерительного блока можно включать и более мощный звуковой усилитель.

Особенностью работы галлоидного течейскаателя является его большая чувствительность к присутствию галлоидов в атмосфере — он реагирует уже на концентрацию галлоида 0,0001%. Поэтому помещение, где работают с течейскаателем, должно хорошо вентилироваться. При воздействии больших порций галлоидов

или при длительном измерении небольших порций галлоидов датчик отравляется и перестает реагировать на попадание галлоидов, поэтому при обнаружении течи (после появления сигнала) щуп необходимо убирать. Поскольку датчик сильнее отравляется при высокой температуре, то грубые течи необходимо искать при слабом накале и постепенно, по мере их нахождения и устранения, переходить на более высокий канал. Для регенерации датчика после сильного отравления необходимо, чтобы он длительное время работал на чистом воздухе. После регенерации в течение 15—20 мин чувствительность будет в 2—3 раза ниже первоначальной. Наилучшим галлоидом для испытаний является фреон — дешевый и безопасный газ. Небольшие системы можно испытывать чистым фреоном, большие системы — смесью фреона с воздухом.

Вакуумный галлоидный течейскаатель имеет датчик, вмонтированный в отрезок трубы с фланцами, который встраивается в разрыв вакуумной откачной линии установки. Принципиальное устройство датчика такое же, как и в течейскаателе ГТИ. При испытаниях больших вакуумных объемов датчик ГТИ включается через небольшую параллельную линию откачки. Датчик работает в области давления  $13—0,1 \text{ н/м}^2$  ( $0,1—0,001 \text{ мм рт. ст.}$ ), при этом в него должен поступать чистый воздух из искусственной течи, так как эффект эмиттирования происходит при наличии кислорода около поверхности датчика. При низких давлениях чувствительность датчика падает вследствие испарения щелочных элементов, входящих в состав поверхности эмиттера, и он портится даже при отсутствии галлоидов. Для восстановления чувствительности датчика его надо смочить 5%-ным раствором щелочи.

Отыскание течей производится путем обдувки поверхности откачиваемого объекта тонкой струей фреона.

Промышленность выпускает две модификации прибора: ГТИ-3, работающий путем опрессования системы с добавкой фреона или другого галлойдосодержащего газа и вакуумной модели ВАГТИ-4, датчик которого вакуумноплотно подсоединяется к системе.

Гелиевый течейскаатель. При работе с гелиевым течейскаателем к испытываемому объему подсоединяется течейскаатель, имеющий собственную откачную систему с дросселирующим вентилем, который позволяет из общего потока откачиваемого газа отбирать небольшую порцию. Испытуемый объем обдувается по подозрительным местам тонкой струйкой индикаторного газа гелия; оптимальная скорость обдувания контролируемых поверхностей  $1 \text{ см/сек}$ . Для достижения определенной чувствительности прибора скорость откачки вакуумного объема должна удовлетворять соотношению  $\tau = \frac{V}{S_{\text{эфф}}}$ , причем  $1 \text{ сек} \geq \tau \geq 0,33 \text{ сек}$  ( $V$  — объем системы, а  $S_{\text{эфф}}$  — эффективная

скорость откачки). Течеискатель следует подсоединять к системам на форвакуумной линии после пароструйных насосов. При наличии течи гелий попадает внутрь вакуумной установки, а затем в течеискатель. В течеискателе установлена масс-спектрометрическая камера, настроенная на гелий; при попадании гелия в камеру возникает ионный ток, что регистрируется стрелочным прибором и отмечается звуковым сигналом. Гелий выбран в качестве индикаторного газа потому, что его мало в атмосфере — фон прибора невелик; малый атомный вес гелия позволил создать упрощенный масс-спектрометр.

Масс-спектрометрическая камера течеискателя ПТИ-6 представляет собой цилиндрическую плоскую коробку с крышкой, внутри которой находится ионный источник с накаливаемым катодом в виде вольфрамовой нити. Электроны, эмиттируемые с катода, ионизируют газ, попадающий в камеру; образующиеся ионы ускоряются напряжением 300—400 в, приложенным между коробкой ионизатора и входной диафрагмой. Ускоренные ионы вылетают из ионного источника через щель входной диафрагмы в пространство магнитного анализатора. Под действием магнитного поля, которое создается постоянным магнитом, между полюсами которого вставляется камера масс-спектрометра, поток ионов разделяется, ионы летят по круговым траекториям, радиус которых зависит от массы ионов. Рабочий радиус в течеискателе выбран равным 4 см; на этом радиусе установлена входная диафрагма. Масс-спектрометр рассчитан таким образом, что по этой траектории летят только ионы гелия, которые и попадают на коллектор ионов. Для отсеивания других более тяжелых ионов, которые в результате столкновения теряют свою энергию и движутся по траектории ионов гелия, перед коллектором ионов установлены сетки.

Вакуумная система течеискателя состоит из масляного пароструйного насоса с принудительным воздушным охлаждением насоса ВН-461 и вымораживающей ловушки для жидкого азота. При помощи гелиевого течеискателя обнаруживают течи  $10^{-7}$ — $10^{-8}$  лн/(м<sup>2</sup>·сек) ( $10^{-6}$ — $10^{-7}$  л·мм рт. ст./сек). Порядок отыскания должен быть следующим. Сначала систему откачивают форвакуумным насосом; если давление невозможно понизить до 13 н/м<sup>2</sup> (0,1 мм рт. ст.), отыскивают крупные течи и устраняют их. Затем включают пароструйный насос и ищут течи меньшего размера. Дросселирующим вентилем течеискателя регулируют давление в масс-спектрометрической камере. Если давление в течеискателе меньше рабочего, то временно перекрывают откачку вакуумного объема установки [2].

Течеискатель ПТИ-7 дополнительно оборудован устройством, которое создает постоянный поток гелия в течеискателе, позволяющий контролировать чувствительность прибора по гелию. При работе с течью ее подключают к масс-спектрометрической камере прибора и по ней настраивают прибор на пик гелия.

## Г Л А В А IV. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВАКУУМНЫХ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Процессы, происходящие в жидком металле в вакууме, связаны между собой и в большинстве случаев протекают одновременно. Так, например, процесс раскисления металла углеродом, сопровождаемый выделением пузырей окиси и двуокиси углерода, сопровождается выделением водорода и азота, всплыванием и восстановлением неметаллических включений, испарением примесей легколетучих компонентов и т. д. Для более глубокого понимания возможностей различных вакуумных агрегатов целесообразно рассмотреть отдельно реакции и процессы, происходящие в металле при плавке в вакуумных печах или при его обработке в вакуумных установках.

### РАФИНИРОВАНИЕ МЕТАЛЛА ОТ КИСЛОРОДА

Удаление кислорода из металла в вакууме может происходить различными путями: а) путем раскисления металла углеродом, водородом, металлическими раскислителями; б) путем всплывания неметаллических и окисных включений; в) путем испарения летучих окислов; г) путем непосредственного выделения в газовую фазу.

#### *Раскисление металла углеродом*

Одной из важнейших реакций, протекающих в жидкой металлургической ванне в условиях пониженного давления газовой фазы, является реакция взаимодействия углерода с кислородом, который может находиться в металле в растворенном состоянии или в виде окисных неметаллических включений.

При взаимодействии углерода с кислородом образуются газообразные продукты  $\text{CO}$  и  $\text{CO}_2$ ; в вакууме эта реакция протекает значительно полнее, чем при атмосферном давлении. При выделении пузырьков  $\text{CO}$  и  $\text{CO}_2$  происходит не только раскисление и обезуглероживание металла, но и создаются благоприятные условия для выделения водорода, азота, всплывания неметаллических включений.

Реакцию обезуглероживания в общем виде можно записать следующим образом:



где  $x$  свидетельствует о том, что в этом процессе образуется как  $\text{CO}$ , так и  $\text{CO}_2$ ; в зависимости от количества образующейся двуокиси углерода  $x$  может быть равен единице или больше. Значения  $x$  определяются равновесным соотношением  $p_{\text{CO}} : p_{\text{CO}_2}$  для данной активности углерода. Однако большинство экспериментальных данных свидетельствует о том, что количество образу-

ющейся  $\text{CO}_2$  весьма невелико и можно принять, что  $x = 1$ , т. е. считать, что этот процесс приводит к образованию только  $\text{CO}$ .

Согласно правилу фаз система металл — газ может в равновесии иметь две степени свободы и при данной температуре равновесие определяется давлением  $p_{\text{CO}}$  в газовой фазе. Константа равновесия реакции равна

$$K = \frac{p_{\text{CO}}}{a_{\text{C}} \cdot a_{\text{O}}},$$

где  $a_{\text{C}}$  и  $a_{\text{O}}$  — активности углерода и кислорода в металле.

Активность кислорода в металле зависит от равновесного давления  $\text{CO}$  над металлами:

$$a_{[\text{O}]} = \frac{1}{K} \cdot \frac{p_{\text{CO}}}{a_{\text{C}}} = K' p_{\text{CO}},$$

где

$$K' = \frac{1}{K \cdot a_{\text{C}}}.$$

Если следовать закону действия масс, то раскисление металла углеродом в вакууме будет зависеть только от парциального давления  $\text{CO}$  в газовой фазе над металлом. Чем ниже давление, тем выше раскислительная способность углерода, тем меньше кислорода должно находиться в равновесии с данной концентрацией углерода. Термодинамические расчеты показывают, что при  $1600^\circ\text{C}$  при давлении  $\text{CO}$   $133 \text{ н/м}^2$  ( $1 \text{ мм рт. ст.}$ ) и содержании углерода  $0,1\%$  в металле должно было бы остаться всего  $3 \cdot 10^{-5}\%$  кислорода. Однако такие низкие содержания кислорода ни разу не достигались ни в одном из вакуумных металлургических процессов. Более того, содержание кислорода в металле, выплавленном в вакууме, значительно превышает равновесное относительно углерода. Оказалось, что ниже определенного давления  $\text{CO}$  раскислительная способность углерода перестает зависеть от снижения давления  $\text{CO}$  над металлом и остается постоянной. На рис. 24 показано влияние давления на раскислительную способность углерода в железе [7], а на рис. 25 раскислительная способность углерода в нержавеющей стали [8]. Равновесные кривые построены с учетом соответствующих коэффициентов активности в нержавеющей сталях.

Как видно из графиков, несмотря на снижение давления над металлом до  $0,1-10^{-3} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-3}-10^{-5} \text{ мм рт. ст.}$ ), раскислительная способность углерода не изменилась. Опытные точки для железа группируются вокруг кривой, лежащей в области давлений, близких к  $10 \text{ кн/м}^2$  ( $76 \text{ мм рт. ст.}$ ), а для нержавеющей стали в области, близкой к  $1 \text{ кн/м}^2$  ( $7,6 \text{ мм рт. ст.}$ ). Это несоответствие термодинамических и опытных данных между собой объясняется кинетическими особенностями процесса уда-

ления СО из металла. Очевидно, что давление в газовом пузырьке, образующемся в металле, значительно выше давления СО в газовой фазе над металлом и соответственно содержание кисло-

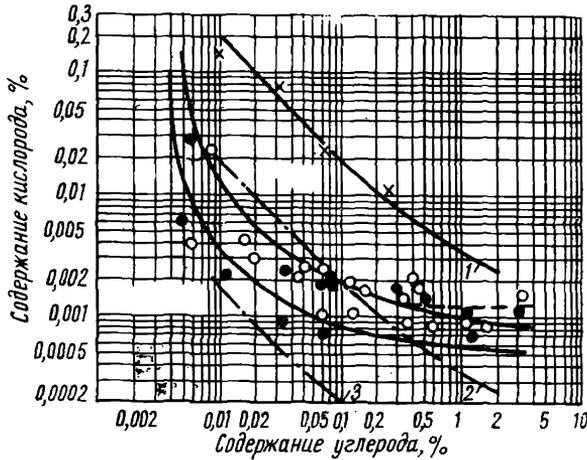


Рис. 24. Раскислительная способность углерода в железе при различных давлениях — от  $13 \text{ н/м}^2$  ( $0,10^{-1}$  до  $10^{-5}$  мм рт. ст.):

○ —  $13 \text{ н/м}^2$  ( $10^{-1}$  мм рт. ст.); ● —  $10^{-1} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-3}$  мм рт. ст.); × —  $10^{-3} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-5}$  мм рт. ст.); кривые 1, 2, 3 — равновесные кривые для давлений соответственно 100; 10; 1  $\text{кн/м}^2$

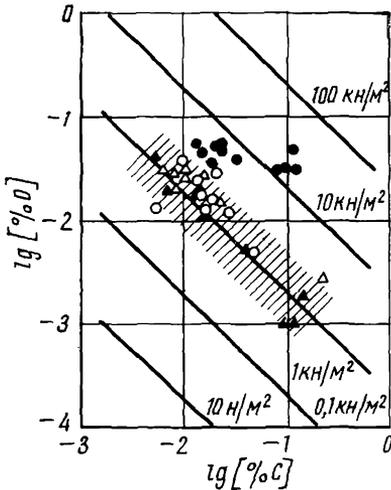


Рис. 25. Раскислительная способность углерода в нержавеющей стали X18N9 в вакууме при  $1600^\circ\text{C}$ :

● — давление  $10 \text{ кн/м}^2$ ; △ — давление  $1 \text{ кн/м}^2$ ; ○ — давление  $0,1 \text{ кн/м}^2$ ; ▲ — давление  $0,1 \text{ н/м}^2$

рода определяется давлением СО в пузырьке. Следовательно, нельзя использовать для расчетов величину парциального давления СО в газовой фазе. За равновесное давление СО следует принимать давление СО в газовом пузырьке, образующемся в

металле, в который и происходит выделение СО из объема металла, окружающего пузырек.

В глубине металлической ванны величина  $p_{\text{СО}}$  в зоне образования пузырей окиси углерода должна быть равна сумме атмосферного давления над металлом, ферростатического давления столба жидкого металла и давления, необходимого для преодоления сил поверхностного натяжения:

$$p_{\text{СО}} = P_a + \gamma h + \frac{2\sigma}{r},$$

где  $P_a$  — атмосферное давление;  
 $\gamma$  — плотность металла;  
 $h$  — высота столба жидкого металла над образующимся пузырьком;  
 $\sigma$  — поверхностное натяжение металла;  
 $r$  — радиус пузырька.

Как показали результаты многочисленных экспериментальных и аналитических исследований, наиболее вероятным местом зарождения пузырьков газа, выделяющихся из жидкого металла, является поверхность огнеупорных стенок тигля, подины, ковша или камеры, а также неметаллические включения в ванне и кристаллы металла при плавлении или кристаллизации.

Исследования [9], проведенные при помощи масс-спектрометрии, показали, что содержание СО в газе при расплавлении или при кристаллизации железа возрастает. Сравнение скорости газовыделения в вакууме из капли металла во взвешенном состоянии и из металла, находящегося в тигле в той же установке, показало, что при плавке в тигле скорость газовыделения больше, что объясняется облегчением условий зарождения пузырей [10, 11].

Поскольку работа адгезии к твердой поверхности определяется величиной  $\sigma(1 + \cos \theta)$ , величина краевого угла  $\theta$  при расположении капли железа (0,16% С, 0,5% Mn) на гладкой магнетитовой поверхности составляет 121—126°, а на шероховатой поверхности 151—157° [12]. Во всяком случае, краевой угол контакта металла и огнеупорных поверхностей должен быть более 90°. С одной стороны, несмачиваемость твердой огнеупорной поверхности металлом облегчает зарождение пузырька на подине; с другой стороны, при отрыве образовавшегося пузырька на подине остается зародыш пузырька, что облегчает формирование следующего пузырька. Появление пузырьков облегчается потому, что даже при малом объеме газа радиус кривизны линзообразных пузырьков, образующихся при малом объеме газа, велик и капиллярное давление в этом случае меньше, чем при образовании сферического пузырька и необходимо значительно меньше молекул СО для образования пузырька критического размера. При росте пузырька на несмачиваемой поверхности он постепенно увеличивается в объеме и при до-

стижении некоторого объема происходит пережим пузырька. Пузырек отрывается и всплывает, а ножка остается и служит местом формирования следующего пузырька. Это объясняется тем, что работа отрыва пузырька от поверхности больше работы отрыва части пузырька.

На рис. 26 показана форма пузырька газа на смачиваемой поверхности и его рост. Отрыв пузырька от ножки происходит при равенстве подъемной архимедовой силы и силы сцепления вдоль поверхности отрыва [13].

Пока пузырек мал, его поверхность сферична. По мере роста пузырька увеличивается разность ферростатического давления между верхом и низом пузырька. Эта разность должна быть уравновешена поверхностным натяжением, поэтому верхняя часть пузырька увеличивается, а нижняя уменьшается до тех пор, пока пузырек не разделится на два. Разрезание пузырька должно происходить на высоте 0,5 см, такую же величину должен иметь и радиус отрывающегося пузырька [14].

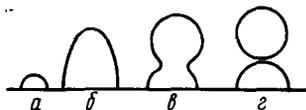


Рис. 26. Отрыв пузырька газа в жидком металле от смачиваемой поверхности:

*а* — зарождение зародыша; *б* — рост пузыря; *в* — образование шейки; *г* — отрыв пузырька

радиуса зародыша. Этот критический радиус зародыша не может быть слишком малым, так как иначе равновесное значение давления будет очень большим. И. А. Андреев и П. Валле для ванны металла, находящейся в атмосферных условиях, для различных степеней переокисленности металла при 1600° С на разных глубинах ванны рассчитали величину критического радиуса, которая оказалась равной от 0,6 до  $2 \cdot 10^{-3}$  см [15, 16]. Образование зародыша СО происходит вследствие молекулярного выделения окиси углерода в результате одновременного протекания большого числа актов взаимодействия атомов углерода и кислорода, растворенных в металле. Например, для образования зародыша с радиусом 0,02 мм необходимо выделение  $3 \cdot 10^{-16}$  грамм-молекул СО, что соответствует протеканию  $1,3 \cdot 10^{14}$  единичных актов реакции.

Для зародыша с радиусом  $10^{-3}$  см по формуле  $p = \frac{2\sigma}{r}$  в случае железа с поверхностным натяжением 1700 дн/см *р* со равно 2540 мм рт. ст. почти 4 атм, с чем трудно согласиться. Поэтому более правдоподобной является точка зрения А. М. Самарина, считающего, что предельная раскислительная способность углерода в вакууме, т. е. максимально возможная, достигается в момент отрыва пузырьков от зародыша.

При подъеме вверх объем пузырька еще более возрастает (табл. 19) и еще более увеличивается раскислительная способность углерода.

Зависимость объема пузырька от расстояния от поверхности металла

Расстояние от поверхности металла, мм	Объем пузырька, см <sup>3</sup> , при $p_{CO} = 0,6$ кн/м <sup>2</sup> (4,5 мм рт. ст.), $r = 0,55$ см		Расстояние от поверхности металла, мм	Объем пузырька, см <sup>3</sup> , при $p_{CO} = 0,6$ кн/м <sup>2</sup> (4,5 мм рт. ст.), $r = 0,55$ см	
	$P_{вн} = 13$ н/м <sup>2</sup> (0,1 мм рт. ст.)	$P_{вн} = 1,3$ кн/м <sup>2</sup> (10 мм рт. ст.)		$P_{вн} = 13$ н/м <sup>2</sup> (0,1 мм рт. ст.)	$P_{вн} = 1,3$ кн/м <sup>2</sup> (10 мм рт. ст.)
1000	0,086	0,086	400	0,280	0,206
900	0,107	0,095	300	0,415	0,269
800	0,122	0,107	200	0,80	0,388
710	0,142	0,121	100	1,48	0,680
600	0,170	0,140	50	9,95	1,12
500	0,212	0,167			

В момент отрыва радиус пузырька можно определить по формуле

$$\pi D \sigma = \frac{\pi D^3}{6} (\gamma_m - \gamma_f);$$

считая, что  $\sigma = 1700$  дн/см, а  $\gamma_m = 7,0$  г/см<sup>3</sup>, получим  $D = 1,1$  см,  $r = 0,55$  см.

В расчетах пренебрегаем ролью вертикальных стенок, так как считается [7], что при отрыве пузырька с вертикальной стенки там не остается зародыша и поэтому роль стенок значительно меньше, чем роль подины.

Из этого простого расчета видно, что особенно заметно увеличивается пузырек в поверхностном слое. Как указывалось в работе [17], снижение давления от 20 до 1 мм рт. ст. приводит к трехкратному увеличению количества газа, выносимого пузырьками из металла. Снижение давления ниже 130 н/м<sup>2</sup> (1 мм рт. ст.) незначительно влияет на размеры поднимающегося пузырька и эффективность дегазации.

При подъеме пузырьки в жидком металле в него происходит выделение СО, Н<sub>2</sub>, N<sub>2</sub>, чему способствует увеличение реакционной поверхности раздела газ — металл и падение давления внутри пузырька. К сожалению, отсутствуют данные, позволяющие оценить количество газа, переходящего в пузырек во время его роста и подъема к поверхности.

В работе [8] был произведен расчет возможного предельного давления СО в пузырьке, отрывающемся от зародыша на дне тигля диаметром 40 мм и глубиной 90 мм. В такой ванне ферростатическое давление на дне равно 6,2 кн/м<sup>2</sup> (46,5 мм рт. ст.). В нержавеющей стали, имеющей поверхностное натяжение 1000 дн/см, размер пузырька должен быть равен 0,47 см, а давление СО в пузырьке только для преодоления сил поверхностного натяжения должно составлять  $p_{CO} = 0,4$  кн/м<sup>2</sup> (3,2 мм рт. ст.).

Общее давление в пузырьке должно быть равно с учетом ферростатического давления  $6,6 \text{ кн/м}^2$  ( $49,7 \text{ мм рт. ст.}$ ). При меньшем давлении газовой фазы над металлом раскислительная способность углерода в нержавеющей стали постоянна и на данной глубине равновесное давление окиси углерода составляет  $6,6 \text{ кн/м}^2$  ( $49,7 \text{ мм рт. ст.}$ ). В этом расчете пренебрегали возможностью десорбции окиси углерода с поверхности металла и диффузионным механизмом подвода к поверхности, предполагая, что решающую роль в удалении кислорода играет процесс кипения. Таким образом, для раскисления нержавеющей стали углеродом с теоретической точки зрения достаточно давление порядка нескольких десятых  $\text{кн/м}^2$  ( $\text{мм рт. ст.}$ ). Однако при этом содержания кислорода должны быть значительными:

[% C] . . . . .	0,15	0,10	0,05	0,02	0,01	0,001
[% O] . . . . .	0,0013	0,0019	0,004	0,01	0,019	0,19

Поэтому для раскисления стали необходимо применять металлческие раскислители или работать на шихте с низким исходным содержанием кислорода.

Если замена над металлом воздушной атмосферы аргоном не оказывает влияния на раскисление вследствие постоянной величины внешнего давления, то применение аргона для барботирования металла должно способствовать раскислению. При использовании аргона для продувки металла равновесное давление СО в пузырьках газа будет определяться только давлением в пузырьке, которое равно давлению над металлом плюс давление столба металла. При этом устраняется необходимость преодоления капиллярных сил. Равновесное давление СО меньше, чем в плавке без продувки аргоном и, следовательно, раскислительная способность углерода выше. Это подтвердилось в ряде работ, например И. П. Бармотина и В. П. Гречина.

Плавки чистого железа [18] в магнетитовом тигле показали, что при давлении  $0,2 \text{ н/м}^2$  ( $0,002 \text{ мм рт. ст.}$ ) опытные значения содержания кислорода и углерода после выдержки металла в спокойном состоянии ( $1580^\circ \text{C}$ ) соответствуют равновесному давлению  $16 \text{ кн/м}^2$  ( $120 \text{ мм рт. ст.}$ ), при отборе проб и промешивании металла  $4,5 \text{ кн/м}^2$  ( $34 \text{ мм рт. ст.}$ ), а при продувке аргоном  $3 \text{ кн/м}^2$  ( $23 \text{ мм рт. ст.}$ ).

#### *Раскисление металла водородом*

С термодинамической точки зрения применение водорода для раскисления металла в вакууме не имеет преимуществ по сравнению с его использованием в открытой плавке. На реакцию раскисления



снижение давления не оказывает влияния и не приводит к смещению равновесия. Однако при помощи водорода удается значительно снизить содержание кислорода в металле. Особенностью применения водорода в вакуумных печах является то, что после обдувки или продувки металла водородом, снижение давления обеспечивает полное удаление водорода из металла; при плавке на воздухе применение водорода для раскисления неизбежно связано с повышением концентрации водорода в металле.

Особое значение применение водорода для раскисления имеет при производстве безуглеродистых и низкоуглеродистых сплавов, когда применение углерода не может быть рекомендовано из-за опасности загрязнения металла углеродом. По сравнению с раскислением углеродом раскисление водородом требует большего времени для достижения тех же минимальных концентраций кислорода.

Водород в вакуумной индукционной плавке применяется для обдувки поверхности металла или продувки его. В первом случае раскисление идет только с поверхности ванны и скорость этого процесса определяется скоростью подвода кислорода к поверхности металла, которая имеет малую величину; в случае продувки металла раскисление должно происходить значительно быстрее.

### *Раскисление металлическими раскислителями*

Раскисление низкоуглеродистого металла только углеродом в вакууме не дает возможности получить низкие концентрации кислорода, а применение водорода большей частью не находит места из-за сложности и опасности его использования.

Поэтому применение металлических раскислителей в вакуумных артегатах продолжает оставаться актуальным.

Отсутствие окислительной атмосферы в вакуумных установках значительно повышает эффективность раскислителей, которые не окисляются кислородом воздуха и шлаком; основная масса присадки попадает в металл и выполняет свою функцию.

В работах [19, 20] было исследовано раскисление железоуглеродистых и железохромистых сплавов марганцем, кремнием, алюминием, мишметаллом, сплавом АМС и алюминием совместно с церием. На рис. 27, а показано применение марганца для раскисления расплавов железо — углерод и железо — хром, а на рис. 27, б применение кремния для раскисления расплавов железо — хром. Пунктирными линиями нанесены равновесные значения концентраций кислорода, соответствующие химическому составу данных расплавов с учетом присутствия аналитически определенного в металле кремния и марганца. Например, для реакции  $(\text{MnO}) = [\text{Mn}] + [\text{O}]$  константу равновесия

$$K_{\text{Mn}} = a_{\text{Mn}} \cdot a_{[\text{O}]} = f_{\text{Mn}}^{[\text{O}]} / f_{[\text{O}]}^{\text{Mn}} [\% \text{ Mn}] \cdot [\% \text{ O}]$$

определяли из уравнения [21]:

$$\lg K_{Mn} = -\frac{25270}{T} + 12,55.$$

Коэффициент активности марганца ( $f_{Mn}^{[O]}$ ) принимали равным 1, а коэффициент активности кислорода  $f_{[O]}^{Mn}$  рассчитывали по данным [21]. Из величины константы по данной концентрации мар-

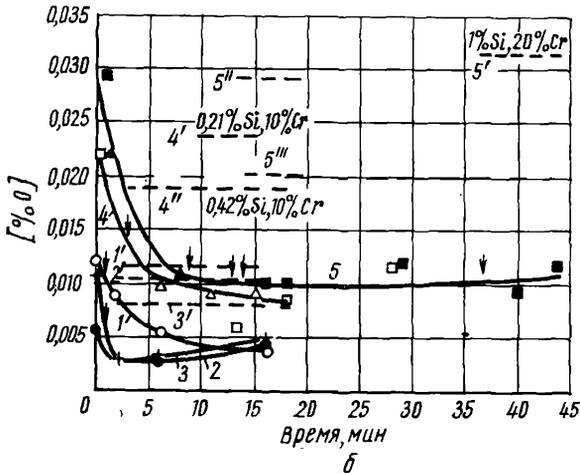
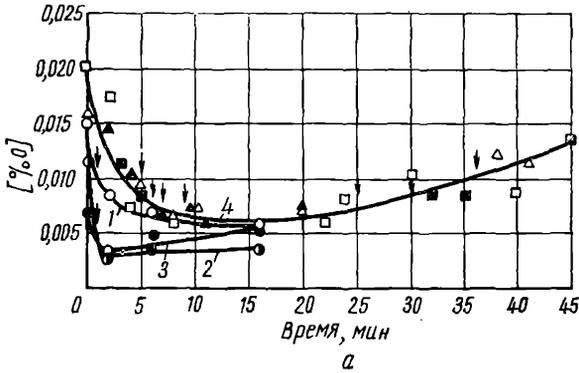


Рис. 27. Раскисление железоуглеродистых и железохромистых расплавов в вакууме (содержание Mn от 0,3 до 1%; Si от 0,33 до 1,0%):  
 а — марганцем; б — кремнием; 1, 2, 3 — расплавы железо — углерод, содержащие соответственно 0,03, 0,3 и 1,0% С; 4, 5 — расплавы железо — хром (соответственно 10 и 20% Cr); ↓ — момент введения раскислителя (кривые 1', 2', 3', 4', 4'', 5' — равновесные значения)

ганца рассчитывали равновесную концентрацию кислорода. Подобным же образом рассчитывали равновесные значения и для других элементов раскислителей. В сплавах железа с хромом активность рассчитывали по методу Вагнера и Чипмана. Коэф-

коэффициент активности кислорода определяли как произведение коэффициентов активности кислорода относительно каждого компонента расплава. Например, при расчете равновесия относительно кремния

$$f_{\text{O}} = f_{\text{O}}^{\text{Si}} \cdot f_{\text{O}}^{\text{Cr}}$$

или при использовании сплава АМС

$$f_{\text{O}} = f_{\text{O}}^{\text{Si}} \cdot f_{\text{O}}^{\text{Mn}} \cdot f_{\text{O}}^{\text{Al}} \cdot f_{\text{O}}^{\text{Cr}}$$

Как видно из рис. 27, присадка Mn и Si не оказывает существенного влияния на снижение содержания кислорода в металле. Монотонный ход кинетической кривой остается неизменным и после дачи раскислителя. Процесс удаления кислорода определяется содержанием углерода в металле. Сравнение опытных данных с равновесными показывает, что равновесные значения концентраций кислорода для данных концентраций раскислителей даже в низкоуглеродистых сплавах лежат значительно выше экспериментальных, следовательно, определяет содержание кислорода в металле в условиях вакуумной плавки не содержание марганца и кремния, а концентрация углерода.

Из рис. 27, б видно, что для сплавов с 10 и 20% Cr кривые, соответствующие изменению содержания кислорода, расположены выше кривых для железа. Это связано с понижением активности углерода в присутствии хрома.

Присадка кремния и в хромистых сплавах не изменяет характера кривых. Равновесные значения кислорода лежат значительно выше экспериментальных. Ни кремний, ни тем более марганец не могут служить достаточно эффективным средством для значительного снижения содержания кислорода в вакуумных агрегатах.

При раскислении металла алюминием в первый момент после введения алюминия содержание кислорода заметно снижается (рис. 28). При выплавке сплавов как с 10, так и с 20% Cr экспериментальные содержания кислорода лежат выше равновесных значений, следовательно, введение алюминия обеспечивает заметное раскисление металла.

В результате раскисления алюминием содержание кислорода в металле составляло 0,002—0,003% и 0,004—0,005% для железоуглеродистых и железохромистых сплавов соответственно.

На рис. 29 приведены данные по раскислению металла сплавом АМС (20% Al, 20% Si, 60% Mn). Особенно заметный эффект наблюдается при раскислении сплава с 10% Cr. Сравнение результатов, полученных при введении АМС и только алюминия, показывает, что концентрация кислорода после введения обоих раскислителей снижается почти одинаково. Это свидетельствует о том, что при использовании сплава АМС основное воздействие на кислород оказывает алюминий.

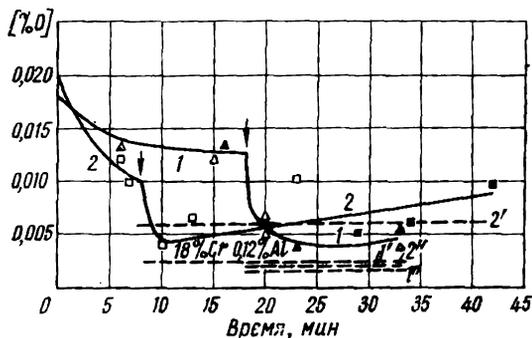


Рис. 28. Раскисление железохромистых расплавов в вакууме алюминием:

1 — сплав с 10% Cr;  $\Delta$  — 0,02% Al;  $\blacktriangle$  — 0,077% Al; 2 — сплав с 20% Cr;  $\square$  — 0,11% Al;  $\blacksquare$  — 0,14% Al; 1', 1'', 2', 2'' — соответствующие равновесные кривые

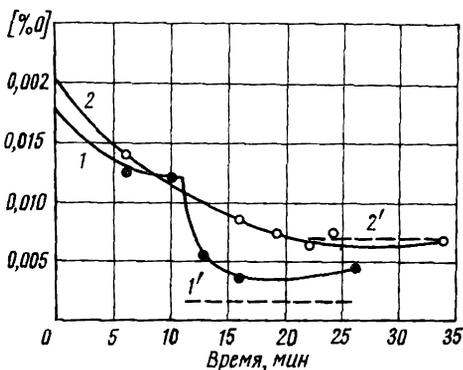


Рис. 29. Раскисление железохромистых расплавов в вакууме сплавом АМС:

1 — сплав с 10% Cr (0,05% Al; 0,5% Mn; 0,35% Si); 2 — сплав с 20% Cr (0,11% Al; 0,45% Mn; 0,49% Si); 1' и 2' — равновесные кривые

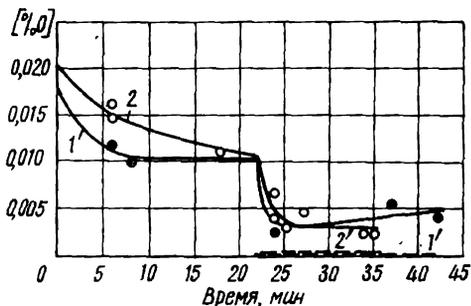


Рис. 30. Раскисление железохромистых расплавов в вакуумной индукционной печи алюминием совместно с церием:

1 — сплав с 10% Cr (0,097% Al;  $\approx$  0,10% Ce); 2 — сплав с 20% Cr (0,1% Al; 0,15% Ce); 1' и 2' — равновесные кривые

Изменение содержания кислорода в металле при совместном введении церия и алюминия показано на рис. 30.

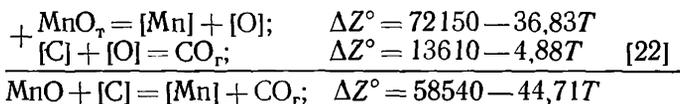
Введение этих элементов в металл привело к заметному снижению содержания кислорода — до 0,001% для железа и 0,003—0,004% для хромистых расплавов. И в этом случае равновесные значения лежат значительно ниже экспериментальных. Следовательно, введение церия совместно с алюминием является эффективным средством рафинирования металла от кислорода. Особое значение это имеет для сплавов с высоким содержанием хрома, в которых активность углерода понижена из-за наличия хрома.

### *Восстановление неметаллических включений в вакууме*

В металле, переплавляемом в вакуумной печи или подвергаемом вакуумной обработке в вакуумной камере, всегда содержится то или иное количество самых разнообразных неметаллических включений, состав которых определяется условиями производства и технологией раскисления. Удаление включений из металла в вакуумных процессах является эффективным средством рафинирования стали и сплавов от кислорода, повышения их свойств. Включения могут удаляться путем всплывания; процесс этот во многом определяется конкретными условиями. Например, всплывание включений из ванны дуговой вакуумной печи, относительно неглубокой, подвергающейся динамическому воздействию электрической дуги, может идти достаточно быстро. При обработке стали в ковше, имеющем значительную глубину, включения всплывают медленнее. Удаление включений при индукционной вакуумной плавке с электромагнитным перемешиванием глубокой ванны отличается от того и другого.

Рассмотрим очищение металла от включений в результате восстановления их углеродом.

Восстановление включений закиси марганца  $MnO$ . Реакцию восстановления  $MnO$  углеродом рассчитаем при помощи двух других реакций:



$$\Delta Z^\circ_{1600^\circ C} = -19660 \text{ кал,}$$

$$K = \frac{p_{CO} \cdot a_{Mn}}{a_C};$$

$$\lg K_{1600^\circ C} = -\frac{\Delta Z^\circ}{4,575 \cdot 1873} = \frac{19660}{4,575 \cdot 1873} = 2,29.$$

Рассмотрим раскисление нержавеющей стали с 18% Cr и 10% Ni, содержащей 0,02 и 0,1% углерода, 0,5 и 1,0% марганца при 1600° С.

Принимаем, что  $f_{Mn} = 1$  и  $f_C^O = 1$ .

Коэффициент активности углерода в расплавах нержавеющей стали (18% Cr, 10% Ni) равен [23]:

$$\lg f_C^{Cr} = e_C^{Cr} [\% Cr] + e_C^{Ni} [\% Ni],$$

где  $e_i^n$  — параметр взаимодействия;

$$e_C^{Cr} = -0,024,$$

$$e_C^{Ni} = 0,012.$$

$$\lg f_C^{Cr} = -0,024 \cdot 18 + 0,012 \cdot 10 = -0,332,$$

$$f_C^{Cr} = 0,47,$$

тогда

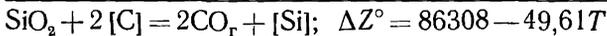
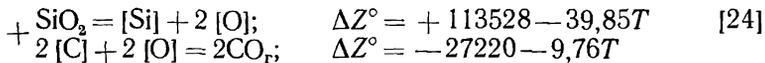
$$\lg K = \lg \frac{p_{CO} [\% Mn]}{0,47 [\% C]}.$$

Рассчитанные равновесные значения  $p_{CO}$  приведены ниже:

Mn, %	0,5	0,5	1,0	1,0
C, %	0,02	0,1	0,02	0,1
$p_{CO}$ , атм	3,66	18,2	1,82	9,1

Расчет показывает, что включения закиси марганца должны полностью восстанавливаться углеродом, поскольку развиваемая упругость окиси углерода обеспечивает как преодоление ферростатического давления, так и капиллярных сил при образовании весьма мелких пузырьков; например, на глубине 1000 мм при  $p_{CO} = 1,82$  атм радиус пузырьков  $r_{п} = 2,7 \cdot 10^{-3}$  см.

#### Восстановление включений кремнезема



Рассмотрим восстановление кремнезема в нержавеющей стали с 18% Cr, 10% Ni, 0,02% С и 0,1% С при введении 0,5% и 1% Si:

$$K = \frac{p_{CO}^2 \cdot a_{Si}}{a_C^2}; \quad \lg K_{1600^\circ \text{C}} = 0,77;$$

$$a_C^2 = f_C^{Cr^2} \cdot [\% C]^2;$$

считаем, что  $f_C^{Cr} = 0,47$ .

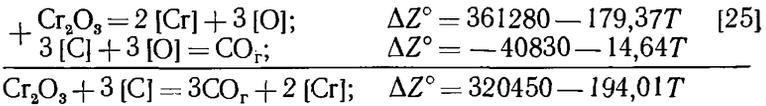
$$a_{Si} = [\% Si], \text{ так как } f_{Si}^{Cr} = 1; \quad f_{Si}^C = 1.$$

Результаты расчетов приведены ниже:

Si, % . . . . .	0,5	0,5	1,0	1,0
C, % . . . . .	0,02	0,1	0,02	0,1
$p_{CO}$ , атм (мм рт. ст.) . . .	$4,57 \cdot 10^{-2}$	$2,29 \cdot 10^{-1}$	$2,29 \cdot 10^{-2}$	$1,15 \cdot 10^{-1}$
	(34)	(170)	(17,0)	(86)

Таким образом, кремнезем в условиях вакуума восстанавливается хуже, чем закись марганца; в глубокой ванне, где ферростатическое давление значительное, восстановление  $SiO_2$  не должно иметь место. Однако равновесные значения  $p_{CO}$  определяются размерами неметаллических включений, на которых образуются пузырьки  $CO$ , и глубиной их погружения. При подъеме включений, когда роль ферростатического давления снижается, будут восстанавливаться включения все более мелких размеров, в том числе и включения  $SiO_2$ .

#### Восстановление окислов хрома



$$\Delta Z_{1600^\circ C}^\circ = -43550 \text{ кал};$$

$$\lg K = \frac{43550}{4,575 \cdot 1873} = 5,08,$$

$$K = \frac{p_{CO}^3 \cdot a_{Cr}^2}{a_C^3}.$$

Рассчитаем равновесную упругость окиси углерода для стали с 18% Cr, 10% Ni и 0,02% C и 0,1% C; будем считать, что никель не оказывает заметного влияния на активность хрома.

Для 0,02% C  $p_{CO} = 9,24 \cdot 10^{-2}$  атм, или  $9,3 \text{ кн/м}^2$  (70 мм рт. ст.); для 0,1% C  $p_{CO} = 0,347$  атм, или  $35 \text{ кн/м}^2$  (264 мм рт. ст.). Приведенные термодинамические расчеты качественно показывают, что в условиях вакуумной плавки существуют условия для восстановления окислов хрома. Полученные аналитические результаты подтверждают сделанный ранее вывод о том, что ни Si, ни Mn не могут стать решающим фактором в раскислении расплавов железа и железа с хромом, поскольку образующиеся окислы Si и Mn восстанавливаются углеродом.

При исследовании восстановления неметаллических включений углеродом при давлениях газовой фазы 18—23 мм рт. ст.

[26] установлено, что наиболее полно разрушаются включения типа  $MnO$  и  $Cr_2O_3$  — на 65—75% при содержании углерода в металле 0,1—0,2%. При содержании углерода 0,02% содержание этих включений снижается лишь на 20—25%. Включения типа  $Al_2O_3$  восстанавливаются в значительно меньшей степени. В первую очередь уменьшается число крупных неметаллических включений, что связано, очевидно, с условиями образования пузырьков  $CO$ . На крупных включениях радиус образующегося пузырька больше, а равновесное давление  $CO$  меньше, поэтому такие включения и восстанавливаются в первую очередь.

Повышение температуры благоприятно сказывается в первую очередь на восстановлении трудно восстанавливаемых включений и меньше — на восстановлении легковосстанавливаемых включений. В практике определения содержания кислорода в сплавах и сталях, содержащих  $Ti$ ,  $Al$ ,  $B$ ,  $Se$  и другие элементы, в графитовом тигле методом вакуумплавания температуру ванны повышают на 100—150° для более полного восстановления.

Весьма дискуссионным является вопрос о необходимости понижения давления для восстановления включений. Если А. Ф. Вишкаревым было показано, что на восстановление включений влияет лишь понижение давления до 2,7  $кн/м^2$  (20 *мм рт. ст.*), а дальнейшее снижение давления практически не сказывается на восстановлении кремнезема, то ряд других исследователей придерживается мнения, что более низкое давление обеспечивает получение металла с более низким содержанием неметаллических включений. Например, в работе [27] при выплавке стали 18ХНВА установлена следующая зависимость содержания включений от давления:

Давление, $н/м^2$ ( <i>мм рт. ст.</i> )	Содержание включений
$1 \cdot 10^5$ (760)	0,038—0,055%
65—133 (0,5—1,0)	0,0030—0,0036%
13 (0,1)	0,0027—0,0028%
1,3 (0,01)	0,0017—0,0020%

Процессы восстановления и всплывания неметаллических включений, очевидно, настолько совмещены во времени, что трудно оценить степень влияния уменьшения давления на оба этих процесса.

Немаловажную роль в раскислении металла играет и степень его предварительного раскисления.

Практика вакуумной обработки показала, что наиболее эффективно очищаются от кислорода стали, которые не были раскислены перед вакуумированием сильными раскислителями  $Al$ ,  $Se$  и им подобными или большими количествами  $Si$ .

По технологии, предложенной Г. Н. Ойком и И. И. Аншеле-сом, шарикоподшипниковую сталь в печи раскисляют только частично кремнием и не дают совсем алюминия, чтобы обеспечить эффективное раскисление углеродом в вакууме.

Г. Н. Огороковым было показано, что при переплаве в дуговых вакуумных печах электродов из сталей ШХ15, ЭИ906, ЭИ907, 1Х18Н9Т, ЭИ347 и других, в составе которых имелись Al, Ti, Nb, снижение содержания кислорода на 40—60% не сопровождалось соответствующим снижением содержания углерода. Этот факт свидетельствует о том, что не происходит восстановления окислов этих элементов углеродом, а кислород удаляется в результате всплывания неметаллических включений.

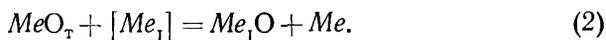
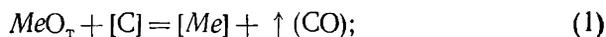
При переплаве в дуговой вакуумной печи нераскисленного металла или металла, раскисленного небольшими присадками Si и Mn, наблюдается соответствие между количеством окиси углерода, выделившейся при плавке, и объемом окиси углерода, рассчитанным по уменьшению содержания углерода, что свидетельствует о восстановлении окислов Si и Mn.

### **ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ЖИДКОГО МЕТАЛЛА В ВАКУУМЕ С ОГНЕУПОРНЫМИ МАТЕРИАЛАМИ**

Взаимодействие металла в вакууме с огнеупорными материалами играет большую роль при плавке в вакуумных индукционных печах и при вакуумной обработке в ковшах или в других устройствах. В результате взаимодействия металла с футеровкой с одной стороны, происходит ее разрушение, а с другой, — металл загрязняется кислородом и экзогенными включениями в результате восстановления огнеупорных окислов и эрозии футеровки.

Вакуумные индукционные печи футеруют огнеупорными материалами из окиси магния и глинозема, ковши и камеры — шамотными высокоглиноземистыми, а также доломитовыми материалами, поэтому целесообразно рассмотреть взаимодействие металла с MgO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO и SiO<sub>2</sub>, который входит в состав всех огнеупорных материалов.

В общем виде реакция взаимодействия огнеупорного окисла с углеродом или с основным составляющим сплава может быть представлена уравнениями:



По реакции (1) может происходить восстановление с образованием газообразных продуктов окислов магния, кальция или растворимых в металле кремния, алюминия; последние, взаимодействуя с растворенным кислородом, образуют окисные неметаллические включения. По реакции (2) образуются окислы основного компонента металла. Равновесие реакций (1) и (2) в вакууме смещается вправо вследствие образования газообразных продуктов реакции. В результате этих процессов содержание кислорода в жидком металле может возрасти.

На рис. 31 показано изменение содержания кислорода в чистом железе [28], а на рис. 32 — в нержавеющей стали при плавке в вакуумной индукционной печи в тиглях из окиси магния. В начальный момент выдержки содержание кислорода уменьшается с 0,008 до 0,002%, а затем возрастает. Это объясняется тем, что в первый период плавки скорость удаления кислорода из металла путем раскисления его углеродом и всплывания неметаллических включений превышает скорость поступления кислорода из футеровки. В последующем скорость поступления кислорода становится больше скорости его удаления, что приводит к повышению содержания кислорода в металле.

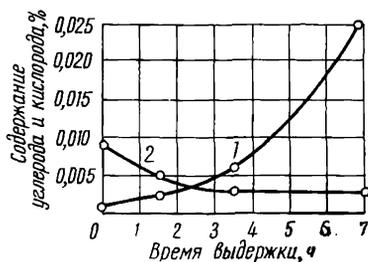


Рис. 31. Повышение содержания кислорода в чистом железе при плавке в индукционной вакуумной печи в тигле из  $MgO$  [28]; остаточное давление  $10^{-1}$ — $10^{-2}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-3}$ — $10^{-4}$  мм рт. ст.):  
1 — кислород; 2 — углерод

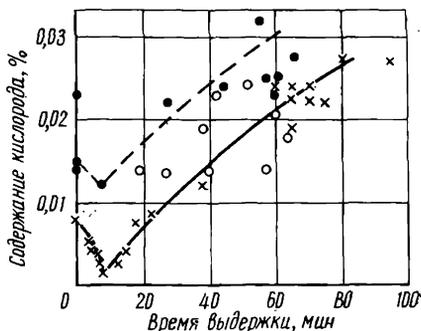


Рис. 32. Изменение содержания кислорода в нержавеющей стали при плавке в вакуумной индукционной печи:  
○ — давление 266—650 н/м<sup>2</sup> (2—5 мм рт. ст.); ● — давление 2,6 н/м<sup>2</sup> (0,02 мм рт. ст.)

Рассчитаем взаимодействие углерода, растворенного в металле с огнеупорной футеровкой, состоящей из  $MgO$ ,  $SiO_2$ ,  $Al_2O_3$ ,  $CaO$ , при выплавке нержавеющей стали типа Х18Н8 с содержанием углерода 0,02 и 0,1%; среднеуглеродистых сталей с 0,2% С; высокоуглеродистых сталей с 1% С (табл. 20).

Данные расчетов, приведенные в табл. 20, показывают, что в условиях вакуумной плавки нержавеющей сталей с 0,02% С восстановление  $MgO$  и  $Al_2O_3$  из футеровки может происходить преимущественно в верхних частях футеровки, где ферростатическое давление незначительно. При глубине ванны 1 см ферростатическое давление составляет 680 н/м<sup>2</sup> (5,16 мм рт. ст.). С повышением содержания углерода условия восстановления огнеупорных окислов улучшаются.

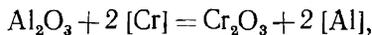
При вакуумной обработке или плавке высокоуглеродистых сталей типа ШХ15, инструментальных и т. д. может происходить значительное восстановление окислов из футеровки, особенно

## Взаимодействие металла с огнеупорными окислами в вакууме

Тип стали	Огнеупорный окисел	Равновесное давление CO, н/м <sup>2</sup> (мм рт. ст.)	Примечания
X18H8: 0,02% C 0,10% C	MgO MgO	126 (0,95) } 200 (1,54) }	Считаем, что $p_{Mg} = p_{CO}$ , $f_C = 0,47$
X18H8: 0,02% C 0,10% C	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	435 (3,27) } 2170 (16,3) }	Считаем, что [% Al] = 0,01% $a_{Al} = [% Al]$
ШХ15 (1% C)	MgO Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> CaO SiO <sub>2</sub>	1640 (12,3) } 7,3 · 10 <sup>4</sup> (550) } 140 (1,04) } 6,85 атм }	Считаем, что $a_C = f_C · [% C]$ , $\lg f_C = 0,2 [% C]$ ; $f_C = 1,585$ , $a_C = 1,58$ при 1% C; [% Si] = = 0,2; [% Al] = 0,01; $a_{Si} = 0,2$ ;
Конструкционная (0,2% C)	MgO CaO Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	580 (4,36) } 49 (0,37) } 9200 (69,2) }	$f_C = 1$ ; [% Al] = 0,01; $a_C = 0,2$ ; [% Si] = 0,2

при наличии в их составе SiO<sub>2</sub> и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Восстановление облегчается тем, что восстанавливаемые из окисла Al и Si растворяются в жидком металле. Если дополнительное легирование металла алюминием и кремнием нежелательно, то необходимо исключить из состава огнеупорных масс кремнезем и глинозем.

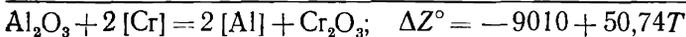
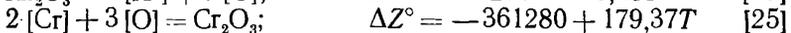
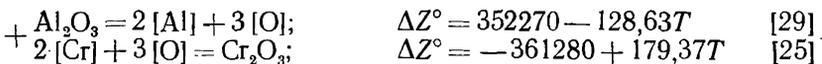
На следующих примерах попробуем приближенно оценить степень восстановления огнеупорных окислов основными компонентами расплавов. При плавке сталей и сплавов с высоким содержанием хрома последний взаимодействует с огнеупорными окислами, например с Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, по реакции



константа равновесия которой

$$K = \frac{a_{[Al]}^2}{a_{[Cr]}^2}.$$

Рассчитаем ее величину:

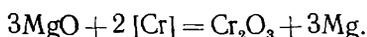


$$\Delta Z^\circ_{1600^\circ C} = +85990 \text{ кал};$$

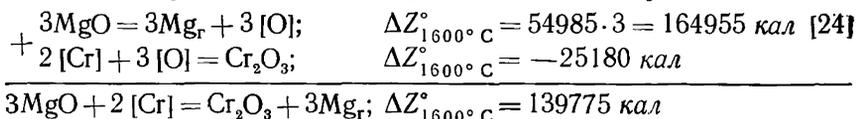
$$\lg K = -\frac{\Delta Z^\circ}{4,575 \cdot 1875} = -\frac{85990}{4,575 \cdot 1875} = -10,03 = \bar{1},97.$$

Величина константы при  $1600^\circ\text{C}$  равна  $9,35 \cdot 10^{-11}$ . Если принять содержание хрома равным 18%, то взаимодействие его с глиноземом приведет к появлению в металле 0,000174% Al.

Взаимодействие с магнезитовой футеровкой протекает по реакции



Приведем термодинамические расчеты для этой реакции:



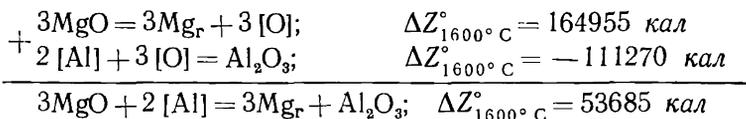
константа равновесия

$$K = \frac{p_{\text{Mg}}^3}{[\% \text{Cr}]^2} = 5 \cdot 10^{-17},$$

или равновесное значение  $p_{\text{Mg}} \approx 3 \text{ н/м}^2$  (0,02 мм рт. ст.).

Полученная величина упругости пара магния свидетельствует о том, что при выплавке хромистых сталей и сплавов в вакуумной индукционной печи металл может загрязняться включениями окислов хрома.

Проделаем подобный расчет и для алюминия, растворенного в железе, при плавке в тигле из MgO:



$$\lg K_{1600^\circ\text{C}} = -\frac{53685}{4,575 \cdot 1875} = -6,26 = \bar{7},74;$$

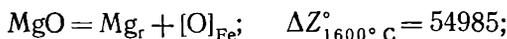
$$K_{1600^\circ\text{C}} = 5,5 \cdot 10^{-7};$$

$$p_{\text{Mg}} = 1,77 \cdot 10^{-3} \text{ атм} = 178 \text{ н/м}^2 \text{ (1,34 мм рт. ст.)}.$$

Считаем, что содержание Al = 0,1%;  $f_{\text{Al}} = 1$ ;  $a_{\text{Al}} = 0,1$ .

Из этого расчета видно, что окись магния может восстанавливаться алюминием уже при содержании алюминия в металле около 0,1%, поэтому с точки зрения термодинамики длительная выдержка в индукционной вакуумной печи жаропрочных сплавов, содержащих алюминий, нежелательна.

Рассмотрим взаимодействие жидкого железа с окисью магния при плавке в вакууме:



$$\lg K = -6,26; \quad K_{1600^\circ\text{C}} = 5,5 \cdot 10^{-7}.$$

Считаем, что  $f_O \approx 1$ ; тогда

$$a_O = [\% O],$$

$$[\% O] = \frac{K}{P_{Mg}} = \frac{5,5 \cdot 10^{-7}}{P_{Mg}}.$$

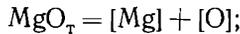
Расчетные данные графически представлены на рис. 33.

Таким образом, теоретически при давлениях в печи порядка  $1-0,1 \text{ н/м}^2$  ( $10^{-2}-10^{-3} \text{ мм рт. ст.}$ ) содержание кислорода в железе должно быть высоким вследствие восстановления  $MgO$  из футеровки. На рис. 31 видно, что при давлении  $10^{-1}-10^{-2} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-3}-10^{-4} \text{ мм рт. ст.}$ ) через 7 ч выдержки концентрация кислорода достигла 0,025%; возможно, что при увеличении времени выдержки содержание кислорода может стать еще более высоким.

Следует отметить, что скорость перехода кислорода из футеровки в металл, очевидно, весьма незначительна. Поэтому при выдержке металла в печах в течение 1—2 ч поступление кислорода вследствие лишь химического взаимодействия металла с футеровкой не может явиться серьезным источником загрязнения металла. При наличии в составе металла хрома, кремния, алюминия окись магния восстанавливается интенсивнее и загрязнение металла кислородом из футеровки увеличивается.

С кинетической точки зрения насыщение металла кислородом в тигле из окиси магния может проходить через следующие стадии:

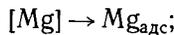
1) диссоциация  $MgO$  и растворение кислорода и магния в металле



2) диффузия магния и кислорода от поверхности контакта металла с тиглем в объем металла;

3) подвод магния из объема металла к поверхности испарения;

4) адсорбция магния в поверхностном слое раздела металл — газ



5) испарение магния в атмосферу

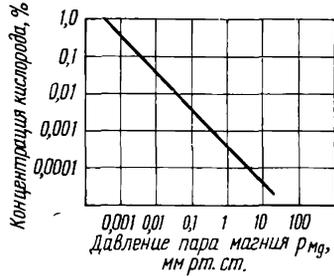
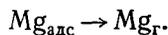


Рис. 33. Зависимость концентрации кислорода в жидком железе при плавке в вакууме от давления пара магния

В работе [30] указывается, что в хорошо перемешиваемой ванне первые две ступени не могут являться контролирующими, а лимитирующей является последняя ступень, т. е. испарение магния.

Расчеты, выполненные по уравнению Лэнгмюра, т. е. с учетом испарения магния, показывают, что скорость поступления кислорода в ванну при плавке стали с 0,2% С и 0,01% О при 1600°С и давлении около 1 н/м<sup>2</sup> (0,01 мм рт. ст.) составляет 0,0004% в минуту.

### ДЕГАЗАЦИЯ МЕТАЛЛА

В этом разделе рассмотрено непосредственное удаление газа, растворенного в металле, в атмосферу.

#### Удаление кислорода

Можно предположить, что кроме рассмотренных выше механизмов удаления кислорода из металла в вакууме существует и другой — кислород может удаляться путем испарения летучих субокислов некоторых компонентов. Субокислы — это наименее окислы, обладающие высокой упругостью пара. Испарением этих окислов в некоторых случаях возможно объяснить несоответствие между количеством удаленного кислорода и количеством окисленного углерода.

При рассмотрении прямого удаления кислорода из железа считаем, что растворимость кислорода в железе при 1600°С равна 0,23%; тогда парциальное давление кислорода в газовой фазе равно  $6 \cdot 10^{-4}$  н/м<sup>2</sup> ( $4,5 \cdot 10^{-6}$  мм рт. ст.), что соответствует общему давлению  $3 \cdot 10^{-3}$  н/м<sup>2</sup> ( $2,25 \cdot 10^{-5}$  мм рт. ст.). Чтобы понизить концентрацию кислорода в чистом железе, необходимо при плавке создать давление ниже, чем  $3 \cdot 10^{-3}$  н/м<sup>2</sup> ( $2 \cdot 10^{-5}$  мм рт. ст.), но при этом будет интенсивно испаряться железо. Поэтому практически очищение безуглеродистого железа от кислорода путем испарения закиси железа невозможно; удаление кислорода может происходить путем испарения низших окислов железа. А. М. Самарин [7] предполагает, что может образоваться окисел типа Fe<sub>x</sub>O. При значениях  $x$  более 1 упругость пара этого окисла над железом, насыщенным кислородом, должна быть равна 13—70 н/м<sup>2</sup> (0,1—0,5 мм рт. ст.) в интервале температур 1550—1700°С.

При помощи масс-спектрометра в системе Al<sub>ж</sub> — Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> было установлено наличие в парах Al<sup>+</sup>, AlO<sup>+</sup>, Al<sub>2</sub>O<sup>+</sup>, Al<sub>2</sub>O<sub>2</sub><sup>+</sup>. Наиболее заметным был пик, соответствующий массе Al<sub>2</sub>O<sup>+</sup>. В системе Si — SiO<sub>2</sub> находили соединение SiO. Упругость пара монооксида кремния, находящейся в железе, может быть вычислена по уравнению

$$\lg p_{\text{SiO}} = -\frac{22180}{T} + 11,2.$$

Рассмотрим выплавку трансформаторной стали с 4% Si; для 1600° С упругость  $p_{\text{SiO}}$  равна 133 н/м<sup>2</sup> (1,03 мм рт. ст.) и теоретически трансформаторная сталь может быть очищена от кислорода простой выдержкой в вакууме. Для никеля этот факт установлен уже практически.

Растворимость кислорода в никеле при 1500° равна 0,38%, что соответствует парциальному давлению кислорода или упругости диссоциации закиси никеля NiO 8,4 н/м<sup>2</sup> ( $6,3 \times 10^{-2}$  мм рт. ст.) или общему давлению 40 н/м<sup>2</sup> (0,31 мм рт. ст.). Поэтому если давление атмосферы над жидким никелем понизить, то кислород будет удаляться из никеля. В работе [31] переплавляли никель с исходным содержанием кислорода 0,0045% при различных давлениях (табл. 21).

Таблица 21

**Содержание кислорода в никеле при плавке в вакууме**

Исходное содержание	Содержание кислорода, %, при давлении, н/м <sup>2</sup> (мм рт. ст.)			
	1 атм	530 (4)	6,7 (0,05)	0,067 (0,0005)
[% O] <sub>равн</sub>	0,380	0,380	0,1510	0,0151
[% O] <sub>эксп</sub>	0,265	0,131	0,0077	0,0058

По мере повышения давления растворимость кислорода, хотя и не достигает равновесных значений, все же приближается к ним.

### Удаление водорода и азота

Если водород не образует гидридов в жидком металле, то, очевидно, он растворен в нем в виде катионов. Форма существования азота в жидкой ванне остается неясной, если только он не находится в виде нитридных включений.

Большой интерес представляет механизм удаления водорода и азота из жидкого металла. При рассмотрении процесса газовой выделении из жидкого металла в вакууме необходимо учитывать газовой выделение через стенки тигля. К. Бротцманн [32] считает, что уже при высоте столба жидкого металла 10 мм большая часть газов выделяется через стенки тигля. Проводили следующий опыт: снижали температуру металла до точки плавления, на поверхности ванны образовывалась твердая корочка, в то время как основная масса металла оставалась жидкой; уменьшения газовой выделении из металла при этом не наблюдалось.

Однако больше отвечает действительности следующая схема удаления водорода и азота из жидкого металла:

1. Перенос растворенных атомов азота или водорода в объеме жидкого металла, включающий массопередачу благодаря конвективным потокам и диффузию через непромешиваемый

слой на границе раздела фаз. Перенос атомов азота и водорода осуществляется из объема металла к границам раздела: металл — футеровка, металл — газовая атмосфера над металлом, металл — газовые пузырьки, находящиеся в металле.

2. Адсорбция атомов азота и водорода в поверхностном слое:



3. Рекомбинация адсорбированных атомов азота и водорода на поверхности раздела в газовые молекулы по реакции:



4. Десорбция газовых молекул.

5. Отвод молекулярного азота и водорода в газовую фазу, в том числе всплывание пузырьков в металле, отвод газа от поверхности металла в результате работы вакуумных насосов.

Скорость дегазации металла определяется скоростью наиболее медленного звена. Если процесс лимитируется первой или второй ступенью, то скорость удаления газа должна подчиняться уравнению первого порядка:

$$\frac{dc}{d\tau} = -kc, \quad (1)$$

где  $c$  — концентрация газа в металле в данный момент времени, % (по массе);

$\tau$  — время, мин;

$k$  — коэффициент пропорциональности — константа скорости реакции.

Если процесс лимитирует третье звено, то общая скорость удаления газа должна подчиняться уравнению скорости второго порядка:

$$\frac{dc}{d\tau} = -kc^2. \quad (2)$$

Нам представляется очевидным, что в условиях вакуумной плавки или вакуумной обработки при непрерывной откачке газа из сферы реакции четвертая и пятая ступени протекают с большой скоростью и не оказывают существенного влияния на скорость процесса в целом, поскольку продукты реакции отводятся со скоростью, превышающей скорость поступления продуктов реакции из сферы их образования.

В установившемся режиме дегазации металла для практических расчетов можно воспользоваться уравнением первого закона Фика:

$$\frac{dc}{d\tau} = -\frac{F}{V} \frac{D}{\delta} (c - c_n), \quad (3)$$

где  $F$  — поверхность раздела;

$V$  — объем металла;

$D$  — коэффициент диффузии;  
 $\delta$  — толщина слоя, через который происходит диффузия;  
 $c_{\text{п}}$  — концентрация насыщения на поверхности;  
 $c$  — средняя концентрация в объеме.

Принимаем, что лимитирует процесс переноса атомов газа диффузия через некоторый непромешиваемый слой на поверхности раздела фаз.

Если проинтегрировать это уравнение в пределах  $\tau_0 - \tau$  ( $c_0 - c$ ), то получим

$$\ln \frac{c_0 - c_{\text{п}}}{c - c_{\text{п}}} = \frac{FD}{V\delta} \tau; \quad (4)$$

это выражение и будем считать диффузионным уравнением массопереноса.

Если представить, что на поверхности металла существует ламинарный поток толщиной  $\delta$  на расстоянии  $l$ , параллельный поверхности (модель Маклина), а вещество к поверхности подается конвективными потоками металла (рис. 34), то перенос вещества через этот движущийся слой путем диффузии будет определять процесс дегазации. В этом случае необходимо для нестационарной диффузии применить второй закон Фика, по которому диффузия вещества в направлении, перпендикулярном ламинарному потоку, определяется уравнением

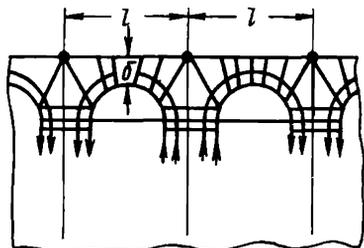


Рис. 34. Гипотетическая схема массопереноса вещества в жидкой металлической ванне к поверхности раздела металл — газ

$$\frac{dc}{dt} = -\frac{F}{V} 2 \sqrt{\frac{DU}{\pi l}}, \quad (5)$$

где  $U$  — скорость однородного потока;

$l$  — расстояние между точками подвода и отвода вещества от поверхности.

Обозначим  $K = 2 \sqrt{\frac{DU}{\pi l}}$  и сравним уравнение (5) с уравнением (3). Из сравнения следует, что  $K = \frac{D}{\delta}$ . Из равенства

$\frac{D}{\delta} = 2 \sqrt{\frac{DU}{\pi l}}$  Х. Кньюпель и Р. Отерс [33] рассчитали для вакуумной индукционной печи величину  $\delta = 2,9 \cdot 10^{-3}$  для водорода при  $1600^\circ \text{C}$  и  $D_{\text{H}_2} = 6 \cdot 10^{-5} \text{ см}^2/\text{сек}$ ; эта толщина диффузионного слоя кажется нам уменьшенной, вследствие того, что по последним данным Н. Парли и Н. Тайба [34] коэффициент диффузии водорода в железе равен  $1,2-1,4 \cdot 10^{-3} \text{ см}^2/\text{сек}$ . Из выше-

указанного равенства получим  $\delta = \frac{1}{2} \sqrt{\frac{Dl}{\pi U}}$ ; это некоторая расчетная толщина поверхностного непроницаемого слоя, зависящая от природы диффундирующего вещества ( $D$ ) и от интенсивности движения жидкого металла  $\left(\frac{l}{U}\right)$ .

Рассмотрим некоторые конкретные примеры удаления водорода при вакуумной плавке. Известно, что растворимость водорода подчиняется закону Сивертса, являющемуся частным случаем закона Генри:

$$[\% \text{H}] = K \sqrt{p_{\text{H}_2}}$$

При давлении водорода, равном 1 атм, величина  $K$  должна быть равна растворимости водорода в металле. При 1600°С растворимость водорода в чистом железе составляет 0,0027%, а зависимость константы растворимости и свободной энергии

$$\lg K = -\frac{1750}{T} - 1,68; \quad \Delta Z^\circ = 8000 + 7,68T \quad [35].$$

Расчеты показывают, что для того, чтобы содержание водорода в металле составляло 1 см<sup>3</sup>/100 г или 0,0001%, парциальное давление водорода должно быть следующим:

$$p_{\text{H}_2} = \left(\frac{0,0001}{0,0027}\right)^2 = 1,38 \cdot 10^{-3} \text{ атм} = 133 \text{ н/м}^2 \text{ (1,05 мм рт. ст.)}$$

Многочисленные опыты показали, что снижение содержания водорода как в вакуумных печах, так и в установках по обработке жидкого металла близко соответствует закону Сивертса. Необходимо отметить, что при относительно небольших содержаниях в стали С, Si, Mn, Ni, Cr растворимость и активность водорода почти не изменяются по сравнению с чистым железом. Действительно, в вакуумных плавках и после вакуумной обработки достижение остаточного содержания водорода 1 см<sup>3</sup>/100 г не является чем-то необычным. Удалению водорода способствует также и то, что он обладает высоким коэффициентом диффузии. В твердом металле при 950°С  $D_{\text{H}} = 6,7 \cdot 10^{-4}$  см<sup>2</sup>/сек в Fe<sub>α</sub>, а в жидких сплавах при 1500°С и 0% С  $D_{\text{H}} = 12,1 \cdot 10^{-4}$  см<sup>2</sup>/сек; при 0,5% С  $D_{\text{H}} = 7,06 \cdot 10^{-4}$  см<sup>2</sup>/сек, а при 1,0% С  $D_{\text{H}} = 4,11 \cdot 10^{-4}$  см<sup>2</sup>/сек.

В работе [36] исследовали выделение водорода в условиях 50-кг вакуумной индукционной печи. Был сделан вывод о том, что удаление водорода в зависимости от условий плавки и степени насыщения металла водородом может определяться либо диффузионным процессом, либо реакцией молизации, либо смешанным диффузионно-химическим процессом. На наш взгляд, большего предпочтения заслуживает, очевидно, диффузионный механизм удаления водорода.

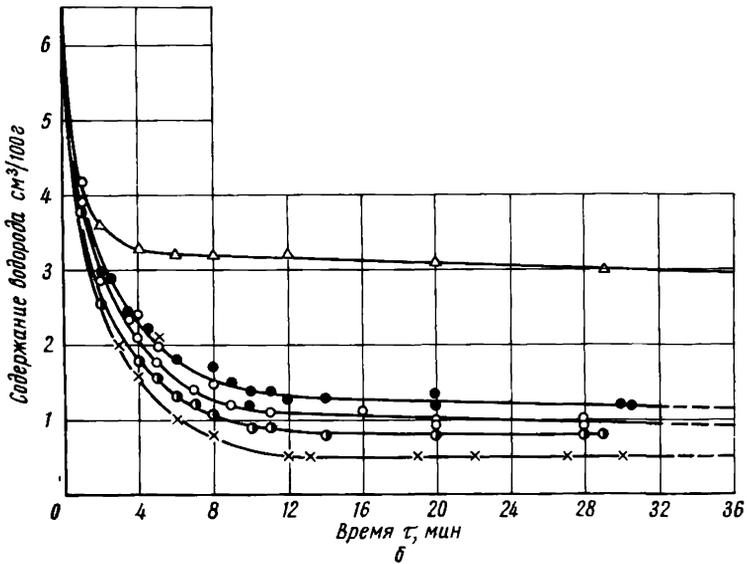
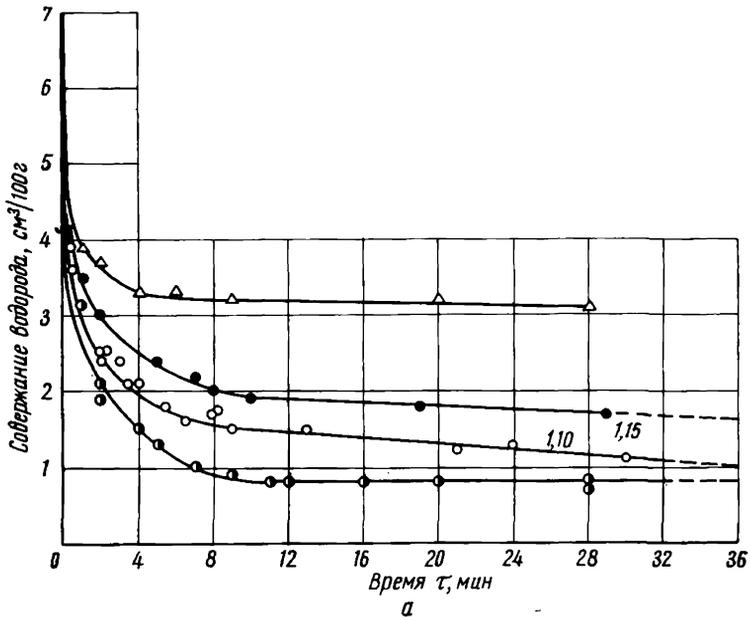


Рис. 35. Удаление водорода из сплавов железа с 18% Cr (а), 18% Cr и 10% Ni (б):

● — 1550° С, 1 мм рт. ст.; ○ — то же, 1600° С; ◐ — то же, 1650° С;  
 △ — 1600° С, 7 мм рт. ст.; × — 1600° С, 10<sup>-4</sup> мм рт. ст.

Для установления механизма выделения водорода нами был исследован процесс дегазации в печи сопротивления, в которой отсутствует перемешивание металла.

На рис. 35 приведены кинетические кривые удаления водорода из сплавов железа с 18% Cr (а) и с 18% Cr и 10% Ni (б). Из графиков видно, что повышение температуры и понижение давления в печи значительно ускоряет процесс дегазации и обеспечивает достижение более низких остаточных содержаний водорода.

Обработка экспериментальных данных в координатах  $\lg \frac{H_0 - H_n}{H - H_n} - \tau$  (рис. 36) показала наличие прямолинейной за-

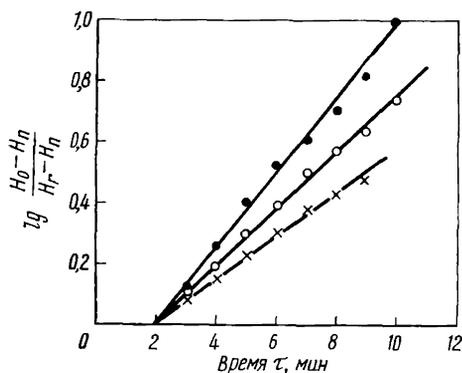


Рис. 36. Зависимость  $\lg \frac{H_0 - H_n}{H - H_n}$  от времени для сплава Fe — 18% Cr — 12% Ni; давление 133 н/м<sup>2</sup> (1 мм рт. ст.): ● — 1650°С; ○ — 1600°С; × — 1550°С

висимости, начиная со 2-й мин после расплавления, между логарифмом отношения разности концентраций и временем. Первый период плавки (2 мин) мы исключили из рассмотрения, считая, что в этот период процесс выделения газа неустановившийся.

Прямолинейность указанных зависимостей свидетельствует о том, что переход водорода из металла в газ является реакцией первого порядка, т. е. диффузионным процессом, возможно диффузионно-адсорбционным. Угол наклона прямых на графике рис. 36 является

константой скорости процесса дегазации, которая равна для сплавов железа с хромом и никелем при 1650°С  $4,8 \cdot 10^{-3} \text{ сек}^{-1}$ , при 1600°С  $3,6 \cdot 10^{-3} \text{ сек}^{-1}$  и при 1550°С  $2,8 \cdot 10^{-3} \text{ сек}^{-1}$ . Подобный же характер выделения водорода был установлен нами для чистых железа и никеля и их сплавов с хромом.

В вакуумной индукционной печи [33] в тигле из  $\text{Al}_2\text{O}_3$  была получена константа скорости, равная  $7,25 \cdot 10^{-3} \text{ сек}^{-1}$ , в тигле из  $\text{MgO}$  —  $11,5 \cdot 10^{-3} \text{ сек}^{-1}$ . Более низкое значение константы в алундовом тигле по сравнению с магнетитовым объясняется тем, что алундовый тигель более плотный, дегазация идет преимущественно с поверхности ванны, в то время как во время плавки в магнетитовом тигле газ может уходить и через его стенки.

Если принять, что удаление водорода в основном лимитируется диффузионным (диффузионно-адсорбционным) звеном, то основное количество водорода должно выделяться из рас-

плавленного металла, тем более, что коэффициент диффузии водорода значительно выше в жидком металле, чем в твердом.

Этот вывод подтверждается результатами работы [37], в которой с помощью масс-спектрометра исследовали кинетику выделения газов при плавке в вакуумной индукционной печи стали ШХ15 и армко-железа.

Растворимость азота в вакууме также должна следовать закону Сивертса. Для чистого железа при 1600°С уравнение растворимости азота имеет следующий вид:

$$[\% \text{ N}] = 0,043 \sqrt{p_{\text{N}_2}},$$

а зависимость константы растворимости от температуры:

$$\lg K = -\frac{188}{T} - 1,246; \quad \Delta Z^\circ = 860 + 5,71T \quad [38].$$

Теоретически уже при давлении 520 н/м<sup>2</sup> (4 мм рт. ст.) в металле должно оставаться 0,003% N. Однако в реальных сплавах соответствие между содержанием азота в металле после вакуумной плавки и давлением в печи нарушается. Азот по сравнению с водородом удаляется значительно труднее, так как этому мешает образование стойких нитридов титана, циркония, алюминия, упругость диссоциации которых меньше достигнутого давления над металлом. Правда, некоторые исследователи — А. Я. Стомахин, А. Ю. Поляков и другие отрицают возможность образования нитридов титана и алюминия при невысоких содержаниях этих компонентов в жидком железе и никеле.

Необходимо считаться и с тем, что наличие в металле хрома, ванадия, титана, ниобия понижает коэффициент активности азота в расплаве и тем самым прочнее связывает азот в растворе. С другой стороны, присутствие углерода и кремния повышает активность азота и способствует его удалению. Удалению азота мешает также и то, что он обладает низким коэффициентом диффузии по сравнению с водородом ( $D_{\text{N}} = 1 - 4 \cdot 10^{-4} \text{ см}^2/\text{сек}$ ).

Удаление азота может происходить как путем образования и всплывания пузырьков, так и выделением при помощи конвективного переноса в газовую фазу.

Рассмотрим удаление азота при выплавке нержавеющей стали, содержащей 18% Cr, в индукционной вакуумной печи. В тигле глубиной 0,75 м при давлении в печи 1,3 н/м<sup>2</sup> (0,01 мм рт. ст.) и радиусе образующегося пузырька 0,5 см (давлением в печи пренебрегаем) общее давление азота в пузырьке составляет 49,6 кн/м<sup>2</sup> (365 мм рт. ст.).

Такому давлению отвечает концентрация азота  $\{\% \text{ N}\} = K \sqrt[n]{p_{\text{N}_2}} : f_{\text{N}} = 0,192$  ( $f_{\text{N}}^{\text{Cr}}$  — коэффициент активности азота, равен 4,5 [% Cr],  $K$  — растворимость азота

в железе при давлении  $1^{*} атм$ ), если считать  $n = 0,5$ . На самом деле могут быть отклонения от закона Сивертса, в частности, в работе [39]  $n = 0,7$ . При концентрации азота  $0,192\%$  и выше удаление азота происходит только путем образования пузырьков; такие высокие концентрации в практике вакуумной металлургии не встречаются.

Более заметно удаляется азот при кипении стали в ковше или в вакуумной печи. Пузырьки окиси углерода перемешивают металл, способствуя ускорению диффузионного выделения азота. Образование пузырьков СО обеспечивает выделение азота в эти готовые пузырьки и поэтому равновесное давление азота меньше рассчитанного выше. Так, например, при вакуумировании кипящей стали, по данным Л. М. Новика и А. М. Самарина, снижение концентрации азота составляло даже при давлении  $0,65—2,66 \text{ кн/м}^2$  ( $5—20 \text{ мм рт. ст.}$ )  $38,5\%$ , а при вакуумировании спокойной рельсовой стали  $10—15\%$ , несмотря на то, что давление в камере было ниже  $300—1300 \text{ н/м}^2$  ( $2—10 \text{ мм рт. ст.}$ ).

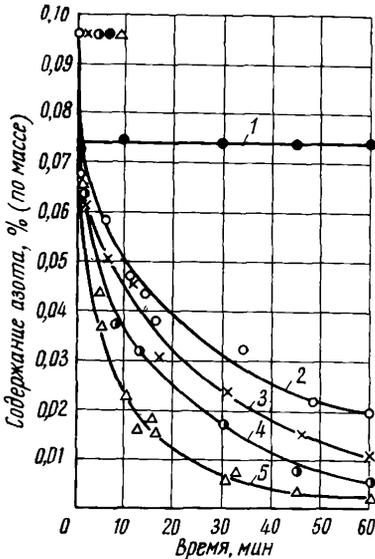


Рис. 37. Удаление азота из расплава железа с  $20\%$  Сг в вакууме при различных температурах и давлениях:

- 1 —  $1600^\circ \text{C}$ ; садка  $150 \text{ г}$ ;  $P = 13,3 \text{ кн/м}^2$  ( $100 \text{ мм рт. ст.}$ );
- 2 —  $1550^\circ \text{C}$ ; садка  $150 \text{ г}$ ;  $P = 10^{-2} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-4} \text{ мм рт. ст.}$ );
- 3 —  $1600^\circ \text{C}$ ; садка  $450 \text{ г}$ ;  $P = 10^{-2} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-4} \text{ мм рт. ст.}$ );
- 4 —  $1600^\circ \text{C}$ ; садка  $150 \text{ г}$ ;  $P = 10^{-2} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-4} \text{ мм рт. ст.}$ );
- 5 —  $1650^\circ \text{C}$ ; садка  $150 \text{ г}$ ;  $P = 10^{-2} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-4} \text{ мм рт. ст.}$ ).

При исследовании кинетики выделения азота из сплавов железа с хромом и железом с хромом и никелем в вакууме установлено, что с повышением температуры процесс деазотизации значительно ускоряется. На рис. 37 приведены кинетические кривые удаления азота. В сплаве железа с хромом повышение температуры с  $1550$  до  $1650^\circ \text{C}$  после  $60 \text{ мин}$  выдержки понижало содержание азота с  $0,02$  до  $0,002\%$ . Понижение парциального давления азота над металлом положительно влияет на ускорение процесса удаления азота (см. кривые 1 и 4 рис. 37). Было установлено, что заметное влияние снижения давления на скорость процесса деазотизации проявляется только до  $13 \text{ н/м}^2$  ( $0,1 \text{ мм рт. ст.}$ ); дальнейшее снижение давления до  $10 \text{ н/м}^2$  ( $10^{-4} \text{ мм рт. ст.}$ ) не оказывает заметного воздействия на скорость удаления азота.

Процесс деазотизации ускоряется также и при увеличении удельной поверхности металла в тигле. Основное количество

азота удаляется в первые 8—12 мин выдержки металла в вакууме.

С целью определения порядка реакции деазотизации и выяснения механизма удаления азота кинетические кривые удаления азота были подвергнуты графическому дифференцированию. На рис. 38 приведены данные для железохромистого сплава при температуре 1600°С и давлении 0,01 н/м<sup>2</sup> (10<sup>-4</sup> мм рт. ст.). Левые ветви кривых имеют прямолинейный характер, что позволяет сделать заключение о том, что скорость реакции подчиняется уравнению первого порядка и, следовательно, лимитирующим звеном процесса является диффузия в этот период плавки.

Такой же характер имеют и все остальные экспериментальные кривые. Прямолинейный характер зависимости скорости от концентрации приобретает примерно после 10-мин выдержки жидкого металла в вакууме.

Представление данных, соответствующих первому периоду плавки, в координатах скорости — квадрат концентрации азота показало наличие прямолинейной зависимости. Однако мы отказались от рассмотрения этого периода плавки, который считали периодом неустановившегося режима, и не подвергали его соответствующей обработке.

В первый период концентрация азота быстро снижается до 0,02—0,05%, скорость дегазации велика. В последующем удаление азота замедляется, но именно от протекания этой стадии процесса зависит получение наиболее низких остаточных концентраций азота в соответствии с термодинамическими равновесными значениями. Для расчета диффузионных характеристик процесса удаления азота воспользуемся приведенным выше уравнением (4):

$$\ln \frac{N_0 - N_{\text{п}}}{N - N_{\text{п}}} = \frac{DF}{\delta V} \tau,$$

где  $N_0$  — начальная концентрация азота;

$N_{\text{п}}$  — концентрация насыщения азота при данном давлении;

$N$  — концентрация азота в момент времени  $\tau$ ;

$D$  — коэффициент диффузии азота в расплаве, см<sup>2</sup>/сек;

$\delta$  — толщина диффузионного слоя, см;

$F$  — поверхность раздела, см<sup>2</sup>;

$V$  — объем расплава, см<sup>3</sup>.

Концентрация насыщения азота в данном сплаве на поверх-

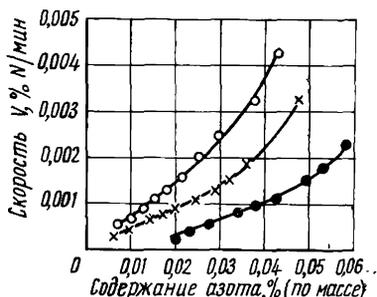


Рис. 38. Зависимость скорости удаления азота из сплава Fe—20% Cr от его концентрации: ○ — 1650°С; × 1600°С; давление 10<sup>-2</sup> н/м<sup>2</sup> (10<sup>-4</sup> мм рт. ст.); ● — 1550°С, садка 150 г

ности при давлении  $0,01 \text{ н/м}^2$  ( $10^{-4} \text{ мм рт. ст.}$ ) должна быть равна  $1,01 \cdot 10^{-4} \%$ . Если пренебречь этой величиной, получим

$$\ln \frac{N_0}{N} = \frac{DF}{\delta V} \tau.$$

По результатам опытных плавок построены графики зависимости  $\ln \frac{N_0}{N}$  от  $\tau$  для сплавов железо — хром и железо — хром — никель (рис. 39). Тангенс угла наклона прямых представляет собой константу скорости реакции, он равен  $\frac{DF}{\delta V}$ . Из этой величины нетрудно рассчитать коэффициент массопереноса. Расчеты константы скорости и коэффициента массопереноса азота в жидком расплаве показали следующую зависимость этих величин от температуры (для сплава железа с 18% хрома):

Константа скорости, $\text{сек}^{-1}$	Коэффициент массопереноса $\frac{D}{\delta}$
1550° С — $4 \cdot 10^{-4}$	$1,86 \cdot 10^{-4}$
1600° С — $6,3 \cdot 10^{-4}$	$2,93 \cdot 10^{-4}$
1650° С — $9,67 \cdot 10^{-4}$	$4,5 \cdot 10^{-4}$

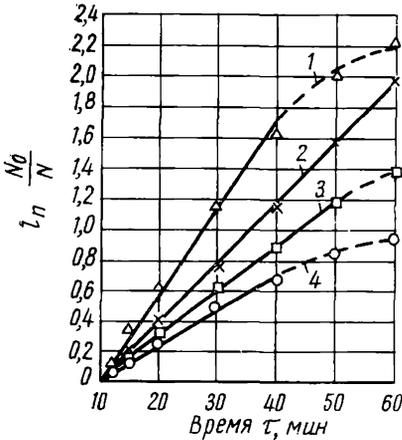


Рис. 39. Зависимость  $\ln \frac{N_0}{N}$  от времени в сплаве Fe—20% Cr (масса металла 150 г):

$N_0$  — исходное содержание азота;  $N$  — в момент времени  $\tau$ ;  $1 - P = 10^{-2} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-4} \text{ мм рт. ст.}$ ), 1650° С; 2 — то же, 1600° С; 3 — то же, 1550° С; 4 — то же, 1600° С, масса металла 450 г

В работе [40] коэффициент массопереноса был установлен для плавки в вакуумной индукционной печи равным  $1,8 \times 10^{-2} \text{ см/сек}$ , и если принять  $D_N = 1,0 \cdot 10^{-4} \text{ см}^2/\text{сек}$  [34], то величина  $\delta$  равна  $0,56 \cdot 10^{-2} \text{ см}$ .

Если принять порядок значений коэффициентов диффузии равным  $1 \cdot 10^{-4} \text{ см}^2/\text{сек}$ , то для наших опытов величина  $\delta$  составляет 1—0,1 см. Достаточно высокие значения могут быть объяснены тем, что опытные плавки проводили в печи сопротивления при спокойном состоянии металла, когда роль переноса вещества потоками металла уменьшается, а толщина диффузионного слоя возрастает. Для индукционной плавки в условиях перемешивания металла толщина диффузионного слоя должна быть

меньше. Поэтому перемешивание ванны электромагнитными силами, выделяющимися пузырьками других газов, в том числе инертными газами, которыми продувается ванна, увеличение

удельной поверхности металла способствует повышению скорости удаления азота из металла.

Исследование выделения азота из железа [33] показало, что величина константы скорости в спокойном расплаве равна  $1,87 \cdot 10^{-3} \text{ сек}^{-1}$ , а в кипящем  $9,1 \cdot 10^{-3} \text{ сек}^{-1}$ . На скорость удаления азота оказывает большое влияние содержание кислорода; не изменяя термодинамических параметров процесса растворения азота в металлах, кислород значительное воздействие оказывает на кинетику удаления азота из жидкого металла.

В работе [41] для концентрации кислорода 0,002% получили константу скорости процесса удаления азота  $5,7 \cdot 10^{-4} / \text{сек}$ . При удельной поверхности  $5,7 \cdot 10^{-2} \text{ см}$  коэффициент массопереноса равен  $10^{-2} \text{ см/сек}$  и толщина диффузионного слоя 0,01 см. При содержании кислорода 0,02% константа скорости равна  $1,93 \cdot 10^{-4} \text{ сек}^{-1}$ , т. е. в три раза меньше, а толщина диффузионного слоя составляет 0,03 см. В другом исследовании [42] установлено, что при концентрации кислорода 0,001—0,02%  $D/\delta = 5 \cdot 10^{-3} \text{ см/сек}$ , а при содержании кислорода 0,15—0,24%  $D/\delta = 4 \cdot 10^{-4} \text{ см/сек}$ . Дж. Эллиот считает, очевидно, правильно, что при содержании кислорода выше 0,03% решающее значение имеет адсорбционно-химическое звено дегазации: при низком содержании кислорода лимитирующим является диффузионный режим.

#### *Продувка жидкого металла газом в вакууме*

Как было показано выше, образование пузырьков газа водорода и азота, выделяющихся из жидкого металла, в объеме жидкого металла маловероятно; пузырьки должны образовываться на подине ковша или плавильного тигля. Весьма привлекательным с точки зрения повышения интенсивности зарождения пузырей в металле является продувка металла инертным газом через пористую фурму или пористую пробку, вставляемую в дно тигля ковша. Появление готовых пузырей, во-первых, перемешивает металл, во-вторых, поставляет готовую газовую фазу, в которую могут выделяться растворенные в металле газы.

Во многих исследованиях применяли продувку металла аргоном в вакуумной индукционной печи для интенсификации удаления водорода и азота. При продувке скорость удаления газа возрастает, причем эффект дегазации увеличивается при уменьшении диаметра отверстий в насадке, т. е. при образовании большего числа мелких пузырьков аргона.

#### **ДЕСУЛЬФУРАЦИЯ В ВАКУУМЕ**

Исследования показали, что при выплавке металла в вакуумных печах не происходит заметного удаления серы. Для существенного снижения концентрации серы путем испарения необхо-

димо проводить плавку при остаточном давлении ниже  $0,1 \text{ н/м}^2$  ( $0,001 \text{ мм рт. ст.}$ ) и выдерживать жидкий металл длительное время. При исходном содержании серы около  $0,02\%$  после трехчасовой выдержки металла в вакуумной индукционной печи при остаточном давлении  $10^{-3} \text{ н/м}^2$  ( $10^{-5} \text{ мм рт. ст.}$ ) концентрация ее снижается до  $0,01\%$  [43].

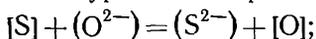
Плавка в дуговой вакуумной печи также не приводит к заметному уменьшению содержания серы в металле; при переплаве шарикоподшипниковой стали содержание серы снижается на  $20\text{—}35\%$  в зависимости от величины остаточного давления. Более интенсивно и полно удаляется сера из металла с высоким содержанием углерода и кремния, поскольку оба этих элемента повышают активность серы в железе.

Опыты показали возможность проведения десульфурации чугуна в вакууме [44]. Так, после  $20\text{-мин}$  выдержки при давлении  $1 \text{ н/м}^2$  ( $10^{-2} \text{ мм рт. ст.}$ ) содержание серы в чугуне снижалось с  $0,2$  до  $0,09\%$  при содержании кремния  $0,60\%$ ; при концентрации кремния  $2,0\%$  за  $15 \text{ мин}$  содержание серы снижалось до  $0,066\%$ . При совместном присутствии в чугуне  $2,0\%$  Si и  $0,84\%$  Mn за  $15 \text{ мин}$  выдержки в вакууме содержание серы снижалось с  $0,20$  до  $0,017\%$ . Подобное влияние марганца объясняется А. Ю. Поляковым возможным удалением сульфида марганца из железа путем его всплывания.

Применение шлакообразующих в вакуумных процессах позволяет значительно облегчить процесс десульфурации стали. В работе [45] стенки тигля вакуумной индукционной печи обмазывали пастой из свежегашеной извести. После плавки при давлении  $0,25 \text{ н/м}^2$  ( $0,002 \text{ мм рт. ст.}$ ) содержание серы снизилось с  $0,03$  до  $0,002\text{—}0,003\%$ . В работе [46] на поверхность жидкого металла перед вакуумированием его в вакуумной индукционной печи давали смесь извести и плавикового шпата; содержание серы уменьшалось с  $0,03$  до  $0,01\%$ , а степень десульфурации достигала  $80\%$ .

В работе [47] шлаковую смесь для десульфурации шарикоподшипниковой стали давали на дно тигля под слой металлической заковки. В результате выдержки в течение  $15\text{—}30 \text{ мин}$  при остаточном давлении  $3 \text{ н/м}^2$  ( $0,02 \text{ мм рт. ст.}$ ) содержание серы снижалось с  $0,02\text{—}0,03\%$  до  $0,002\text{—}0,005\%$ , степень десульфурации достигала  $83\text{—}90\%$ .

При использовании шлака перенос серы из жидкого металла в шлак можно записать уравнением реакции:

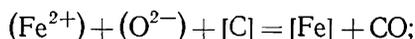


$$K = \frac{a_{(\text{S}^{2-})} \cdot a_{[\text{O}]}}{a_{[\text{S}]} \cdot a_{(\text{O}^{2-})}}.$$

Эта реакция протекает без участия газовой фазы, а потому значения активностей компонентов, входящих в уравнение констан-

ты равновесия, не зависит от давления в рабочем пространстве.

Жидкий металл, особенно сталь, всегда содержит углерод. Во время плавки или обработки жидкого металла в вакууме равновесие реакции взаимодействия углерода и кислорода смещается в направлении образования газообразного продукта реакции, т. е. окиси углерода. В условиях вакуумной плавки присутствие углерода в металле должно способствовать не только раскислению металла, но и снижению содержания закиси железа в шлаке:



$$K = \frac{p_{\text{CO}}}{a_{(\text{Fe}^{2+})} \cdot a_{(\text{O}^{2-})} \cdot a_{[\text{C}]}}; \quad a_{(\text{Fe}^{2+})} = \frac{1}{K} \cdot \frac{p_{\text{CO}}}{a_{(\text{O}^{2-})} \cdot a_{[\text{C}]}}.$$

После достижения низких значений активности катиона железа в шлаке ( $\text{Fe}^{2+}$ ), при которых железо перестает принимать участие в реакции, дальнейшее взаимодействие углерода с кислородом в условиях вакуумной плавки может осуществляться только путем компенсации возникающей убыли отрицательных зарядов в шлаке переносом в шлак анионов серы.

Таким образом, реакция взаимодействия углерода и кислорода должна сопровождаться десульфурацией металла:



$$K = \frac{a_{(\text{S}^{2-})} \cdot p_{\text{CO}}}{a_{[\text{S}]} \cdot a_{(\text{O}^{2-})} \cdot a_{[\text{C}]}} = L_S \frac{p_{\text{CO}}}{a_{(\text{O}^{2-})} \cdot a_{[\text{C}]}};$$

$$L_S = K \frac{a_{(\text{O}^{2-})} \cdot a_{[\text{C}]}}{p_{\text{CO}}},$$

где  $L_S$  — коэффициент распределения серы между металлом и шлаком.

Из последнего соотношения следует, что применение шлаковых смесей открывает перспективу значительного повышения эффективности десульфурации в вакууме. При прочих равных условиях (температура, состав шлака, содержание углерода в металле), понижение давления должно вызывать смещение равновесия реакции в направлении возрастания величины  $L_S$  и поэтому удаление серы в вакууме должно протекать с большей полнотой, чем при атмосферном давлении.

Как видно из рис. 40, в плавках, проведенных в вакуумной индукционной печи с добавками шлака на дно тигля, по сравнению с плавками, проведенными при атмосферном давлении, особенно в случае низкоуглеродистого и среднеуглеродистого железа, сера удаляется значительно полнее. Анализ соответствующих шлаков показал, что в случае плавки в вакууме содержание закиси железа в шлаке значительно ниже, чем в случае плавки

под атмосферным давлением. Минимальное содержание закиси железа в шлаках при вакуумной плавке составляет 1,22—1,86%.

На рис. 41 показано влияние содержания закиси железа в шлаках на коэффициент распределения серы между металлом и шлаком. Значения коэффициента распределения серы в вакуумных плавках выше, чем в плавках при атмосферном давлении.

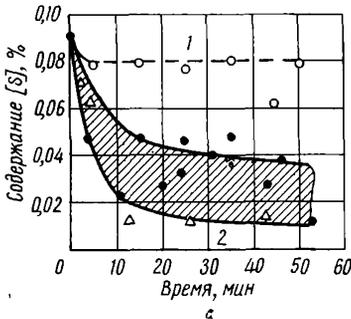
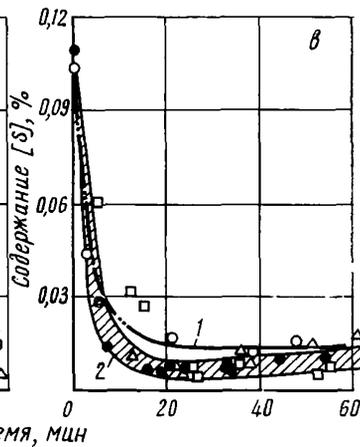
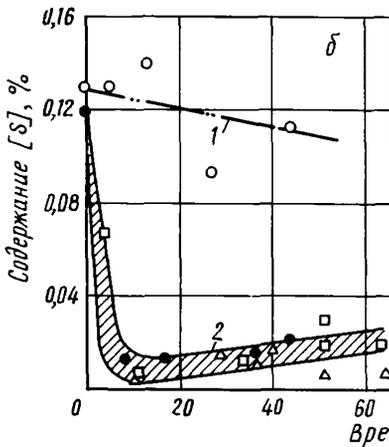


Рис. 40. Изменение содержания серы в металле по ходу плавки: а — железо с 0,035% С; б — то же, с 0,41% С; в — то же, с 1,19% С; 1 — плавки при атмосферном давлении; 2 — плавки в вакууме



Из сопоставления данных по изменению содержания серы в металле в течение 20-мин выдержки были подсчитаны средние значения степени десульфурации металла (рис. 42) по уравнению

$$\alpha = \frac{[\% S]_{\text{исх}} - [\% S]_{20\text{-мин}}}{[\% S]_{\text{исх}}} \cdot 100\%.$$

Различия в степени десульфурации металла с содержанием углерода в шихте 0,035% при плавке его под шлаком в вакууме или при атмосферном давлении составляют 77 и 13% соответственно; для стали с 1,19% С эти различия невелики — 95 и 84%. Это объясняется тем, что при высоком содержании углерода в

металле шлаки характеризуются низким содержанием FeO; при этом давление в печи не оказывает заметного влияния на окисленность шлака. При содержании углерода в стали менее 0,5% в вакуумных плавках концентрация закиси железа в шлаке меньше, чем в шлаке плавков, проведенных при атмосферном давлении. Высокая степень десульфурации в вакуумных плавках достигается быстро и не требует длительной выдержки металла в вакууме. Введение шлака на дно тигля под шихту обеспечивает эффективную десульфурацию металла уже в период плавления, когда величина поверхности шлак — металл мак-

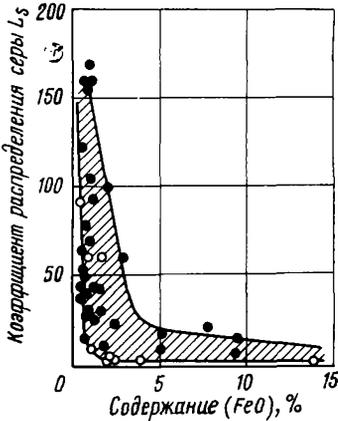


Рис. 41. Влияние закиси железа, содержащегося в шлаке, на коэффициент распределения серы между шлаком и металлом:  
● — плавки в вакууме; ○ — плавки в атмосфере азота

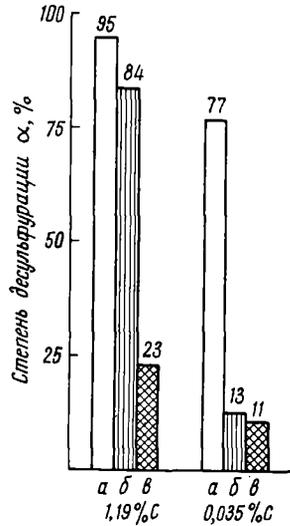


Рис. 42. Степень десульфурации при использовании шлака в вакууме:  
а — плавки в вакууме со шлаком; б — плавки со шлаком в атмосфере азота; в — плавки в вакууме без шлака

симальна, а содержание закиси железа в шлаке минимальное. Время выдержки жидкого металла после расплавления шихты, по-видимому, не должно превышать 15—25 мин.

В работе [48] исследовали возможности испарения серы из кремнистой стали в виде SiS по реакции



изменение свободной энергии которой

$$\Delta Z^\circ = 36500 - 8,91T;$$

в чугунах с 2,0% Si и 3% C  $f_{\text{Si}}^{\text{Si}} = 1,35$  и  $f_{\text{S}}^{\text{C}} = 5,25$ , тогда  $p_{\text{SiS}} = 1,23 \cdot 10^{-1} [\% \text{ S}] \text{ мм рт. ст.}$  для 1400°С и  $p_{\text{SiS}} = 4,08 \cdot 10^{-1} [\% \text{ S}] \text{ мм рт. ст.}$  для 1600°С.

## ИСПАРЕНИЕ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ЖИДКОГО МЕТАЛЛА

Испарение примесей из жидкого металла должно проходить по схеме, рассмотренной нами в разделе дегазации металла. Можно исключить лишь стадию химической реакции — молиза-цию.

Испарение компонентов из жидкого металла зависит от активности компонента в растворе, упругости пара компонента над раствором и от давления в газовой фазе над раствором.

Упругость пара компонента над раствором определяется законом Генри:

$$c_i = r p_i.$$

Упругости паров важнейших компонентов и примесей сталей и сплавов при 1600° С приведены в табл. 22.

Таблица 22  
Упругость паров элементов в чистом виде  
и в 1%-ном растворе при 1600° С

Элемент	Упругость пара, н/м <sup>2</sup> (мм рт. ст.)	
	в чистом виде	в 1%-ном растворе
Cr	270 (2)	0,2 (1,7 · 10 <sup>-3</sup> )
Si	26 (0,2)	0,45 (3,5 · 10 <sup>-3</sup> )
Fe	13 (0,1)	—
Mn	2660 (20)	33 (0,25)
Cu	66 (0,5)	0,12 (9 · 10 <sup>-3</sup> )
Sn	800 (6)	0,65 (4,7 · 10 <sup>-3</sup> )
Pb	6,6 · 10 <sup>4</sup> (500)	117 (0,88)
Sb	1,3 · 10 <sup>5</sup> (1000)	—
Bi	1,5 · 10 <sup>5</sup> (1150)	—
Mg	10 <sup>6</sup> (10 <sup>4</sup> )	—
Zn	5 · 10 <sup>6</sup> (4 · 10 <sup>4</sup> )	—

Предположим, что наиболее медленными ступенями, лимитирующими весь процесс, являются диффузия и испарение с поверхности. Рассмотрим удаление примеси в соответствии с моделью Маклина.

Перенос через диффузионный слой определяется уравнением

$$\frac{dc}{dt} = \frac{F}{V} 2 \sqrt{\frac{Du}{\pi l}} (c_n - c),$$

где  $c$  — концентрация в объеме металла;

$F$  — площадь поверхности металла;

$V$  — объем металла;

$c_n$  — концентрация на поверхности;

$D$  — коэффициент диффузии;

$u$  — скорость потока на поверхности ( $u = \frac{l}{\tau}$ , где  $l$  может быть обозначено как радиус тигля или как расстояние между точками подвода и отвода вещества с поверхности).

Испарение с поверхности может быть рассчитано по формуле Лангмюра — Кнудсена

$$П_2 = \alpha p^\circ \gamma N \sqrt{\frac{M}{2\pi RT}} \text{ г/(см}^2 \cdot \text{сек)},$$

где  $p^\circ$  — упругость пара элемента при данной температуре;

$N$  — молярная доля элемента на поверхности;

$\gamma$  — коэффициент активности элемента в расплаве;

$\alpha$  — коэффициент конденсации;

$M$  — молекулярный вес;

$П_2$  — скорость испарения.

Эта формула применима к молекулярному режиму испарения, который возникает в случае, когда длина свободного пробега атомов в паровой фазе больше размеров испарителя и столкновениями атомов в паровой фазе можно пренебречь; такие условия создаются при небольших скоростях испарения и низких давлениях над металлом.

Как видно из формулы, скорость испарения не зависит от давления над поверхностью, а определяется энергией поверхностных частиц или температурой испарения. Однако при наличии над жидким металлом газа при давлении  $p$  испаряющиеся частицы претерпевают соударения с частицами газа и возвращаются на поверхность испарения, поэтому скорость переноса вещества с поверхности всегда меньше скорости испарения с поверхности.

Коэффициент испарения  $\alpha$  представляет собой отношение числа конденсирующихся на поверхности частиц к числу частиц, столкнувшихся с поверхностью; предельное значение коэффициента  $\alpha = 1$ .

При равновесии диффузия вещества должна уравниваться испарением:  $П_1 = П_2$ . Если обозначить

$$2 \frac{F}{V} \sqrt{\frac{Du}{\pi l}} = K_1,$$

то 
$$\alpha p^\circ \sqrt{\frac{M}{2\pi RT}} = K_2 \text{ и } c_n = \gamma N,$$

$$K_1(c - c_n) = K_2 c,$$

откуда

$$c_n = \left( \frac{K_1}{K_1 + K_2} \right) c.$$

Таким образом, поверхностная концентрация является фиксированной долей концентрации в объеме металла.

В работе [49] рассчитали отношение  $c_{\text{п}}/c$ , считая  $\alpha = 1$  из соотношения  $\frac{c_{\text{п}}}{c} = \frac{K_1}{K_1 + K_2}$  для испарения Mn, Cu, Cr, Al, Fe.

Данные расчета приведены в табл. 23.

Таблица 23

Поверхностные концентрации элементов в стали при давлении  $0,2 \text{ н/м}^2$  (0,002 мм рт. ст.) при температуре 1560—1580°C

Элемент	$p^\circ, \text{ н/м}^2$ (мм рт. ст.)	$\gamma$	$p^\circ \cdot \gamma, \text{ н/м}^2$ (мм рт. ст.)	$\frac{c_{\text{п}}}{c}$
Mn	4650 (34,7)	0,99	4570 (34,4)	0,22
Cu	86 (0,646)	9,5	817 (6,14)	0,49
Cr	19 (0,145)	1,0	19 (0,145)	0,95
Al	150 (1,120)	0,31	46,5 (0,35)	—
Fe	4,0 (0,03)	1,0	4,0 (0,031)	1,0

По величине отношения  $c_{\text{п}} : c$  можно судить о том, что лимитирует процесс переноса вещества.

Если  $c_{\text{п}}/c \rightarrow 1$ , то лимитирующим звеном является процесс испарения, если же  $c_{\text{п}}/c \rightarrow 0$ , то лимитирующей стадией является диффузия.

Авторы предполагали, что процесс испарения зависит и от испарения, и от диффузии, а коэффициент испарения всего процесса определяется из соотношения

$$K = \frac{K_1 K_2}{K_1 + K_2}.$$

При более высоких давлениях газа над металлом величина давления оказывает влияние на скорость испарения. В этих условиях решающим звеном процесса является перенос атомов через слой газа, примыкающий к поверхности металла.

При исследовании испарения свинца и висмута из жаропрочного сплава было установлено [50], что испарение этих примесей подчиняется уравнению реакции первого порядка. Константа скорости испарения для свинца и висмута до давления  $0,33 \text{ н/м}^2$  (0,025 мм рт. ст.) остается постоянной —  $0,6 \div 0,7 \text{ сек}^{-1}$ ; при повышении давления до  $53 \text{ н/м}^2$  (0,4 мм рт. ст.) значение константы уменьшается. Это подтверждает то положение, что при низких давлениях испарение зависит лишь от подвода атомов свинца и висмута к испаряющей поверхности и испарения их в газовую фазу.

Расчет концентрации примеси в поверхностном слое показал, что для свинца  $c_{\text{п}}/c = 0,067$ , а для висмута  $c_{\text{п}}/c = 0,025$  и, следовательно, процесс испарения этих примесей лимитируется

диффузией, которая усиливается при нагреве. Повышение температуры на  $80^\circ\text{C}$  увеличивает скорость испарения свинца в 1,6 раза, а висмута — в 1,2 раза.

Для оценки испарения М. Оллетт предложил коэффициент

$$\alpha = \frac{\gamma_i}{\gamma_{\text{Fe}}} \cdot \frac{p_i^0}{p_{\text{Fe}}^0} \sqrt{\frac{M_{\text{Fe}}}{M_i}},$$

где  $\gamma_i$  и  $\gamma_{\text{Fe}}$  — коэффициенты активности испаряющейся примеси и железа;

$p_i^0$  и  $p_{\text{Fe}}^0$  — парциальные давления пара примеси и железа в чистом состоянии;

$M_{\text{Fe}}$  и  $M_i$  — молекулярные веса.

Если  $\alpha > 1$ , концентрация компонента в расплаве уменьшается — он испаряется; если  $\alpha < 1$ , то происходит возрастание концентрации компонента в расплаве. Например, медь имеет  $\alpha = 65$ , сера — 30, а фосфор — 0,6. Фосфор испаряется только при высоких концентрациях кислорода (более 0,03%), если же она меньше 0,0151, то содержание фосфора возрастает.

Рассмотрим особенности испарения некоторых элементов.

**Медь.** Обычно в вакуумных плавках происходит значительное уменьшение концентрации меди, например с 0,33—0,50% до 0,031—0,169% через 1 ч и до 0,002—0,028% через 7 ч выдержки в вакууме.

**Мышьяк.** Испарение мышьяка из железа сопровождается большими потерями железа; так, испарение 50% мышьяка сопровождается потерей 20% железа.

**Марганец.** Испарение марганца из железных сплавов протекает с большой скоростью. При переплаве отходов нержавеющей стали за 60 мин содержание марганца уменьшилось с 1,3% до 0,30% — на 77,5%. Испарение марганца особенно заметно, если давление в печи ниже 2,6—9,3 н/м<sup>2</sup> (0,02—0,07 мм рт. ст.) и концентрация его в сплаве превышает 0,5%. Испарение марганца отмечается во всех вакуумных плавильных агрегатах и при вакуумной обработке стали.

**Хром.** Потери хрома не столь велики, как марганца, но их следует учитывать при переплаве или выплавке хромистых сплавов. Так, при переплаве хромистой стали концентрация хрома понизилась с 19,7 до 19,0% за 60 мин, т. е. относительное уменьшение хрома составило 7,9%.

**Молибден, вольфрам, тантал.** Упругости паров этих компонентов весьма низки, испарения их из жидкого металла в вакууме не происходит; заметные потери этих элементов могут быть только в случае повышенного содержания кислорода и образования их окислов. Окислы молибдена или вольфрама весьма летучи, окислы тантала нелетучи, но они могут впитываться стенками тигля, переходить в окисную пленку, в результате чего содержание тантала будет снижаться.

**Титан и алюминий.** В вакууме не происходит заметного испарения этих элементов из состава сплавов, за исключением случая окисления сплава при повышенном содержании кислорода в металле. Окислы титана и алюминия могут всплывать из металлической ванны и таким образом содержание этих компонентов может значительно снизиться. Так, при переплаве отходов нержавеющей стали [51] при давлении 0,02% мм рт. ст. терялось до 50% титана из-за сильного окисления металла, в результате которого содержание кислорода повышалось до 0,028%. Нами было показано, что переплав отходов стали IX18N9T с 0,40% Ti без насыщения металла кислородом не приводит к уменьшению содержания титана.

**Никель.** Содержание никеля после вакуумной плавки остается без изменения или незначительно возрастает вследствие испарения других компонентов.

**Кремний.** Сведения по испарению кремния весьма противоречивы. Винклер при давлении 0,1 н/м<sup>2</sup> (10<sup>-3</sup> мм рт. ст.) и коротких выдержках (до 15 мин) не наблюдал заметного повышения содержания кремния; Фишер и Гоффман при длительных выдержках до 7 ч установили некоторое снижение содержания кремния в металле. Основное влияние на изменение концентрации кремния в исследуемом металле имеет состав футеровки тигля или ковша, в которых находится жидкий металл в вакууме.

Нами также не было замечено изменения содержания кремния при концентрации его в стали от 0,4 до 1,0% за время выдержки 90 мин. Поскольку все огнеупорные материалы в большей или меньшей степени содержат кремнезем, то в результате восстановления кремнезема, как это было показано выше, кремний переходит в металл.

## Г Л А В А V. ПЛАВКА В ВАКУУМНЫХ ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧАХ

Принцип работы вакуумных индукционных печей заключается в том, что в вакуумной камере в огнеупорном тигле при помощи высокочастотного индуктора расплавляют твердую шихту в виде отходов специальной заготовки, чистых металлов и ферросплавов и рафинируют жидкий металл; работают печи и на жидкой садке.

Преимущества вакуумной индукционной плавки заключаются в следующем:

1) глубокая дегазация металла, флотация и удаление неметаллических включений благодаря длительной выдержке жидкого металла в вакууме и перемешиванию его;

2) удаление примесей летучих компонентов благодаря высокой температуре, низкому давлению и длительной выдержке металла в печи;

3) возможность выплавки сплавов самых сложных составов практически из любых шихтовых материалов;

4) высокая производительность;

5) возможность производства сложных отливок, в том числе центробежным литьем.

Недостатки метода:

1) контакт жидкого металла в вакууме с огнеупорной футеровкой тигля, что снижает рафинирующий эффект плавки в вакууме, приводит к загрязнению металла;

2) невысокая стойкость тиглей, ухудшающая условия работы печей и их технико-экономические показатели;

3) сложность установок и большие размеры.

В настоящее время емкость вакуумных индукционных печей (ВИП) достигает 30 т по жидкой завалке, при этом в печь заливают жидкий металл, выплавленный в обычном сталеплавильном агрегате.

По своей емкости вакуумные индукционные печи можно разделить на лабораторные печи до 20—25 кг, полупромышленные установки до 100 кг и промышленные печи емкостью выше 100 кг.

Вакуумная индукционная плавильная установка состоит из индукционной катушки с тиглем, герметичного корпуса — плавильной камеры, вакуумной откачной системы, источника питания током высокой частоты, вспомогательных устройств для ведения плавки и контроля процесса, приспособлений для разлива металла.

По методу работы ВИП разделяются на печи периодического и печи полунепрерывного действия.

В печах периодического действия после каждой плавки необходимо разгерметизировать корпус печи, чтобы заменить изложницу со слитком или форму с отливкой новой изложницей или формой, загрузить тигель шихтой.

Печи полунепрерывного действия позволяют проводить подряд без открывания корпуса несколько плавков; максимальное число плавков определяется стойкостью тигля. В этих печах смена изложниц производится при помощи шлюзового приспособления, имеющего шибер, который отсекает шлюз от корпуса печи, и наружную дверь; шлюз откачивается вакуумными насосами. Загрузку печи производят также через шлюзовое устройство, расположенное обычно над тиглем, соосно с ним; шихту помещают в корзине с откидным дном. Загрузочная камера отделена от плавильного корпуса шибером, а сверху закрыта крышкой и подсоединена к вакуумной системе. Печи полунепрерывного действия нашли широкое распространение в промышленности. Они имеют ряд преимуществ перед печами периодиче-

ского действия: во-первых, корпус печи в течение всей кампании тигля находится в вакууме и поэтому исключаются затраты времени для откачки печи от атмосферного до рабочего давления; во-вторых, повышается стойкость футеровки тигля, который термически работает более равномерно, так как перерывы между выпуском металла и загрузкой шихты уменьшаются и тигель не успевает быстро остыть; в-третьих, уменьшается возможность пропитывания стенок тигля окислами, которые образуются из остатков металла после выпуска сплава из печи при ее открывании, что благоприятствует уменьшению загрязнения металла.

Так, по данным ЧМЗ, содержание кислорода в нержавеющей стали следующим образом зависит от очередности плавов после открывания печи: плавка № 1 — 0,019% O<sub>2</sub>, плавка № 2 — 0,009%; № 3 — 0,009%; № 4 — 0,007%.

Поскольку для работы лабораторных печей производительность имеет подчиненное значение, а на первом месте стоит задача выплавки сплавов по различным технологиям, большинство лабораторных печей периодического действия.

### ЛАБОРАТОРНЫЕ ПЕЧИ

На рис. 43 показаны наиболее типичные конструкции лабораторных вакуумных индукционных печей с кварцевыми корпусами. В этих печах индуктор вынесен за пределы вакуумного корпуса, что позволяет значительно уменьшить объем вакуумной плавильной камеры. Корпус изготавливается из прозрачного кварца, в некоторых конструкциях стенки имеют водяное охлаждение, которое улучшает стойкость кварцевой колбы, уменьшает растрескивание кварца. Тигель с шихтой помещается внутри корпуса на подставке. Обычно используют готовые промышленные тигли, изготовленные методом литья из глинозема или двуокиси циркония. После окончания плавки металл застывает в тигле; при помощи некоторых приспособлений, например стопорного с отверстием в дне тигля, можно отливать из тигля в стоящую ниже изложницу порции металла. Как правило, емкость таких печей не превышает 0,5 кг. Достоинство этих печей заключается в простоте конструкции и удобстве изготовления; их часто используют в газоанализационных установках. Однако кварцевые корпуса хрупки, требуют бережного обращения, в печах трудно отливать слитки. При давлении внутри печи 1,3—133 н/м<sup>2</sup> (0,01—1,0 мм рт. ст.) возникает тлеющий разряд, который затрудняет ведение плавки и поддержание необходимого температурного режима.

Для выплавки слитков массой от 5 до 20—30 кг применяются печи с металлическими корпусами.

Среди этих печей можно выделить, по крайней мере, три основных варианта конструкции.

1. Печи с вертикально расположенным корпусом, имеющим глухое дно и закрываемым сверху либо съемной крышкой, либо крышкой, поднимающейся гидравлическим приводом и отворачиваемой в сторону, либо крышкой, откидывающейся на петле в сторону (рис. 44, а). Внутри корпуса эксцентрично по отношению к его оси расположен индуктор; изложница установлена перед индуктором на подставке или шарнирно прикреплена к носку тигля.

2. Печи с горизонтально расположенным корпусом. Корпус спереди закрыт крышкой, открываемой на петле в сторону; тигель может быть помещен как внутри корпуса на консоли, так и на открываемой крышке. Изложницы располагаются на опорном столе внутри корпуса (рис. 44, б).

3. Печи с откатывающимся корпусом. Тигель на консоли и опорных подшипниках прикреплен к стационарной плите — крышке, через которую проходит токоподвод и подсоединен патрубок откачной системы. Корпус на рельсах откатывается в сторону. Изложница расположена или на столе, помещенном в корпусе, или подвешивается к каркасу индуктора на шарнире, так что при наклоне индуктора она сохраняет все время строго вертикальное положение, обеспечивая тем самым центральное положение струи жидкого металла. В некоторых конструкциях откатывается крышка печи с тиглем.

Наиболее компактной является первая конструкция: она обеспечивает наибольшие удобства контроля за плавкой, т. е. измерения температуры, отбора проб и т. п. Недостатком ее является то, что индуктор закрывает корпус, который неудобно чистить между плавками; для полной очистки корпуса необходимо снимать тигель.

С этой точки зрения наиболее удобна третья конструкция — с откатывающимся корпусом, в которой обеспечен доступ со всех сторон к индуктору для его осмотра и подсоединения, а также имеется возможность чистить корпус и печь после каждой плавки. Недостатком является увеличенные размеры печи, связанные с необходимостью иметь место для отката корпуса; корпус имеет сравнительно большой диаметр и требует поэтому специальной рабочей площадки.

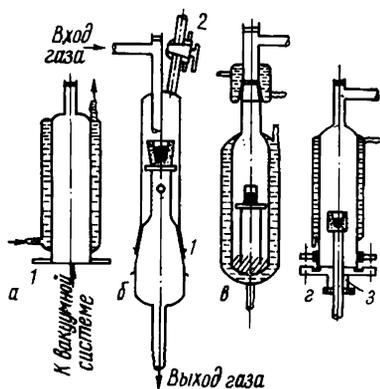
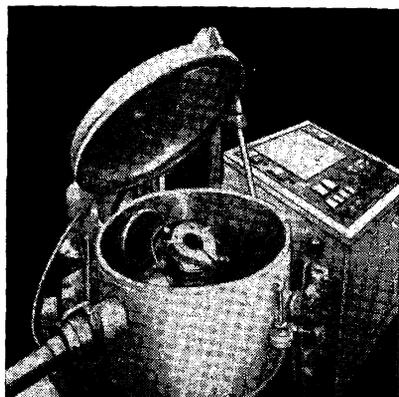


Рис. 43. Конструкции вакуумных индукционных печей с кварцевыми корпусами:

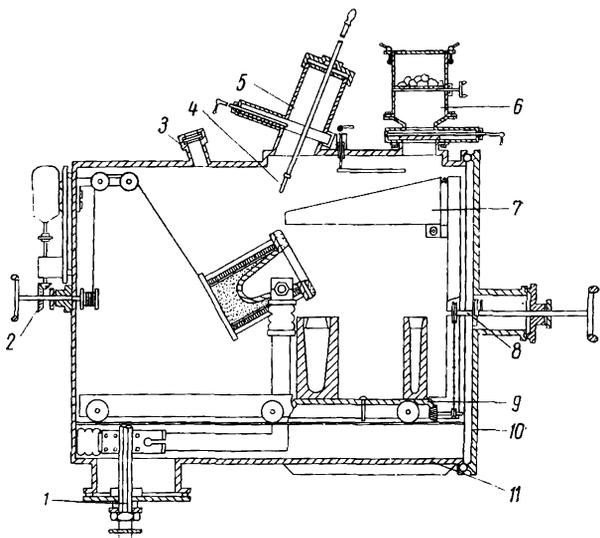
а — с нижним плоским фланцем; б — с нижним коническим шлифом; в — колба с пришлифованной головкой; г — корпус с прижимным фланцевым соединением; 1 — шлиф; 2 — кран для отбора проб; 3 — уплотнение типа Вильсон

Рассмотрим устройство отдельных узлов печи.

**Корпус.** Корпуса современных вакуумных **индукционных** печей изготавливают из листовой немагнитной нержавеющей ста-



*a*



*б*

Рис. 44. Вакуумные лабораторные печи с металлическими корпусами:

*a* — вертикальное расположение корпуса; *б* — горизонтальное расположение корпуса; 1 — подвод воды и тока; 2 — механизм разливки; 3 — смотровое окно; 4 — термопара или пробник; 5 — форкамера; 6 — дозатор; 7 — совок; 8 — механизм поворота опорного стола; 9 — поворотный стол; 10 — крышка печи; 11 — корпус печи

ли для уменьшения потерь на намагничивание. Желательно, чтобы внутри корпус был полированным, так как гладкая поверхность позволяет легко убирать с помощью щетки и пылесоса налеты конденсатов после вакуумной плавки. Вопросы очистки

корпуса от налета конденсатов весьма серьезны в связи с большим количеством налета и его пирофорностью (на одном из наших заводов конденсат удаляют при помощи гидросмыва). В месте разъема с крышкой корпус имеет приваренный фланец с канавками, в которые укладывается уплотнительное резиновое кольцо из шнура или резиновой трубки. Снаружи корпус имеет водяное охлаждение, выполненное либо в виде наваренной на корпус медной трубки, либо в виде водяной рубашки, состоящей из окружающей корпус сплошной обечайки. В первом случае интенсивность охлаждения меньше, но зато открыты все сварные соединения на поверхности корпуса; во втором случае достигается более полное охлаждение корпуса, но приходится или оставлять открытыми сварные швы, выполняя водяную рубашку секциями, либо изготавливать ее таким образом, чтоб при испытании печи на герметичность отыскивать течи изнутри корпуса и изнутри же их устранять путем, например, опрессовки рубашки охлаждения.

Механизм наклона тигля и токоподвод. В большинстве современных конструкций давно отказались от наклона тигля путем наклона всего корпуса печи с жесткозакрепленным внутри него тиглем. Такая конструкция требует сложного вакуумного поворотного уплотнения, диаметр которого должен соответствовать диаметру вакуумного откатного патрубка. Более предпочтительным является наклон тигля поворотом трубы, проходящей через небольшое поворотное уплотнение в рукаве, установленном в патрубке корпуса или крышки. На внешнем конце трубы находится привод наклона печи, на другом конце укреплен каркас индуктора с тиглем. В небольших печах привод поворота тигля ручной, в печах бóльшего размера имеется электромеханический привод с дистанционным управлением, который позволяет сталевару наблюдать за разливкой и управлять наклоном тигля. Внутри несущей трубы проходит токоподвод, состоящий либо из двух медных труб, расположенных одна в другой, либо из двух параллельных труб. Внутри труб токоподвода обычно протекает вода. Снаружи к электровыводам подходят гибкие водоохлаждаемые кабели.

В некоторых печах, особенно крупных, поворот тигля осуществляют при помощи троса или цепи, прикрепленных к каркасу индуктора и наматываемых на барабан; вал барабана выведен наружу через сальниковое уплотнение. Токоподвод осуществляется либо гибкими водоохлаждаемыми кабелями внутри печи, либо медными шинами с гибким участком и токонесущими подшипниками скольжения, в которых поворачиваются цапфы каркаса индуктора с присоединенными к ним выводами индуктора. Этот способ токоподвода имеет тот недостаток, что в вакуум вводятся резиновые коммуникации, которые, во-первых, являются источником дополнительного газовыделения, во-вторых, представляют опасность при выбросах металла из тигля.

Первый тип подвода тока и воды свободен от этих недостатков, но конструктивно более сложен из-за поворотного уплотнения. Весьма важным является возможность наклона тигля как в сторону слива металла, так и в противоположную сторону не менее чем на  $30^\circ$  для подмывания настелей и воротников, образующихся при бурном газовыделении из металла.

Расположение изложниц внутри печи зависит обычно от конструкции корпуса. При вертикальном расположении корпуса изложницы либо устанавливают на специальном поддоне под индуктором, либо подвешивают к носку тигля на цапфах. В печах с горизонтально расположенным корпусом и с откидной крышкой имеется возможность монтировать внутри печи поворотный стол, на котором устанавливают несколько изложниц; плавку разливают на мелкие слитки или проводят подряд несколько плавок. Такой стол позволяет организовать отливку кокилей для проб, например на неметаллические включения или для центробежной отливки.

Присадка легирующих и раскислителей. Для присадки легирующих и раскислителей — твердых добавок — вакуумные индукционные печи оборудуют дозаторами и загрузочными устройствами.

Дозаторы для присадки легирующих можно разделить на группы:

- а) дозаторы, находящиеся снаружи корпуса и отделенные от него шибером — дозаторы со шлюзом;
- б) дозаторы, находящиеся снаружи корпуса без шибера;
- в) дозаторы, находящиеся внутри корпуса печи.

Наиболее удобными являются дозаторы первого типа. Они сложнее других, но зато позволяют производить корректировку легирующих по ходу плавки, устранять повреждение в механизме дозатора и т. п. Эти дозаторы могут быть одноразового действия (рис. 45) или многократного. На тарелку внутри одноразового дозатора закладывают порцию легирующего, после от качки камеры открывают шибер и сбрасывают присадку в тигель, затем закрывают шибер, напускают воздух, открывают корпус дозатора и помещают в него следующую присадку. Недостаток такого дозатора — интервал времени между дачей отдельных присадок, если их нельзя совместить в один прием. Достоинство его в простоте и надежности. В шлюзовых дозаторах многократного действия в корпусе расположено несколько патронов с присадками. Дно у патронов поочередно откидывается при вращении всего набора, когда очередной патрон наезжает на отверстие в неподвижном поддоне, и шихта вываливается вниз в совок. Разновидностью этой конструкции является дозатор с неподвижными отделениями и вращающимся дном с секторным вырезом. Преимуществом дозатора такого типа является то, что не нужно перезаряжать его после каждой присадки легирующих, поэтому присадки можно вводить быстрее,

однако конструкция дозатора усложнена и часто происходит за- сорение и заедание вращающихся частей.

Еще в большей степени эти недостатки присущи дозаторам без шиберов — в этом случае заедание дозатора приводит к невозможности продолжать плавку по заданной технологии, так как приходится вскрывать печь для устранения повреждения.

Дозаторы, расположенные внутри корпуса печи, обычно представляют собой несколько ящичных емкостей, укрепленных на корпусе. Дно каждой емкости открывается индивидуально

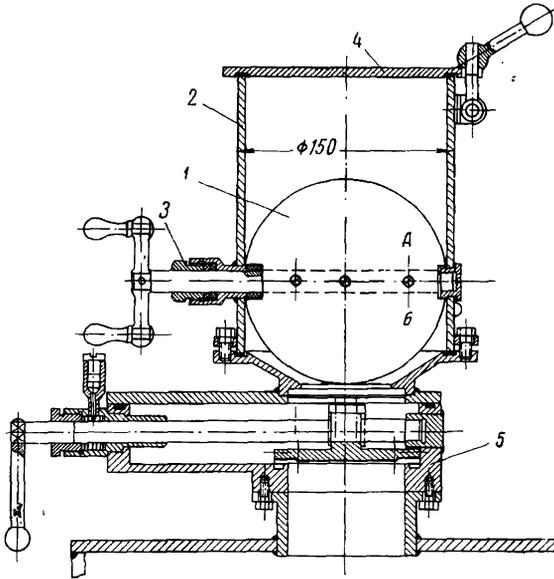


Рис. 45. Схема тарельчатого дозатора для вакуумной индукционной печи:

1 — тарелка; 2 — камера; 3 — рукоятка; 4 — крышка; 5 — шибер

или вся емкость опрокидывается. Эти дозаторы достаточно надежны, так как в них нет вращающихся частей, они компактны, но требуют дополнительного объема внутри корпуса печи и не позволяют заменять присаживаемые материалы по ходу плавки.

Для передачи материалов от дозатора к тиглю служит совок, располагаемый над тиглем таким образом, чтобы он не мешал наклону тигля. Совок необходим для того, чтобы куски легирующих не падали в тигель с большой высоты. Совок имеет внешний ручной привод для наклона. Вместо совка может быть использовано также устройство с промежуточной передаточной емкостью, которая принимает материал из дозатора, затем перемещается в корпусе печи и высыпает содержимое в тигель. Применяют и вибрационные питатели.

Наблюдение за плавкой. Наблюдение за плавкой осуществляют через смотровые окна с кварцевыми оптическими стеклами, выдерживающими высокие температуры или молибденовыми стеклами, выдерживающими нагрев до  $400^{\circ}\text{C}$ . Окно для наблюдения должно обеспечивать достаточно большой угол обзора, чтобы в него был виден верх тигля, край совка, через который поступают легирующие; через это же окно или другое необходимо обеспечить и возможность наблюдения за разливкой. Основная проблема смотровых окон — запыление их конденсатами примесей, испаряющихся из металла и осаждающихся на стеклах.

Для защиты окон от загрязнения используют различные средства. Наиболее простое — это установка перед стеклом глухого экрана, который отводят при наблюдении, или применение дополнительного шибера, который отделяет стекло от объема печи и позволяет сменить его или протереть во время плавки.

Более сложным методом защиты является установка перед стеклом вращающегося обтюратора со щелью и стеклянного диска, требующего высокоскоростного сальникового ввода и электродвигателя.

Более простым является установка в специальном плоском кармане перед гляделкой диска с защитными стеклами; при запылении защитного стекла поворачивают диск и устанавливают перед гляделкой новый незапыленный прозрачный экран.

Подобные устройства рекомендуются для печей периодического действия. Окна на печах непрерывного действия должны быть обязательно снабжены шиберами для смены и мойки стекла без открывания печи.

Осаживание шихты. Для осаживания шихты, сталкивания приварившихся к стенкам тигля кусков и пробивания мостов, образующихся над металлом вследствие его кипения, над тиглем устанавливают ломик. Ломик проходит через уплотнение в корпусе, которое должно обеспечить не только поступательное движение ломака, но и отклонение его от оси на угол до  $15\text{—}20^{\circ}$ , чтобы конец ломака мог свободно попадать в любую точку по окружности тигля или его воротника. В небольших печах ломик может быть сплошным, в печах большого размера ломик необходимо делать с водяным охлаждением.

Отбор проб. Для отбора проб над тиглем имеется шлюзовое устройство с камерой и крышкой с сальниковым уплотнением, позволяющим опускать в печь штангу с пробницей на конце и менять пробницу, не открывая печи (рис. 46). К концу штанги крепится либо кварцевая пробирка с отверстиями около верхнего края, либо металлический стакан, либо корундовый чехол, изготавливаемый следующим образом: форму из парафина с полиэтиленом 5—6 раз покрывают суспензией, состоящей из этилсиликата, эфиральдегидов, электрокорунда; после получе-

ния стенок необходимой толщины форму вытапливают, затем пробник постепенно спекают, нагревая его до 950° С.

Кварцевые стаканчики можно использовать в лабораторных печах; в крупных печах часто при застывании пробы кварц разрушается, проба вываливается и засоряет устройство для отбора проб. Корундовые пробники более надежны, они не разрушаются; перед использованием их следует прокалить для удаления

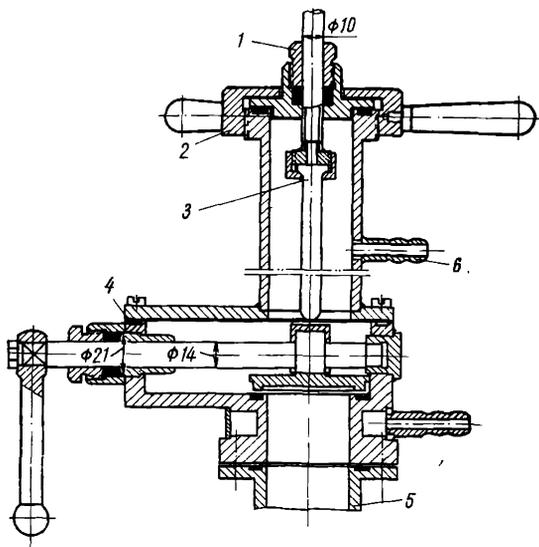


Рис. 46. Схема устройства для отбора проб и измерения температур:  
 1 — шток; 2 — накидная гайка с сальниковым уплотнением; 3 — кварцевый пробник или термпарный чехол; 4 — штибер; 5 — фланец корпуса; 6 — к вакуумному насосу

адсорбированных газов. Металлические стаканы надежны, но иногда завариваются.

Для измерения температуры металла в печь вводят термопару погружения или через устройство для отбора проб, или при помощи специального приспособления. Это приспособление представляет собой стальную трубку, оканчивающуюся переходником для закрепления чехла из кварца или дигборида циркония. С другой стороны на трубе имеется коробка для компенсационных проводов и вакуумного вывода контактов спаев от этих проводов на потенциометр. В малых печах штангу пробника или термопары перемещают вручную, на больших печах — при помощи механического привода.

В настоящее время разработана серия вакуумных индукционных печей для лабораторных целей, характеристики которых приведены в табл. 24.

## Лабораторные вакуумные индукционные печи

Тип печи	Конструктивные особенности	Емкость, кг	Мощность, кВт	Габариты, м (площадь в плане × × высоту)	Вакуумное оборудование
ИСВ-0,06ПФ	Периодическая, имеет две камеры — плавильную и камеру форм; камеры разделены вакуумным затвором, в печи отливают фасонные отливки методом точного литья	60	100	7,8×10,4× ×5,9	ВН-6Г БН-4500
ИСЛВ-0,01ПФ, ИСЛВ-0,025ПФ	Периодические, однокамерные, камера откатывается в сторону по рельсам. На неподвижной крышке камеры имеется патрубок вакуум-провода, поворотное уплотнение для наклона тигля с формой, прикрепленной к каркасу индуктора	10,25	100	7,35×5,47× ×4,15	ВН-4Г ВН-1МГ 2×БН-1500
ОКБ-774	Для литья	8—20	100	—	—
ОКБ-868	Для плавки и разливки в вакууме	60	50	—	{ ВН-4Г ВН-1 БН-1500
ИСВ-0,01ПИ	Индукционная сталеплавильная вакуумная печь периодического действия	10	50	—	{ ВН-4 БН-2000 ВН-1МГ
ИСВ-0,06	То же	60	50	—	—
ИСВ-0,16	» »	60	100	—	—

Эти печи имеют откатывающийся в сторону корпус, индуктор и каркас расположены на поворотной консоли, укрепленной на трубе, проходящей через крышку печи. Корпус печи ИСВ-0,01 имеет сплошную водяную рубашку; он закрывается сбоку крышкой с винтовыми зажимами. На крышке расположена печь и поворотный стол, на который могут быть установлены три изложницы диаметром по 100 мм и высотой 200 мм или одна изложница диаметром 160 мм и высотой 300 мм.

## ПРОМЫШЛЕННЫЕ ПЕЧИ

Рассмотрим конструкции некоторых печей, установленных на отечественных предприятиях.

Печь Гереус емкость 1,2 т имеет горизонтально расположенный цилиндрический корпус с откатываемой крышкой, на

которой укреплен индуктор с тиглем; туннель со шлюзовой камерой для изложниц подходит сбоку к корпусу печи. Вакуумная система состоит из трех двухроторных насосов со скоростями откачки 7000, 2000 и 1000 л/сек и двух бустерных насосов по 4500 л/сек.

На корпусе печи непосредственно над тиглем установлено устройство револьверного типа, позволяющее поочередно устанавливать камеру загрузки, ломик, термопару или пробник; устройство отделено соответствующим затвором от корпуса печи. Напряжение на индукторе печи 600 в, частота тока 1000 гц.

Печь ОКБ-571Б закрывается сверху крышкой, которую снимают мостовым краном после отсоединения вакуумных и водяных коммуникаций; на крышке имеется шлюзовое устройство для загрузки в печь шихты. Внутри камеры загрузки на тросе подвешивается корзина со взвешенной шихтой; дно корзины секторное, секторы связываются веревкой или проволокой. При опускании корзины в горячий тигель веревка сгорает (а проволока расплавляется) и шихта вываливается из корзины. От плавильной камеры камера загрузки отделена шибером, сверху она закрывается крышкой. На крышке печи расположены также шлюзовое устройство для термопары, ломик для осаживания шихты и смотровые окна с затворами для смены стекол без открывания печи. В корпусе печи также имеются гляделки и сальниковое уплотнение водоохлаждаемого ломика, необходимого для чистки печи и для удержания шлака при заливке металла в изложницу. Каркас индуктора из нержавеющей стали и стеклотекстолитовых плит опирается на цапфы, приваренные к корпусу. Индуктор печи трехсекционный, все выводы индуктора проходят через уплотнительную плиту из стеклотекстолита, которой оканчивается труба токоподвода. Наклон индуктора осуществляется при помощи гибкой связи и барабана, приводимого во вращение приводом, установленным снаружи. При наклоне тигля поворачивается и труба токоподвода во вращающемся уплотнении.

Металл разливают в одну или две изложницы, установленные на тележке. Сверху над изложницами помещается воронка, центрирующая струю металла и задерживающая кусочки шлака.

До настоящего времени почти во всех известных конструкциях индукционных печей не решен вопрос о разливке металла. Как известно, во всех сталеплавильных процессах готовую сталь разливают из ковша через стопор, что позволяет, во-первых, отделить шлак от металла (разливку можно прекращать, когда слит весь металл), а, во-вторых, при таком способе разливки из металла всплывают неметаллические включения, особенно крупные.

Из вакуумных индукционных печей сталь разливают через носок тигля; воронка небольшого объема лишь центрирует

струю и не устраняет попадание шлака в слиток. Очевидно, необходимо устройство типа промежуточной емкости.

Изложница в печи ОКБ-571Б на тележке подается в печь из камеры изложниц, которая отделена от камеры печи затвором. Снаружи камера изложниц также имеет затвор, что излишне удорожает установку; достаточно было бы крышки-двери. Тележка с изложницами перемещается при помощи непрерывной

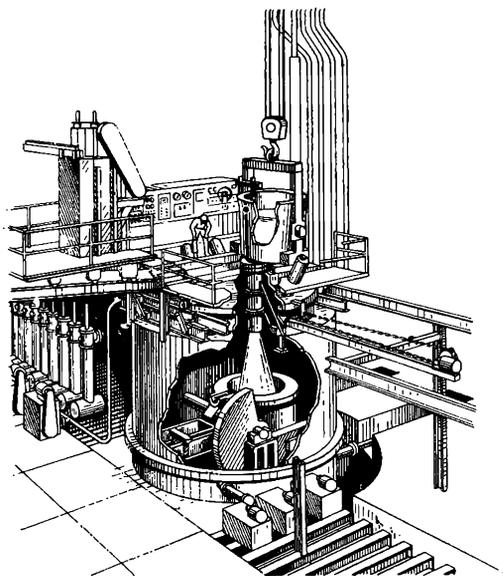


Рис. 47. Вакуумная индукционная печь емкостью 27 т (по жидкой завалке) фирмы Латроб стил, США

цепи с зацепками, привод которой выведен наружу. Камера изложниц откачивается собственным насосом. Необходимо отметить, что емкость данной печи совершенно недостаточна как для отливки слитков для производства труб, листа и т. п., так и для производства электродов для вакуумной дуговой печи.

Самой большой в мире является печь фирмы Латроб стил, США (рис. 47), работающая как на жидкой (27 т), так и на твердой завалке (13,5 т). Плавильная камера цилиндрической формы вертикальная диаметром 6,6 м и высотой 7,2 м; объем плавильной камеры 627 м<sup>3</sup>. Камера изложниц имеет длину 26,4 м, ширину 2,4 м, высоту 5,2 м, в нее устанавливают три тележки с изложницами высотой по 4,5 м. Тележки имеют платформы для изложниц, расположенные на разных уровнях, чтобы можно было устанавливать изложницы различного размера; в печи отливают электроды для вакуумного дугового переплава длиной до 3,8 м.

В плавильной камере могут быть установлены индукторы для тиглей емкостью 6,75; 13,5 и 27 т. Каркас индуктора устанавливается между двумя секторами, которые вращаются при помощи цепей, наматываемых на барабан с гидравлическим приводом.

Дозатор для присадок подсоединяется к печи через затвор, он может откатываться в сторону при заливке металла в печь или при удалении крышки. Бадью емкостью 0,8 м<sup>3</sup> загружают в дозатор сбоку через скользящую дверь. Металл раз-

ливают через промежуточную емкость со стопорным устройством.

Заливку металла в печь производят из ковша со специальным присоединительным фланцем в вакууме. Под шибером разливочного колодца установлена вспомогательная приемная воронка, ограничивающая разбрызгивание струи и направляющая ее в тигель.

Насосное оборудование печи обеспечивает остаточное давление  $1 \text{ н/м}^2$  ( $0,01 \text{ мм рт. ст.}$ ) во время плавки и  $30 \text{ н/м}^2$  ( $0,2 \text{ мм рт. ст.}$ ) — во время заливки жидкого металла в тигель. Откачная система состоит из пароводяного эжекторного насоса и 20 паромасляных насосов, обладающих суммарной скоростью откачки  $3100 \text{ м}^3/\text{мин}$ . Применение большого числа насосов позволяет легко устранять неполадки, отключая отдельные насосы, поскольку каждый из них присоединен индивидуальным трубопроводом к общему вакуумпроводу диаметром  $1,8 \text{ м}$ .

В 7-т печи фирмы Карпентер стил сталь разливают в изложницы, стоящие либо на поворотном столе диаметром  $2,1 \text{ м}$ , либо на тележках. К корпусу печи подходят с двух сторон два туннеля для тележек диаметром  $2,4 \text{ м}$ ; один из туннелей — тупиковый, он служит для стоянки тележек с заполненными слитками. Общая длина туннелей  $17,5 \text{ м}$ , они могут вместить разливочный состав длиной до  $14 \text{ м}$ . Наклон печи осуществляется цепями от гидравлического привода. Электропитание на индуктор подается гибкими кабелями. Тележки с изложницами перемещаются при помощи цепного привода. Специальное устройство обеспечивает блокировку наклона печи и положения изложницы под печью, что исключает возможность разливания металла не в изложницу. Объем плавильной камеры  $226 \text{ м}^3$ . Крышка печи откатывается в сторону по рельсам, поднимается и опускается при помощи 4 домкратов. На крышке расположена рабочая площадка и кабины для управления процессом плавки. Основную шихту загружают кранами в открытую печь; подвалку осуществляют через дозатор.

### **ЭЛЕКТРОПИТАНИЕ ВАКУУМНЫХ ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧЕЙ**

Вакуумные индукционные печи обслуживаются машинными высокочастотными генераторами. Особенностью электрического режима этих печей является возможность возникновения пробоя между находящимися в вакууме частями установки с различным потенциалом. Даже при наилучшей изоляции и наиболее благоприятных условиях вокруг индуктора наблюдается фиолетовое свечение тлеющего разряда.

Пробой и тлеющий разряд возникают при остаточном давлении  $270\text{—}2,7 \text{ н/м}^2$  ( $2,0\text{—}0,02 \text{ мм рт. ст.}$ ) при напряжении на индукторе свыше  $400 \text{ в}$ ; необходимо изолировать индуктор или работать на пониженном напряжении, однако при работе на по-

ниженном напряжении, затрудняется подача на индуктор большой мощности и снижается к. п. д. установки.

Для предупреждения пробоев при работе на повышенном напряжении применяют следующие меры.

1. Экранирование силового поля. Каждый виток индуктора окружается защитным экраном, заземленным через каркас печи; электрическое силовое поле в этом случае ограничено между витком индуктора и экраном. Кривая зависимости пробойного напряжения сдвигается в сторону более высоких давлений, тем самым уменьшается опасность появления разряда при внезапном повышении давления в печи, однако этот способ не устраняет полностью возможности возникновения пробоев, так как нельзя заэкранировать все части печи.

2. Изоляция витков. В настоящее время этому способу уделяется основное внимание.

При выборе изоляции необходимо учитывать воздействие на нее следующих факторов:

- 1) диэлектрических напряжений от силового поля;
- 2) механических нагрузок при вибрациях индуктора;
- 3) испарения металла, конденсации, прорывов металла из тигля;
- 4) теплового воздействия.

Изоляция выполняется в виде нескольких слоев лака, наносимых на поверхность тщательно подготовленного зачищенного индуктора с промежуточной сушкой каждого слоя. Сверху индуктор обматывают в несколько слоев липкой стеклотканью, резинотеклотканью или другими термостойкими изоляционными материалами.

Толщину изоляции можно рассчитать по формуле

$$\delta \geq \frac{\lambda_i}{Q} (t_{\text{из}} - t_{\text{кат}}); \quad \delta > \frac{U_0}{E_d},$$

где  $Q$  — тепловой поток через изоляцию;

$\delta$  — толщина изоляции;

$\lambda_i$  — теплопроводность изоляции;

$U_0$  — рабочее напряжение;

$E_d$  — диэлектрический показатель изоляции катушки;

$t_{\text{из}}$  — предельно допустимая температура изоляции;

$t_{\text{кат}}$  — температура катушки [51].

Однако сама по себе изоляция пробоев полностью не устраняет, так как она разрушается под действием тлеющего разряда; эффективна изоляция в области низких давлений, когда пробойное напряжение не превышает рабочего.

Только совместное применение изоляции с экранировкой предотвращает тлеющий разряд [51]. При этом поверх изоляции наносят слой электропроводного материала, например графитового лака и т. п.; этот слой электрически соединяют с каркасом печи.

Был проведен следующий опыт. На индуктор нанесли слой силиконовой резины, затем слой графита и снова слой силиконовой резины; графит был заземлен. При напряжении 1200—1500 в и давлении  $0,3 \text{ н/м}^2$  ( $2 \cdot 10^{-3} \text{ мм рт. ст.}$ ) тлеющие разряды не возникали в диапазоне  $100 \text{ кн/м}^2$ — $0,3 \text{ н/м}^2$  ( $760$ — $0,002 \text{ мм рт. ст.}$ ).

Во избежание появления мощных разрядов внутри корпуса 7-т печи фирмы Карпентер стил установлен детектор утечки, который отключает питание индуктора при появлении разряда.

Отечественные печи работают на напряжении до 1000 в, зарубежные печи — на напряжении от 400 до 800 в.

Серьезной проблемой при эксплуатации крупных индукционных печей является перемешивание ванны. До появления крупных печей считали, что в высокочастотных печах ванна хорошо перемешивается, что выгодно отличает их от других печей. Однако опыт работы показал, что для крупных печей перемешивания ванны токами высокой частоты недо-

статочно, в слитках наблюдается сегрегация компонентов. В настоящее время на всех крупных промышленных индукционных печах устанавливают приспособления для перемешивания металла. Например, в печи ОКБ-571Б для перемешивания металла отключают высокую частоту и на основной индуктор подают напряжение от силового трансформатора частотой 60 гц.

В течение трех минут состав ванны полностью усредняется.

Печь фирмы Джесоп-Сейвилл в Шеффилде емкостью 1 т имеет генератор, обеспечивающий напряжение 460 в и частоту 500 гц и дополнительный трехфазный индуктор для перемешивания током частотой 50 гц с мощностью перемешивания 120 ква.

Самая большая 27-т печь работает на сетевой частоте при мощности преобразователей 2400 квт, напряжение на индукторе 600 в, его можно регулировать по 8 ступеням; печь не нуждается в дополнительном перемешивающем устройстве.

В 7-т печи фирмы Карпентер стил применяется частота 180 гц, которая достаточна для полного перемешивания. Питание печи осуществляется путем преобразования тока частотой 60 гц в ток частотой 180 гц при помощи триплер-схемы. Трип-

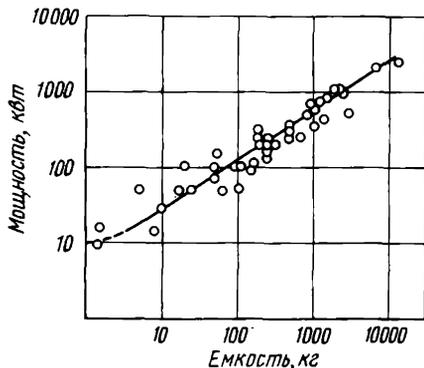


Рис. 48. Мощность генераторов вакуумных индукционных печей в зависимости от их емкости

линг-эффект достигается благодаря трем однофазным первичным обмоткам трансформатора, соединенным на звезду; вторичные обмотки соединены на открытый треугольник, который и дает однофазный ток частотой 180 гц. Мощность регулируют включением или выключением конденсаторов, что позволяет изменять ее в пределах от 15 до 140% от номинальной мощности 1500 кВт при напряжении 400 в.

Электрическую часть вакуумных индукционных печей рассчитывают так же, как и для открытых печей, учитывая отмеченные выше особенности. При выборе мощности генераторов целесообразно учитывать опыт действующих печей (рис. 48).

### ОГНЕУПОРНЫЕ ТИГЛИ

Огнеупорный тигель вакуумной индукционной печи является важнейшей частью установки; от стойкости тигля во многом зависит производительность печи и качество выплавляемого металла. В настоящее время стойкость тиглей крупных печей составляет несколько десятков плавок, а малых печей — при серийной отливке одних и тех же сплавов — несколько сот плавок. Созданы тигли для печей емкостью 27 т, разрабатывают еще более крупные тигли.

Для изготовления тиглей используют, как правило, электроплавленные чистые огнеупорные материалы — окислы магния, алюминия, циркония или смеси их, например огнеупорную смесь составляют из 75% электроплавленого магнезита и 25% порошка металлургического магнезита или из 80% плавленной окиси и 20%  $Al_2O_3$ .

Применение электроплавленных окислов гарантирует законченность объемных и других превращений в окислах, удаление нежелательных примесей из материала прежде, чем он будет использован для набивки тиглей.

В небольших лабораторных печах (до 1,0 кг) можно использовать готовые фабричные тигли. В остальных печах тигли либо набивают из порошкообразных материалов в индукторе, либо изготавливают из огнеупорного кирпича.

В небольших печах тигли набивают непосредственно в печи. Однако с точки зрения повышения производительности установки более рационально иметь несколько сменных индукторов к одной печи и набивать тигли вне печи на специальном стенде. Перед набивкой тигля изолированный индуктор изнутри покрывают тонким слоем обмазки, чтобы порошкообразные материалы при набивке не высыпались через зазоры между витками индуктора. В качестве обмазки можно применять смесь винифлексового лака с маршаллитом или тальком (65%), с бакелитом (35%) или массу из спирта, мелкого электрокорунда и этилсиликата (например, смесь на этилсиликате, состоящая из 50% цирконовой муки, 25% электрокорунда № 100 и 25% электроко-

рунда № 300). Можно применить и стеклоткань, которую приклеивают к обмазке индуктора жидким стеклом или декстрином. Нанесенную обмазку просушивают, затем набивают тигель, по железному или графитовому шаблону, обмотанному 1—2 слоями картона.

На качестве тигля в значительной мере сказывается зерновой состав массы; для получения плотного спеченного рабочего слоя и толстого буферного рыхлого слоя тигля необходимо соблюдать определенное соотношение крупных и мелких фракций. Буферный слой должен воспринимать и компенсировать перемещения витков индуктора от магнитных полей, напряжения, возникающие при механических нагрузках на тигель и от тепловых и объемных изменений в огнеупорных стенках тигля. Тигель, изготовленный из одной мелкой смеси, получается весьма плотным, быстро пропекается и подвержен трещинообразованию.

На одном из отечественных заводов масса из 94% плавленой окиси магния и 6% электрокорунда имела следующий фракционный состав, %:

Окись магния:		
зерна 2—3 мм	.....	30
» 1—2 мм	.....	30
» менее 1 мм	.....	40
в том числе 0,088 мм	.....	15—20
Окись алюминия:		
зерна 0,5—1 мм	.....	100

Хорошо смешанную массу прокаливали и набивали из нее тигель без связки и увлажнения. При таком способе набивки к концу кампании тигля толщина рабочего слоя составляла 10 мм, толщина буферного слоя 25—30 мм, что обеспечивает среднюю стойкость тигля до 30 плавов, а максимальную до 60—70 плавов.

Подину тигля 0,5-т печи набивают пневматическими трамбовками слоями по 30—50 мм. Перед набивкой следующего слоя предыдущий слой взрыхляют на глубину 5—8 мм. Подину набивают до уровня нижнего или до половины второго витка, затем устанавливают шаблон из листового железа с отверстиями диаметром 2—3 мм, в него кладут груз, разрыхляют слой между шаблоном и индуктором и набивают откосы слоями толщиной не более 40 мм с промежуточным рыхлением; плотнее набивают слой, прилегающие к стенкам шаблона. Воротник печи выкладывают из магнезитового или хромомagneзитового кирпича. Носок набивают в прессформе.

После установки индуктора с набитым тиглем в печь его сушат по следующему режиму: при мощности 20—30 квт — 2 ч и далее через каждые 30 мин добавляют по 40—30 квт. Тигель загружают отходами армко-железа или углеродистой стали и

проводят первую плавку при температуре 1580—1610° С с выдержкой жидкого металла в течение 20—30 мин. Затем проводят две-три закрепительные плавки. Последнюю плавку проводят на шихте, соответствующей химическому составу сплава или стали, который будут выплавлять в печи.

Тигли небольших печей набивали из чистого корунда, добавляя 1,5—2% борной кислоты для связки. Смесь составляли из электрокорунда марки ЭБ-99 следующего фракционного состава: 70% № 24—32, 25% № 80—120; 5% № 200—300. Для набивки тигля использовали графитовый шаблон. Готовый тигель постепенно нагревали до 2100° С до оплавления его внутренней поверхности. Тигли, изготовленные этим методом, имели стойкость до 300 плавков [52].

По данным [53], для изготовления тиглей небольших печей приготавливали смесь из 60% электрокорунда К100 и 30% электрокорунда К36, 10% глинозема, массу увлажняли до 4% раствором декстрина (200 г/л теплой воды) и набивали ее вокруг металлического шаблона — до уровня металла в тигле. Верхнюю часть тигля набивали из той же массы, но на жидком стекле; из нее же изготавливали и воротник тигля. Тигель сушили на воздухе 12—20 ч, затем печь включали на 4 ч на малую мощность, а в последующие 4 ч доводили шаблон до расплавления. Первую плавку проводили на чугуне. После слива металла при помощи графитового шаблона сплавляли стенки тигля.

Тигли лабораторных печей (20—50 кг) набивают из плавленного магнетита, содержащего 98% MgO, 1,05% SiO<sub>2</sub>, 0,56% CaO [54]. Массу для набивки тигля приготавливают из зерен размером 1—2 мм (65%) и 0,06—0,12 мм (35%); плотность смеси 3,56 г/см<sup>3</sup>, пористость 30%. После обмазки индуктора на дно тигля укладывают сегментный кирпич, набивают подину и устанавливают графитовый шаблон с линзообразным дном, обернутый одним-двумя слоями волнистого картона; после центровки шаблона производят послойную набивку. Процесс спекания начинают на воздухе, после достижения температуры 600—800° С ток выключают и откачивают печь до остаточного давления 2,6 кн/м<sup>2</sup> (20 мм рт. ст.), затем нагревают шаблон до 1700° С, далее постепенно температуру на поверхности шаблона доводят до 2500° С. Давление в печи при спекании возрастает до 27 кн/м<sup>2</sup> (200 мм рт. ст.). После обжига внутренняя поверхность тигля получается гладкой, светло-серой.

Для футеровки самой большой вакуумной индукционной печи применяют огнеупорные кирпичи, поскольку преобладающими в этом случае являются соображения физической стойкости.

Футеровка состоит из двух слоев кирпича из корунда высокой степени чистоты на муллитовой связке, высокой плотности, с хорошим сопротивлением термонапряжениям и структурной стабильностью. Прилегающий к индуктору слой выполняется из

глиноземистого кирпича, а внутренний слой — либо из магнезитового кирпича высокой степени чистоты на связке из шпинели  $MgO \cdot Al_2O_3$  также высокой степени чистоты, либо из корундового кирпича [55].

Имеют значение также и огнеупорные материалы, применяемые при разливке, в частности для сборки надставок. Такие материалы, как глина, в вакууме непригодны из-за большого газоотделения. С этим еще можно мириться при отливке одного слитка, но если отливают несколько слитков, то после заливки первого слитка надставка прогревается и начинается газовыделение и следующие слитки уже заливают в худших условиях. Наилучшей термоизоляцией надставок является неорганическая фибровая изоляция, не выделяющая газов при контакте с жидким металлом [56].

Серьезную проблему представляет подбор различных смесей для засыпки головы слитка; порошкообразные материалы не годятся, так как в вакууме они создадут в камере пылевое облако. Применяют листовую изоляцию из неорганической бумаги.

#### **ОТКАЧНЫЕ СИСТЕМЫ ВАКУУМНЫХ ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧЕЙ**

Плавка в вакуумных индукционных печах ведется при остаточном давлении  $1,0-0,1 \text{ н/м}^2$  ( $10^{-2}-10^{-3} \text{ мм рт. ст.}$ ); это обеспечивает как проведение процесса раскисления углеродом, так и удаление водорода, азота, примесей цветных металлов.

Для снижения давления используют бустерные пароструйные масляные насосы, механические двухроторные насосы и форвакуумные механические насосы с газобалластным устройством. Вакуумные системы печей должны иметь фильтры для очистки откачиваемых газов, которые устанавливают либо перед двухроторными насосами, либо перед механическими плунжерными насосами. Имеются сообщения и об установке пароежекторных насосов, например для печи емкостью 700 кг используется пароежекторный шестиступенчатый насос. Пар подается из специального котла в количестве 2,5 т/ч при давлении 10,5 атм. За 40 мин насос снижает давление в камере печи объемом 37 м<sup>3</sup> до  $1,5 \text{ н/м}^2$  (0,05 мм рт. ст.) и во время плавки поддерживает давление в печи  $1 \text{ н/м}^2$  (0,008 мм рт. ст.).

По сравнению с масляными пароструйными насосами пароежекторные обладают следующими преимуществами:

- 1) вдвое дешевле;
- 2) на 30% короче период запуска насоса;
- 3) нет необходимости в фильтре;
- 4) не нужно менять масло, меньше вакуумных шиберов, требующих регулярной очистки;
- 5) большая производительность насоса позволяет сократить длительность плавки на 20—30 мин.

Недостатки пароэжекторного насоса связаны прежде всего со снабжением паром. Если на заводе нет постоянного источника пара, то индивидуальный паровой котел должен работать согласованно с эжекторным насосом, давая пар определенного давления (так как снижение давления пара приводит к миграции влаги в печь). Воду для работы котла следует подвергать

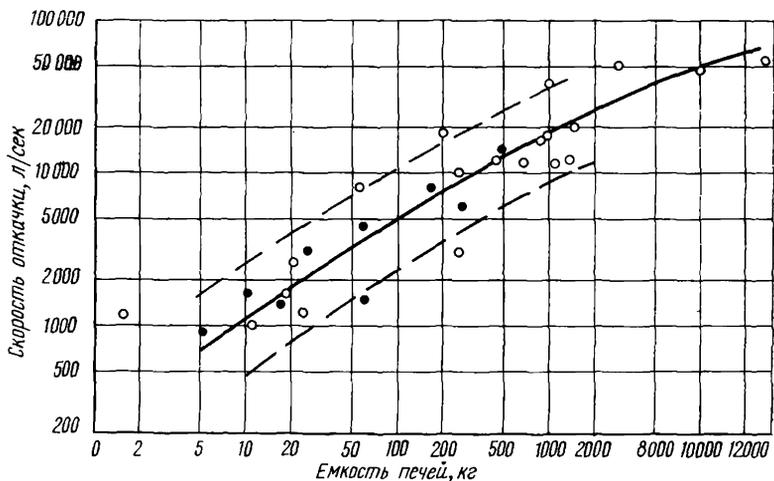


Рис. 49. Зависимость между скоростью откачки вакуумных систем и емкостью индукционных печей:  
 ● — отечественные печи; ○ — зарубежные печи

специальной подготовке, стоимость которой равна экономии от замены масла.

На рис. 49 представлена зависимость между скоростью откачки пароструйных насосов, обслуживающих вакуумные индукционные печи, и емкостью печей, составленная по литературным данным.

### ТЕХНОЛОГИЯ ПЛАВКИ В ВАКУУМНЫХ ИНДУКЦИОННЫХ ПЕЧАХ

При выплавке любого сплава или стали в вакуумной индукционной печи необходимо ясно представлять цель плавки. Исходя из требований, предъявляемых к выплавляемому сплаву, нужно установить ту или иную последовательность технологических операций. При этом необходимо учитывать как качество используемых шихтовых материалов, так и возможности самой плавильной установки. Полный цикл плавки в вакуумной индукционной печи можно разбить на следующие периоды: 1) загрузка тигля; 2) откачка печи до рабочего давления, если печь периодического действия или проводится первая плавка в печи

полунепрерывного действия; 3) расплавление основной части шихты и присадка дополнительных порций легирующих; 4) рафинирование жидкого металла; 5) корректировка состава и раскисление; 6) разливка.

По данным ЧМЗ, продолжительность плавки и ее отдельных периодов в 0,5-т печи следующая:

Откачка . . . . .	8 мин
Завалка . . . . .	5 мин
Расплавление . . . . .	2 ч 33 мин
Рафинирование . . . . .	37 мин
Выпуск . . . . .	4 мин
Чистка тигля . . . . .	2 мин
<hr/>	
Всего . . . . .	3 ч 29 мин

### Загрузка печи

Крупные печи обычно загружают в несколько приемов специально подготовленной шихтой. Наилучшим видом шихты являются крупногабаритные заготовки или отходы прокатного производства, собственные литейные отходы. Перед загрузкой шихту подвергают дробеструйной очистке во вращающихся барабанах (осветлению) с целью удаления окалины с ее поверхности. Укладка шихты в загрузочные корзины имеет большое значение. На дно корзины кладут слой мелочи для предохранения дна тигля от ударов крупных кусков, затем загружают крупные куски. Необходимо стремиться так расположить шихту в корзине или в тигле, чтобы при плавлении металла не происходило ее зависания. Употребляемые для плавки ферросплавы должны быть прокалены для уменьшения количества адсорбированных газов и влаги.

### Расплавление

После загрузки печи полунепрерывного действия включают ток и ведут расплавление на полной мощности. Печь периодического действия после загрузки закрывают и откачивают, включать ток можно после снижения давления до 100—300 н/м<sup>2</sup> (нескольких мм рт. ст.). За время нагрева шихты давление в печи снижается до рабочего. При переплаве отходов стали и сплавов, содержащих углерод, следует опасаться бурного газовыделения из металла во время его расплавления; быстрое расплавление при пониженном давлении приводит к вскипанию металла, к выбросам из тигля и к образованию вокруг верхней части тигля труднорасплавляемых воротников, осложняющих доступ к зеркалу металла, препятствующих подгрузке материалов, нормальной разливке и т. п. Частичному удалению воротников способствуют наклоны печи — в сторону разливочного носка и в противоположную сторону. Если металл в вакууме сильно кипит,

то рекомендуется уменьшить мощность; в печах небольшого размера напускают аргон до давления 6—13  $\text{кн/м}^2$  (50—100  $\text{мм рт. ст.}$ ), чтобы подавить процесс кипения. После успокоения ванны и расплавления всей садки давление снижают до рабочего.

В последнее время крупные вакуумные индукционные печи работают на жидкой завалке (в США этот процесс называют Терм-и-вак). Период расплавления в вакуумной индукционной печи занимает более 50—60% всего времени плавки; для повышения эффективности вакуумной индукционной плавки целесообразно вместо твердой шихты использовать жидкий металл, выплавленный в обычном сталеплавильном агрегате. Первые опыты в этом направлении были проведены в Англии фирмой Шиппбридж Аллой Кастинг. В открытой печи выплавливали нержавеющей сталь и заливали ее в обычную вакуумную индукционную печь емкостью 750 кг; металл выдерживали в вакууме в течение 15 мин. За 10 мин давление снижалось до 1,3  $\text{кн/м}^2$  (10  $\text{мм рт. ст.}$ ) и за оставшиеся 5 мин — до 67  $\text{н/м}^2$  (0,5  $\text{мм рт. ст.}$ ). Непосредственно после заливки включали печь на полную мощность (400  $\text{квт}$ ), а затем уменьшали мощность до 120  $\text{квт}$ .

Более эффективным является процесс, разработанный фирмой Латроб стил (США). При работе на твердой завалке 10—13-т плавка продолжается 6—8 ч, в то время как продолжительность плавки на жидкой завалке 1,5—3,0 ч.

Перед заливкой стали в эту печь тигель нагревают газовой горелкой до 700° С, печь закрывают и откачивают до остаточного давления 200—27  $\text{н/м}^2$  (1,5—0,2  $\text{мм рт. ст.}$ ). Сверху на печь устанавливают 20-т ковш с полураскисленной сталью, выплавленной в дуговой открытой печи по технологии с двумя шлаками. Открывают стопор ковша, предварительно открыв шибер на сливной трубе; разливку ведут со скоростью 4—4,5  $\text{т/мин}$  при относительно высоком давлении. Никелевые сплавы с низким содержанием углерода разливают при низком давлении. Когда вся сталь вылита, закрывают стопор ковша, закрывают шибер, предварительно удалив возможные брызги металла, устанавливают дозатор.

## Рафинирование жидкого металла

После расплавления металла проводят технологические операции, необходимые для удаления из металла растворенных газов, углерода, примесей летучих элементов, серы. В конце выдержки присаживают легирующие и окончательно раскисляют металл металлическими раскислителями.

Во время выдержки в вакууме давление в печи постепенно достигает минимального значения.

Длительность выдержки металла в вакууме зависит от рода сплава, глубины вакуума, от технологии процесса. С одной стороны, более длительная выдержка способствует удалению из металла водорода, азота и летучих компонентов; с другой стороны, взаимодействие металла с тиглем приводит к загрязнению сплава кислородом, экзогенными неметаллическими включениями, алюминием, кремнием, бором, восстанавливаемыми из футеровки тигля.

Во время присадки легирующих и раскислителей необходимо соблюдать известную осторожность, так как при падении куска ферросплава или чистого металла в жидкий расплав происходит бурное вскипание металла и выделение газов из присадки. В некоторых случаях рекомендуется производить присадки в атмосфере аргона или снижать мощность и подмораживать металл.

Особенно осторожно следует вводить материалы, содержащие углерод. Если к моменту введения этих материалов металл недостаточно раскислен, то происходит бурное вскипание. Присадки Al, Ti, Mo, V происходят спокойно.

Важным является и выбор температурного режима. Повышение температуры благоприятно влияет на удаление водорода, азота и испарение, но приводит к чрезмерному разрушению тигля и усиленному взаимодействию с ним. Перегрев на 50—100°С выше температуры ликвидуса достаточен для дегазации [57].

Выше уже были рассмотрены теоретические основы процессов, происходящих в вакууме, поэтому мы здесь остановимся только на технологических аспектах применения этих процессов.

## Раскисление

Раскисление металла в вакуумных индукционных печах осуществляется углеродом, содержащимся в шихте. При выплавке безуглеродистых материалов — сплавов на никелевой или кобальтовой основе, безуглеродистой нержавеющей стали, чистого железа — для раскисления углеродом присаживают в металл до плавки или в вакууме графит, чугуны, углеродистый феррохром и т. п. Особенно активно раскисление стали и сплавов, содержащих углерод, происходит в первый период плавки. При переходе металла из твердого состояния в жидкое условия зарождения пузырей окиси углерода весьма благоприятны. В жидко-твердом состоянии ванны металл интенсивно кипит, на поверхности ванны появляются пузыри выделяющегося газа. Об окончании процесса раскисления можно судить по прекращению выделения пузырьков.

Как было показано автором, при выплавке нержавеющей стали типа X18H8 и X17 процесс раскисления стали углеродом при выплавке в тигле небольшого размера (5—10 кг) завер-

шается через 20—30 мин. За это время содержание кислорода достигает минимального значения. При дальнейшей выдержке в вакууме содержание кислорода начинает возрастать (рис. 50).

В некоторых случаях раскисление углеродом рекомендуется проводить после частичного предварительного раскисления ванны алюминием во избежание выбросов металла из тигля; наилучшие результаты получали при предварительном раскислении алюминием на 0,05—0,1% [58].

Раскисление металла водородом применяется при производстве безуглеродистых сплавов на основе железа и на основе

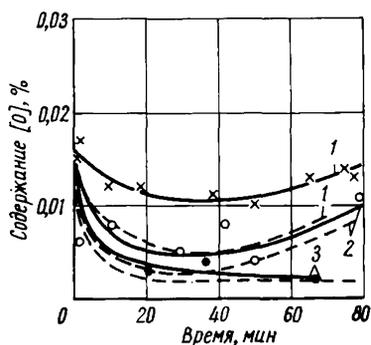


Рис. 50. Изменение содержания кислорода в стали X17 при плавке в вакуумной индукционной печи в тигле из  $Al_2O_3$ :

— — — 1600° С; — — — 1500° С;  
1 — давление 6500 н/м<sup>2</sup> (50 мм рт. ст.);  
2 — то же, 133 н/м<sup>2</sup> (1 мм рт. ст.); 3 —  
то же, 3 н/м<sup>2</sup> (0,02 мм рт. ст.)

никеля. Скорость раскисления металла водородом меньше, чем скорость раскисления углеродом, поэтому для раскисления требуется больше времени. Водород можно либо подводить к поверхности металла, либо продувать через металл; в этом случае длительность процесса раскисления для получения тех же самых концентраций кислорода, что и при обдувке зеркала, сокращается примерно в 4 раза. В работе [59] было установлено, что после наполнения корпуса печи водородом содержание кислорода особенно резко снижается в течение первых 5 мин плавки.

Применение водорода в качестве предварительного раскислителя позволило за 15—20 мин снизить содержание кислорода в сплавах на основе железа и никеля до 0,001—0,005%. При использовании водорода в качестве раскислителя необходимо соблюдать строгие меры техники безопасности, так как в случае нарушения герметичности и попадания воздуха в печь может образоваться гремучая смесь и произойти взрыв. Для избежания этого можно рекомендовать работать на повышенном давлении водорода в печи с дожиганием водорода на выходе из печи или работать при низком парциальном давлении водорода, подавая в печь смесь водорода с аргоном или только водород при давлении 133—670 н/м<sup>2</sup> (1—5 мм рт. ст.).

Как было показано выше, применение углерода не всегда позволяет получить желательный уровень содержания кислорода, поэтому приходится использовать металлические раскислители, которые вводят в металл в конце выдержки в вакууме. В качестве металлических раскислителей применяют алюминий или алюминий совместно с церием, кальций и магний в виде лигатур с никелем при раскислении сплавов, содержащих никель.

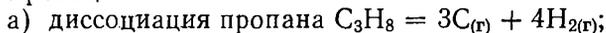
При раскислении никеля магниевой лигатурой и металлическим кальцием необходимо вводить аргон, так как происходит весьма бурная реакция.

Для раскисления металла может быть использован природный или другой углеводородсодержащий газ, которым можно обдувать металл в вакууме или который можно продувать через металл.

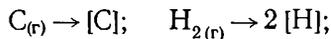
Углерод и водород, образующиеся при термической диссоциации углеводородов, служат эффективным средством раскисления металла в вакууме; при этом образуются газообразные продукты раскисления, которые удаляются в газовую фазу.

В работе В. Мура [60] раскисляли электролитическое железо газом, содержащим 95% метана. Обдувку металла производили через стальную трубку, устанавливаемую на расстоянии 150 мм от зеркала металла. Установлено, что оптимальная температура раскисления 1600° С. При более высоких температурах происходит значительное науглероживание металла, при более низких — металл недораскисляется. Таким методом было получено железо с содержанием углерода и кислорода около 0,001—0,002%.

В отличие от В. Мура для раскисления металла мы использовали пропан. При его применении могут происходить следующие реакции:



б) насыщение поверхности металла углеродом и водородом



в) раскисление металла углеродом  $[C] + [O] = CO_{г}$ ;

г) раскисление металла водородом  $2[H] + [O] = H_2O_{г}$ .

Можно считать, что процессы раскисления при использовании газа для обдувки протекают на поверхности металла; понижение давления в зоне обдувки должно оказывать значительное влияние на процессы раскисления. Обдувку металла проводили при работающих форвакуумных насосах, так что давление в корпусе печи составляло 27—13 н/м<sup>2</sup> (0,2—0,1 мм рт. ст.), а давление непосредственно в зоне обдувки, измеренное при помощи зонда, составляло несколько сот н/м<sup>2</sup> (несколько мм рт. ст.). На рис. 51 показано влияние ряда факторов на степень раскисления. Чем выше расположена фурма над металлом, тем меньше степень раскисления; если после 30 мин обдувки (плавки проводили в 10-кг печи) при расстоянии от фурмы до металла 80 мм содержание кислорода составляло 0,014% и удаление кислорода 60%, то при расстоянии 150 мм содержание кислорода составило 0,033%, а степень раскисления 17,5% (рис. 51, а). Увеличение скорости подачи газа (рис. 51, б) также значительно влияет на раскисление; при расходе газа 25 л/мин после 15 мин обдувки достигалась степень раскисления 94%. Снижение температуры расплава на 100° С повышает степень раскисления стали, что можно объяснить увеличением раскислительной способности

углерода при понижении температуры и снижением взаимодействия металла с огнеупорной футеровкой (рис. 51, в).

При обдувке ванны природным газом приходится считаться с науглероживанием металла, что нежелательно при производстве безуглеродистых материалов. С другой стороны, обдувку

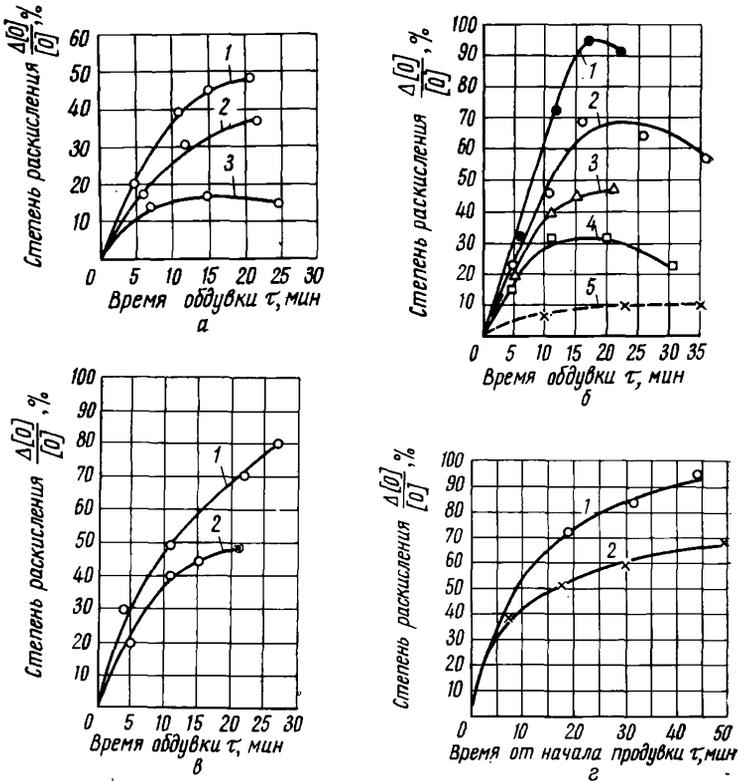


Рис. 51. Раскисление расплавов железо — хром в вакууме пропаном при обдувке — а, б, в и продувке — г:

а — влияние положения фурмы над зеркалом металла: 1 — 10 мм; 2 — 80 мм; 3 — 150 мм; б — влияние расхода газа: 1 — 25 л/мин; 2 — 10 л/мин; 3 — 7 л/мин; 4 — 5 л/мин; 5 — вакуумная плавка без обдувки; в — влияние температуры: 1 — 1500°С; 2 — 1600°С; г — продувка при 1600°С: 1 — 10 л/мин; 2 — 3 л/мин

можно использовать и в качестве метода предварительного науглероживания металла при производстве углеродистых и среднеуглеродистых сталей в вакууме. Как известно, науглероживание нераскисленного металла в вакууме происходит с большим трудом из-за бурного вскипания ванны при вводе в нее углерода. Это затрудняет попадание в анализ. Было показано, что если предварительно произвести продувку или обдувку металла углеродородсодержащим газом, то благодаря раскислению металла

и предварительному небольшому его науглероживанию последующие присадки углерода происходят спокойно.

Поверхностное раскисление металла благоприятно сказывается на удалении азота, поскольку кислород, растворенный в металле, тормозит удаление азота. На рис. 52 в полулогарифмических координатах  $\lg \frac{N_0 - N_p}{N - N_p} - \tau$  ( $N_0$  — начальная концентрация азота,  $N$  — конечная в момент времени  $\tau$ ,  $N_p$  — растворимость азота при данном давлении) показано удаление азота при продувке сплава углеводородсодержащим газом. Угол наклона прямых определяет константу скорости удаления азота из металла. Продувка металла газом значительно ускоряет удаление азота, при этом деазотизация не зависит от содержания кислорода в металле. В то время как в обычной вакуумной плавке удаление азота зависит от содержания кислорода.

Продувку металла газом проводили через пористую фурму, изготовленную из массы следующего состава [58]: 93,5% плавящего магнезита (0,2—0,5 мм), 5% древесного активированного угля (0,2—1,0 мм) и 1,5% борной кислоты; компоненты разводили 5—7%-ным водным раствором декстрина. Из массы прессовали насадку, сушили, обжигали. Пористость насадок составляла 30—40% при диаметре пор 30—50 мкм. Такие фурмы обеспечивали продувку металла мелкими пузырьками в течение двух плавков по 30—60 мин. При продувке стали с 20% Сг содержание кислорода во время продувки снижалось до 0,001%. При продувке науглероживание значительно меньше, чем при обдувке, это позволило получать сталь марки 000X18N12 с содержанием углерода 0,005%.

Для обработки металла в вакуумных индукционных печах используют не только природный газ, но и нейтральный газ с целью повышения эффективности раскисления углеродом и ускорения всплывания неметаллических включений.

Внесение в металл готовых поверхностных разделов в виде пузырьков облегчает выделение газообразной окиси углерода, а поскольку парциальное давление окиси углерода в пузырьках равно нулю, то наличие этих пузырьков значительно повышает раскислительную способность углерода. В работе А. Ю. Поляко-

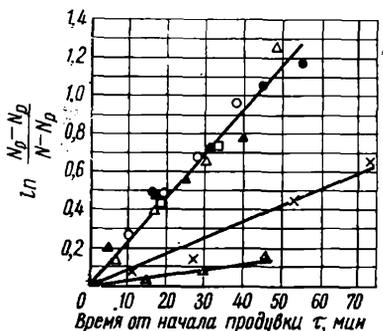


Рис. 52. Удаление азота при продувке сплава Fe + 20% Сг пропаном в печи емкостью 50 кг при 1580—1600° С:

- — расход газа 10 л/мин; ○ — то же, 4 л/мин; □ — то же, 10 л/мин, содержание кислорода 0,0018%; ▲ — то же, 2 л/мин, содержание кислорода 0,005%; △ — то же, 2 л/мин, 0,029%; X — обычная вакуумная плавка, содержание кислорода 0,004%; ▲ — то же, 0,033%

ва [24] установлено, что продувка металла аргоном обеспечивает повышение раскислительной способности углерода в тех же пределах, что и применение вакуума.

При прохождении пузырька газа в металле на его поверхности адсорбируется окись углерода, которая десорбируется затем внутрь пузырька, поскольку парциальное давление окиси углерода в пузырьке или равно нулю в начальный момент, или весьма мало. То же самое должно происходить и с водородом.

Эффективность продувки должна повышаться с уменьшением радиуса пузырьков газа и увеличением их числа. В работе [61] было показано, что с увеличением числа отверстий в фурме и уменьшением их диаметра степень удаления водорода возрастает.

Исследование удаления азота при продувке нержавеющей стали типа 0X18H10 аргоном показало [62], что продувка по сравнению с простой выдержкой металла в вакууме примерно в два раза увеличивает константу скорости удаления азота из металла — с  $0,21 \cdot 10^{-3} \text{ сек}^{-1}$  до  $0,40 \cdot 10^{-3} \text{ сек}^{-1}$ .

Весьма перспективным методом должна явиться продувка через пористую пробку, вставленную в дно тигля. В этом случае значительно увеличивается объем металла, барботируемый пузырьками газа.

### Десульфурация

Для уменьшения содержания серы в металле необходимо применять шлаковые смеси. Наилучшие результаты дает использование смеси, состоящей из 90% CaO и 10% CaF<sub>2</sub> в зернах размером 2—5 мм, которую загружают на дно тигля под слой шихты [63]. Применение мелкой смеси в зернах размером 0,5—2 мм также дает неплохие результаты, но в этом случае в период нагрева шихты при работе насосов пыль выносится из тигля и загрязняет фильтр и насос. Увеличение размера зерен извести снижает степень десульфурации (рис. 53). Это можно объяснить тем, что поскольку взаимодействие извести и металла происходит на поверхности кусочков извести, то с уменьшением удельной поверхности протекание реакции десульфурации ухудшается. Увеличение количества шлака, или кратности его (отношение веса шлаковой смеси к весу металла) до 3% влияет на десульфурацию; дальнейшее повышение кратности шлака не оказывает влияния на удаление серы. Не играет роли также и исходное содержание серы в пределах от 0,03 до 0,0055%. Через 5—15 мин после расплавления металла во всех случаях содержание серы снижается до 0,002—0,003%. Десульфурация происходит во время расплавления и в первые минуты выдержки жидкого металла в вакууме; уже через 2—5 мин после полного расплавления шихты степень десульфурации составляет 70—80%. Давление в газовой фазе меняли от 10 до 133 н/м<sup>2</sup> (0,05

до 1,0 мм рт. ст.), но это не оказывало влияния на полноту десульфурации, что объясняется условиями образования пузырьков окиси углерода.

Описываемые опыты проводили с нержавеющей сталью типа Х18Н10 и с шарикоподшипниковой сталью. И в том, и в другом случаях получили металл с низким содержанием серы — в пределах 0,002—0,003 %.

### Легирование

В период выдержки жидкого металла производят его легирование. Правильный выбор порядка ввода легирующих и основных составляющих во многом определяет качество сплавов. Опыт показывает, что сначала должна быть расплавлена основа сплава: железо, никель, кобальт. На дно тигля или корзины могут быть уложены вольфрам, кремний в виде ферросилиция, молибден.

После расплавления и раскисления ванны присаживают хром, ванадий. Далее дают обычно алюминий, титан, марганец. В конце плавки вводят РЗМ, Са, Mg, В. Слишком ранняя присадка указанных элементов приведет к загрязнению металла неметаллическими включениями — окисными или нитридными, образующимися в результате введения присадок. Процесс всплывания неметаллических включений медленный и они не успевают удалиться из металла. Слишком поздняя присадка легирующих и раскислителей не позволяет провести рафинирование ванны от примесей, содержащихся в добавках. Марганец вводят в сплав в конце во избежание чрезмерных потерь его вследствие испарения.

При выплавке приборных нержавеющей сталей, легированных бериллием, по данным К. К. Чуприна, в тигель загружали железо, кобальт, никель, хром. Углерод, ванадий и бериллий или никельбериллиевую лигатуру загружали в дозатор и присаживали в указанном порядке. Перед присадкой углерода нагревали металл до 1600° С для обеспечения наилучшего раскисления.

### Разливка металла

Выплавленный в вакуумной индукционной печи металл разливают, как правило, в вакууме. Температура разлива в вакууме ниже, чем на воздухе вследствие более высокой жидкотемпературы.

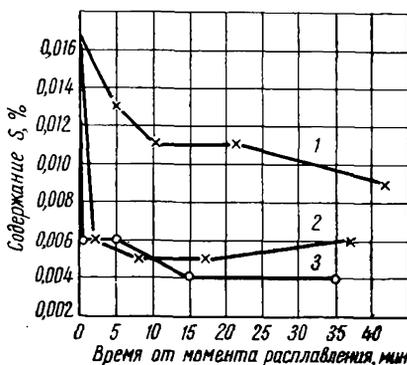


Рис. 53. Влияние размера зерен десульфураторной смеси на удаление серы:

1 — свыше 5 мм; 2 — 0,5–2 мм;  
3 — 2–5 мм

кучести металла; слитки при этом получаются более плотными.

Однако в некоторых случаях для повышения плотности отливки разливку сложных жаропрочных сплавов особенно при отливке фасонных изделий необходимо вести с напуском инертного газа в печь.

## ПЛАВКА И СВОЙСТВА СТАЛЕЙ И СПЛАВОВ

### *Нержавеющие стали*

Основной целью выплавки нержавеющей сталей в вакууме является, во-первых, получение металла с низким содержанием углерода — менее 0,02% и, во-вторых, получение металла с низким содержанием азота, водорода, кислорода и, соответственно, неметаллических включений.

При выплавке стали типа X18H8 на отходах в больших печах не происходит заметного обезуглероживания в результате выдержки в вакууме; содержание углерода уменьшается по ходу плавки лишь на 0,01—0,03%. Поэтому для получения низкоуглеродистой стали плавку проводят на свежей шихте, состоящей из низкоуглеродистого железа и чистых шихтовых материалов — электролитического никеля, металлического хрома или низкоуглеродистого феррохрома.

При выплавке стали 000X18H12 в завалку дают железо и никель, после расплавления этой части шихты в вакууме присаживают остальное; выдержка в вакууме составляет 20 мин (для 0,5-т печи), разливку ведут в вакууме без раскисления. Сталь имеет следующий состав: 0,02—0,026% C; 0,006% O; 0,015—0,020% N; 0,008—0,014% S; 0,001—0,004% Ti; 0,02—0,35% Mn; 0,02—0,035% Si.

С целью снижения себестоимости стали по предложению ЦНИИЧМ заменили дорогостоящий металлический хром феррохромом марки Хр00 с более высоким содержанием углерода и применили продувку и обдувку поверхности жидкой стали в вакууме кислородом или смесью кислорода с аргоном. В результате продувки кислородом, несмотря на применение среднеуглеродистого феррохрома, получается готовый металл, содержащий менее 0,02% C. Константа скорости реакции обезуглероживания зависит от температуры продувки; повышение температуры на 100°С (с 1520 до 1620°С) увеличивает константу скорости с  $1,7 \cdot 10^3/\text{сек}$  до  $2,8 \cdot 10^3/\text{сек}$ . При высоких температурах продувки содержание углерода снижается до 0,003—0,004%, однако при обезуглероживании стали повышается содержание кислорода до 0,03—0,05%, поэтому после проведения кислородной обработки стали в вакууме приходится раскислять металл металлическими раскислителями для снижения содержания кислорода до 0,005—0,003% [64].

При выплавке стали 0X18H9 на отходах вместе с завалкой присаживали окалину или руду для дополнительного окисления металла. Вакуумирование стали проводили при  $1600^{\circ}\text{C}$  и остаточном давлении  $600\text{--}650\text{ н/м}^2$  ( $3\text{--}5\text{ мм рт. ст.}$ ); перед выпуском металл раскисляли ферросилицием и алюминием. Получили сталь, содержащую  $0,02\%$  С и  $0,005\%$  О. Однако эта технология требует значительной выдержки. Получение низкоуглеродистой нержавеющей стали путем чистого вакуумирования, требующего значительного перегрева металла и длительной выдержки его в вакууме, возможно лишь в небольших печах.

По данным работы [65], нержавеющую сталь в Англии получали дуплекс-процессом. В открытой печи выплавляли сталь с  $0,19\text{--}0,06\%$  С, заливали ее в вакуумную печь емкостью  $750\text{ кг}$  и проводили вакуумирование при остаточном давлении  $65\text{ н/м}^2$  ( $0,5\text{ мм рт. ст.}$ ); время вакуумирования составляло  $15\text{ мин.}$  За  $15\text{ мин}$  содержание водорода снижалось с  $17$  до  $3\text{ мл/100 г}$ , а содержание углерода — до  $0,03\%$ .

В работе [66] была использована для вакуумной плавки 3-т индукционная печь мощностью  $500\text{ кВт}$ , в которой тигель накрыли кожухом с крышкой, так что индуктор остался снаружи. В этой печи возможно было снижать давление до  $40\text{ н/м}^2$  ( $0,3\text{ мм рт. ст.}$ ). Шихтовую заготовку выплавляли в открытой 6-т печи, заливали в вакуумную печь  $3\text{ т}$  жидкого металла и добавляли железную руду ( $0,8\%$  от веса металла). При снижении давления до  $65\text{ н/м}^2$  ( $0,5\text{ мм рт. ст.}$ ) начиналось сильное кипение и содержание углерода уменьшалось до  $0,03\%$  без потери других элементов.

Следует отметить, что при обезуглероживании стали в вакууме во всех случаях — простая выдержка, вакуумирование с присадкой твердого окислителя, при помощи газообразного окислителя — не происходит заметного окисления хрома; концентрация хрома уменьшается на  $1\text{--}1,5\%$  от абсолютного его содержания. Например, с  $18,5$  до  $17,0\%$  или с  $18,5$  до  $18,0\%$  [67]. В то же время при получении низкоуглеродистой стали в обычных условиях при снижении содержания углерода до  $0,04\%$ , например продувкой ванны в дуговой печи кислородом, потери хрома достигают  $4,5\%$ .

Работа вакуумной индукционной печи на жидком металле весьма эффективна. Если проводить обезуглероживание и рафинирование металла в вакууме, то длительность плавки в открытой дуговой печи может быть уменьшена в два раза. Когда идет рафинирование в вакуумной печи, в дуговой печи расплавляется вторая порция металла. Поскольку процесс обезуглероживания из дуговой печи переносится в вакуумную, нет необходимости сильно разогревать металл перед продувкой его кислородом в дуговой печи, что должно благоприятно сказаться на стойкости футеровки печи. На рис. 54 сравнивается стоимость производства обоими методами. Чистые производственные расходы при

дуговой плавке ниже, чем при дуплекс-процессе, однако стоимость слитков складывается из производственных расходов и из стоимости шихты. Если учесть, что при дуговом переплаве теряется до 5% шихты, то стоимость этого переплава становится выше стоимости дуплекс-процесса. При месячной производительности 1000 т стоимость слитков может быть снижена на 50 марок за тонну, если применить дуплекс-процесс 10-т дуговая печь — 10-т вакуумная печь.

При выплавке стали типа X28 [67] в печи емкостью 20 кг добились получения металла с содержанием углерода 0,003% при давлении 0,65 н/м<sup>2</sup> (0,005 мм рт. ст.); содержание кислорода составляло 0,0005%, водорода  $5 \cdot 10^{-5}$ %, азота до 0,003%.

Уменьшение содержания углерода в первую очередь отражается на устранении склонности хромоникелевой стали к межкристаллитной коррозии. Неоднократно было показано и, в частности в работе [68], что сталь с содержанием углерода менее 0,02% не проявляет склонности к интеркристаллитной коррозии, оцениваемой по изменению электросопротивления после кипячения в растворе медного купороса с серной кислотой и с медной стружкой. Испытания, проведенные в кипящей 55%-ной азотной

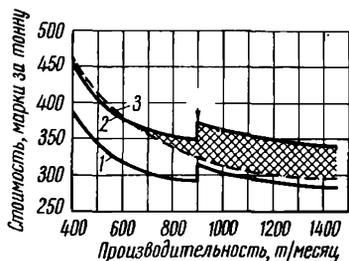


Рис. 54. Сравнение стоимости производства нержавеющей стали (X5CrNi18.9) в 10-т дуговой открытой печи с кислородом и методом дуплекс-процесса дуговой 10-т печи — 10-т вакуумная индукционная печь:

1 — дуговая печь (без учета расходов на угар); 2 — дуговая печь при учете угара (5%); 3 — дуговая и вакуумная печи

кислоте, показали, что сталь с низким содержанием углерода имеет минимальные потери в весе, т. е. устойчива к общей коррозии (рис. 55). Если до 0,025% С изменение электросопротивления с изменением концентрации углерода составляет 1—4%, потери в весе 0,2—0,6 г/(м<sup>2</sup>·ч) для образцов, подвергнутых провоцирующему отжигу при 650° С, то при увеличении концентрации углерода изменение электросопротивления возрастает до 1000%, а потери в весе до 25—30 г/(м<sup>2</sup>·ч) и стойкость в кипящей азотной кислоте отожженной стали уменьшается по сравнению со стойкостью закаленной стали в 100—150 раз.

Особенное значение низкоуглеродистая безтитанистая сталь имеет при производстве сварочных работ. Так как при работе с электродами из обычной нержавеющей стали с титаном основное количество титана при сварке выгорает и в металл не переходит, то швы сварных соединений без соответствующей термической обработки становятся склонными к межкристаллитной коррозии. Применение сварочных электродов с минимальным содержанием углерода позволит производить сварку и полу-

часть высококачественные швы без дополнительной термической обработки.

На механические свойства стали большое влияние оказывает содержание кислорода; как видно из рис. 56, ударная вязкость безуглеродистой стали с пониженным содержанием кислорода имеет максимальные значения. При повышении содержания кислорода до 0,01% ударная вязкость резко снижается.

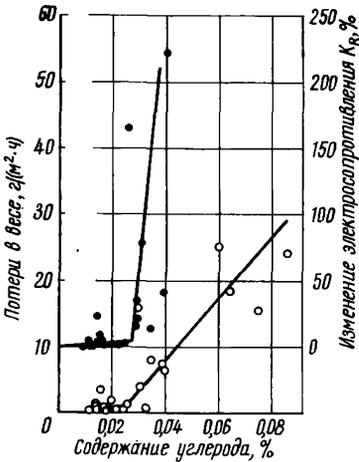


Рис. 55. Влияние концентрации углерода на устойчивость стали X18H9 против общей коррозии в кипящей азотной кислоте и растворе медного купороса в серной кислоте с медной стружкой:

● — изменение электросопротивления  $(K_R = \frac{R' - R}{R} \cdot 100\%)$ ; ○ — потери в весе

При работе с крепкой азотной кислотой при повышенных температурах особое внимание должно быть уделено устранению ножевой коррозии путем применения сталей 00X18H9T и 0X18H9T с содержанием углерода не более 0,06%. Высокой коррозионной стойкостью в средах, содержащих азотную кислоту, обладают

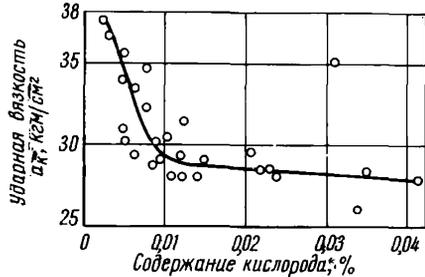


Рис. 56. Влияние содержания кислорода на ударную вязкость низкоуглеродистой нержавеющей стали

сварные соединения, выполненные из стали типа 18-8 с содержанием углерода менее 0,03% с использованием присадочного материала того же состава.

При понижении концентрации углерода повышается склонность стали к образованию аустенитно-ферритной структуры. Для предотвращения появления ферритной составляющей приходится повышать содержание никеля, которое доводят до 12%. Титан и ниобий в углеродистых нержавеющей сталях являются стабилизирующими элементами, но при плавке в вакууме они вызывают загрязнение стали карбидными, нитридными или карбонитридными включениями; сталь, не содержащая титана и ниобия, получается чище. Титан и ниобий ликвируют в слитке и при наличии углерода они образуют сгущения включений; при прокатке эти сегрегаты могут давать плоскости слабину, порождающие расслоения и плены. Кроме того, стали без титана имеют

более крупное зерно, более однородны. Уменьшение содержания углерода повышает деформируемость стали, позволяет получать более чистую поверхность, улучшает полируемость. Нестабилизированные стали обладают, как указывает Бервик [69], более высокой жидкотекучестью, что имеет большое значение при сварке, так как можно увеличить скорость сварки. Кроме того, титан при сварке взаимодействует с азотом воздуха и загрязняет шов неметаллическими нитридными включениями. Вакуумная плавка не только повышает пластичность нержавеющей сталей, но и увеличивает их длительную прочность. Так, для стали типа 1X18H9T, выплавленной в вакууме, предел длительной прочности при 650° С и нагрузке 25 кг/мм<sup>2</sup> возрастает с 22 ч 15 мин (для стали, выплавленной в открытой печи) до 33 ч 40 мин, относительное удлинение увеличивается на 66%, а сужение поперечного сечения — на 18%. Однако прочность низкоуглеродистых сталей несколько ниже: при 400° С сталь с 0,03% С имеет допустимую нагрузку 8,1 кг/мм<sup>2</sup>, сталь с 0,08% С 9,9 кг/мм<sup>2</sup>.

Свойства высокопрочных сталей с 16% Сг и 16% Ni после вакуумной плавки также улучшаются — предел прочности при 700° С и длительности испытания 1000 ч возрастает с 10 до 14,5 кг/мм<sup>2</sup>.

Сталь X27 после плавки в вакууме имела ударную вязкость 22,4 кгм/см<sup>2</sup>, а обычная сталь 0,5 кгм/см<sup>2</sup>, что объясняется снижением содержания углерода ниже 0,01% [67]. Сталь того же класса с 25% Сг, выплавленная на воздухе, имела работу разрушения 0,7 кгм, а после плавки в вакууме 18 кгм; одновременно температура порога хрупкости после плавки в вакууме стала значительно ниже. Для стали с 16% Сг вакуумная плавка понизила порог хрупкости с +100° С до —50° С, при этом ударная вязкость литой стали увеличилась с 3,4 до 11,4 кгм/см<sup>2</sup>, а прокатной — с 14 до 26,0 кгм/см<sup>2</sup> [70, 71].

### *Жаропрочные сплавы*

Жаропрочные сплавы, выплавленные в вакуумных индукционных печах, разливают либо в малые слитки для последующей деформации, либо в крупные слитки, которые часто после соответствующей обработки переплавляют в вакуумных дуговых печах, или используют в качестве шихтовой заготовки для мелких вакуумных индукционных печей, в которых отливают различные фасонные детали.

В большой вакуумной индукционной печи емкостью в несколько сот килограммов выплавляют металл, являющийся шихтовой заготовкой основного химического состава; металл разливают либо на мелкие слитки для последующего переплава в малых печах, либо на крупные слитки, которые проковывают или прокатывают и режут на мерную заготовку. Последующие плавки проводят в небольших литейных печах емкостью 10—

20 кг. В литейных печах предусмотрен подогрев формы, в некоторых устанавливают центробежную машину. В печах полунепрерывного действия может быть установлено большое число форм, например в печи емкостью 250 кг можно отливать 60 слитков или отливок при помощи чайникового подогреваемого ковша, расположенного внутри корпуса печи. Камера изложниц или форм имеет трубчатый подогреватель диаметром 600 мм, внутри которого проходит цепочный конвейер, перемещающий формы.

Применяется также заливка металла в формы, устанавливаемые непосредственно над тиглем и заливаемые при наклоне печи.

Этот способ заливки металла имеет следующие преимущества — заливка быстрая, нетурбулентная, происходит флотация окисной пленки. Хорошие результаты получаются при заливке тонких сечений, при этом температура разлива может быть снижена на 40° С. Устройство печи необычайно просто: тигель сверху накрывается колпаком с вакуумпроводом, внутри колпака устанавливается форма, плавка идет при давлении 133 н/м<sup>2</sup> (1 мм рт. ст.).

При выплавке и разливе жаропрочных сплавов серьезную неприятность представляет образование окисной пленки на зеркале металла. При выплавке этих сплавов на воздухе пленка является причиной брака при дальнейшей обработке слитков и отливок из-за грязной макроструктуры, низких жаропрочных свойств, хрупкого разрушения сплавов при ковке. Пленки часто располагаются по границам зерен и снижают пластичность металла при рабочих температурах.

При плавке в вакууме благодаря раскислению углеродом и повышению температуры удается разрушить возникающую окисную пленку; частично окисная пленка смачивает стенки тигля и впитывается ими. Разливка жаропрочных сплавов в вакууме идет с чистым зеркалом.

При выплавке жаропрочных сплавов в тигель загружают основные составляющие сплава — никель, железо или кобальт, после расплавления дегазируют, частично раскисляют присадкой углерода и после этого присаживают хром, молибден, раскисляют никельтитановой лигатурой или дают лигатуру с целью легирования титаном, присаживают никельалюминиевую лигатуру. Раскисление углеродом проводят при помощи графитового порошка, присаживаемого на зеркало ванны; конечное раскисление часто проводят мишметаллом. В результате вакуумного переплава жаропрочных сплавов на никелевой или кобальтовой основе удается устранить окисные пленки, располагающиеся по границам зерен, получить однородный по составу металл со стабильными свойствами от плавки к плавке.

Жаропрочные сплавы, выплавленные в вакууме, имеют пониженное содержание газов. Так, например, для сплава типа R-235 (0,15% С; 15,5% Cr; 5,3% Mo; 10% Fe; 2,0% Ti; 3,0% Al; N —

остальное) по сравнению с плавкой на воздухе содержание кислорода уменьшилось с 0,017 до 0,0025%, азота с 0,004 до 0,002%, водорода с 0,0016 до 0,0005% [72].

В кобальтовом сплаве, выплавленном в вакууме и раскисленном водородом, содержание кислорода уменьшилось по сравнению со сплавом, выплавленным в открытой печи, с 0,02 до 0,006%, азота с 0,012 до 0,004%.

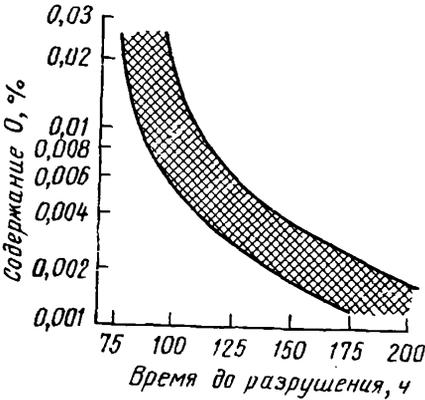


Рис. 57. Влияние кислорода на длительную прочность сплава Юдмет 500

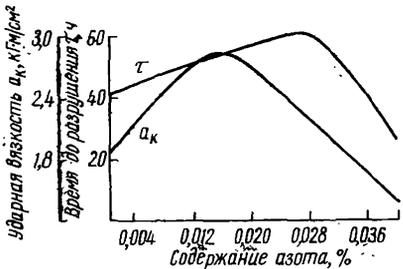


Рис. 58. Влияние содержания азота на свойства жаропрочного сплава (по данным А. В. Фролова, В. П. Гречина)

В сплаве Веспаллой (0,07% С, 0,4% Si, 0,7% Mn, 19% Cr, 14% Co, 4,3% Mo, 3,0% Ti, 1,3% Al, Ni — остальное), содержание кислорода после плавки составило 0,0012%, азота 0,012%, водорода 0,00025%.

Как известно, в большинстве случаев содержание газов отрицательно влияет на механические свойства сплавов (рис. 57). На рис. 58 показано влияние азота на свойства сплава ЖС6К. Как видно из графика, максимальное значение для длительной прочности достигается при 0,028% N, а для ударной вязкости — при 0,01%. Некоторое положительное влияние азота связано, очевидно, с его модифицирующей ролью.

При вакуумной выплавке жаропрочных сплавов в значительной степени испаряются примеси цветных металлов, что позволяет получить металл с более низким содержанием примесей цветных металлов, чем в сплавах, выплавленных всеми остальными способами.

В табл. 25 приведено содержание примесей цветных металлов в зависимости от способа выплавки в жаропрочной стали ВКС-1 (по данным К. К. Чуприна).

Ранее было показано, что испарение вредных примесей зависит от глубины вакуума при выплавке так же, как и содержание газов, поэтому для жаропрочных сплавов понижение давления в печи является целесообразным. В. М. Антипов и

Содержание примесей цветных металлов в высокопрочной стали

Примеси	Содержание, %				
	выплавка на воздухе	ЭШП <sup>1</sup>	ВДП <sup>2</sup>	ВИП <sup>3</sup>	ВИП + ВДП
As	0,0035	0,0017	0,0017	0,0016	0,0016
Sn	0,004	0,0028	0,0028	0,0015	0,0015
Sb	0,015	0,013	0,009	0,0015	0,0015
Pb	0,0003	0,0003	0,0003	0,0002	0,0002
Cu	0,12	0,12	0,12	0,08	0,08
Bi	0,0003	0,0003	0,00018	0,00017	0,00017

<sup>1</sup> Электрошлаковый переплав.

<sup>2</sup> Вакуумный дуговой переплав.

<sup>3</sup> Вакуумная индукционная плавка.

Г. Н. Окоороков показали, что в вакууме происходит значительное очищение металла от свинца и висмута и снижение содержания меди и сурьмы. Однако следует указать, что не всегда нужно стремиться проводить плавки в глубоком вакууме. Для некоторых пленкообразующих сплавов достаточно остаточного давления 13—133 н/м<sup>2</sup> (0,1—1,0 мм рт. ст.), чтобы получить металл со свойствами, соответствующими техническим условиям.

Значительное влияние на свойства сплавов оказывает и величина натекания (рис. 59).

На рис. 60 показано влияние глубины вакуума на механические свойства никельхромового литого сплава.

При переплаве отходов другого сплава на никелевой основе длительная прочность возросла с 52 до 114 ч, относительное удлинение с 7,7 до 12%, а относительное сужение поперечного сечения с 12,5 до 19,4% при 850°С и напряжении 20 кг/мм<sup>2</sup> [73].

Свойства сплава ЭИ437Б [74], выплавленного в вакууме, приведены в табл. 26.

Вакуумная плавка повышает ковкость кобальтовых сплавов, что позволяет обрабатывать обычно недеформируемые сплавы. Повышаются свойства литых сплавов, прецизионного литья — лопаток, клапанов, роторных дисков турбин, направляющих и других деталей реактивных двигателей.

Вакуумная плавка позволяет повысить механические свойства жаропрочных сплавов путем усложнения состава, т. е.



Рис. 59. Влияние величины натекания на длительную прочность сплава Ю500 (80)

Механические свойства сплава ЭИ437Б,  
выплавленного в вакууме и на воздухе

Температура испытания, °С	$\sigma_B$ , кг/мм <sup>2</sup>		$\sigma_S$ , кг/мм <sup>2</sup>		$\delta$ , %	
	воздух	вакуум	воздух	вакуум	воздух	вакуум
25	96	109	66,5	63,7	14	31,2
600	94	92,5	59,0	57,4	22	32
700	84	85,6	56,5	56,0	16,5	13
800	56	60,5	44	48	16	13
900	—	30	—	25,3	—	16

введения новых легирующих компонентов, повышения содержания упрочняющих компонентов. При обычной плавке на воздухе увеличение содержания титана, алюминия, молибдена или усложнение состава приводит к падению жаропрочных свойств.

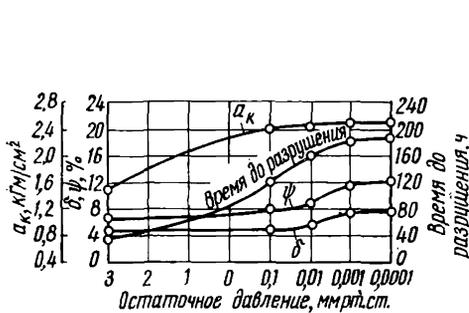


Рис. 60. Зависимость механических свойств жаропрочного сплава на никельхромовой основе от остаточного давления при плавке в вакууме [79]



Рис. 61. Влияние содержания легирующих элементов на время до разрушения образцов [75]: 1 — плавка в вакууме; 2 — обычная плавка

На рис. 61 показано влияние увеличения содержания легирующего элемента на свойства сплавов, выплавленных в вакууме и в открытой печи [75].

### Электротехнические стали и сплавы

Как показали исследования Г. А. Гарнык [76], высокими пластическими и электротехническими свойствами обладает вакуумная трансформаторная сталь, содержащая не более 0,001—0,003% O, 0,003—0,004% N и 0,02% C; из этой стали прокатывали тонкую ленту толщиной 0,08 мм. В вакууме возможно выплавлять сталь с повышенным содержанием кремния — до 6,0% — без заметного понижения пластичности, чего не удалось добиться при выплавке стали того же состава на воздухе.

На рис. 62 показано влияние загрязнения кремнистой стали на намагничивание в слабых полях.

Повышение содержания кислорода в стали вызывает увеличение потерь на гистерезис; повышение содержания азота увеличивает площадь петли гистерезиса, что приводит к большим потерям энергии.

При отжиге стали с высоким содержанием кислорода сильно угорает кремний, что приводит к снижению удельного электропротивления стали.

Трансформаторную сталь выплавляли на шихте, состоявшей из чистого железа [76]. Рафинирование от серы и фосфора проводили на воздухе шлаком. Часть кремния присаживали до вакуумирования с целью получения более низкого содержания углерода, при этом конечные содержания углерода оказывались равными 0,015—0,007%. Основное количество кремния присаживали в вакууме.

Для получения магнитомягких сплавов 50Н и 79НМ расплавляли железо, никель, молибден [77]. После расплавления дегазировали сплав и раскисляли его углеродом. Величина произведения  $C \times O$  в металле составляла  $4-6 \cdot 10^{-5}$ . При выплавке сплава 79НМ в 0,5-т печи (по данным Л. Л. Савенка) раскисление только углеродом не обеспечивало необходимой пластичности металла и высоких магнитных свойств, поэтому применяли для раскисления никельмагниевою лигатуру. Раскисление сплава 80НМА вместо углерода водородом позволило снизить содержание кислорода с 0,014—0,025% до 0,001—0,006%, водорода с 0,0008 до 0,0005%. При этом начальная магнитная проницаемость возросла со 100000 до 300000 гс/эрст, а коэрцитивная сила уменьшилась с 0,0043—0,0074 до 0,0025—0,0036 эрст. Раскисление водородом позволяло получать прецизионные сплавы с низким содержанием неметаллических включений, что облегчало производство ленты и проволоки микронных сечений [78].

Успешно выплавляли в вакууме и сплав пермендюр К50Ф2 с содержанием газов в 5 раз меньшим обычного.

#### Выплавка чистого железа и никеля

Получение чистого железа металлургическим путем в виде слитков или других заготовок является сложным процессом. Рассмотрим многоступенчатый способ получения чистого железа [79], состоящий из следующих этапов:

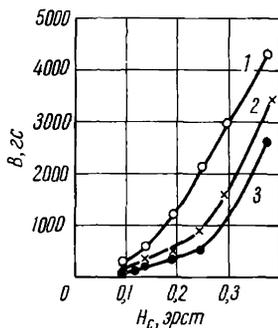


Рис. 62. Влияние содержания в трансформаторной стали кислорода и азота на магнитные свойства [76]:

1 — суммарное содержание кислорода и азота составляет 0,0041%; 2 — то же, 0,0253%; 3 — то же, 0,024%

а) переплав электролитического железа в большой открытой индукционной печи с науглероживанием до 2,5% и наведением шлака из извести и шпата для понижения содержания серы до 0,002%;

б) продувка жидкого металла в кислой индукционной печи кислородом до содержания углерода 0,15%;

в) переплав в вакуумной индукционной печи при остаточном давлении  $10^{-1} - 10^{-2}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-3} - 10^{-4}$  мм рт. ст.) для снижения содержания углерода до 0,05—0,06% и кислорода до 0,001—0,002%;

г) второй вакуумный переплав с дополнительным окислением углерода до 0,002—0,004%. Конечный продукт содержит 0,001—0,002% O; 0,0049% Si; 0,007% P; 0,004% S; 0,01% Cr; 0,01% Cu; 0,002% Ni.

При проведении первого и второго передела несколько раз наводят новый шлак. Плавку проводят при низкой температуре, чтобы не происходило восстановления фосфора. Низкое содержание серы в железе можно получить и путем применения шлаковой смеси при плавке в вакууме.

Установлено, что при выплавке чистого железа в вакууме в тигле из окиси магния после первоначального довольно быстрого снижения содержание кислорода затем повышается, а содержание углерода снижается [80]. При переплаве в вакууме железа с высоким исходным содержанием кислорода (0,15%) и очень низким содержанием углерода после выдержки в течение 1 ч содержание кислорода снизилось до 0,072%, что К. Броцман объяснял поглощением закиси железа стенками тигля, которое достигло 5,2%, в то время как в чистой окиси магния оно составляло 0,4%; при последующей плавке в таком тигле железо насыщалось кислородом из стенок тигля. Константа распределения  $\frac{[\text{FeO}]}{(\text{FeO})}$  составляла 0,025 при 1550° С, в то время как для жидких шлаков системы FeO — MgO константа равна 0,0021 [32].

При выплавке чистого никеля в вакуумных индукционных печах по технологии одной из зарубежных фирм брикеты Монд-никеля отжигают в атмосфере влажного водорода при 800° С для обезуглероживания до 0,07—0,007%; затем брикеты расплавляют в атмосфере водорода, заменяют водород гелием, вакуумируют, снова вводят водород, потом гелий и выдерживают в вакууме, разливая при давлении 1 атм в гелии. В таком никеле содержание примесей не превышает 0,005%, в том числе углерода 0,001—0,002%, кислорода менее 0,0001—0,0018%, водорода и азота менее 0,003% [81].

## Шарикоподшипниковая сталь

Как известно, основная задача металлургии шарикоподшипниковых сталей заключается в выплавке стали, чистой по неметаллическим включениям.

Стойкость подшипников в основном определяется содержанием неметаллических включений в стали. Выкрашивание включений на дорожках качения создает опасные участки концентрации напряжений при знакопеременной нагрузке; возникающие напряжения превышают пределы прочности и текучести стали и происходит разрушение шарика или кольца подшипника.

Сталь, выплавленная в вакуумной индукционной печи, имеет предел усталости при 20 млн. циклов знакопеременной нагрузки 91—97 кг/мм<sup>2</sup>, в то время как сталь, выплавленная в основной электропечи 66—71 кг/мм<sup>2</sup> [82].

На рис. 63 показано повышение свойств шарикоподшипниковой стали, выплавленной в вакууме. При одном и том же напряжении число циклов до разрушения вакуумной шарикоподшипниковой стали больше в 1000 раз по сравнению с обычной сталью.

Повышение свойств шарикоподшипниковой стали в первую очередь объясняется повышением степени ее чистоты. Плавка в вакууме обеспечивает уменьшение концентрации кислорода с 0,002 до 0,0014%, азота с 0,0088 до 0,0040%. Соответственно уменьшается загрязненность стали и неметаллическими включениями.

Большое значение имеет не только общее содержание неметаллических включений, но и их вид и распределение как по слитку, так и в структуре металла. В стали, выплавленной в вакууме, включения меньше, более равномерно расположены по слитку, не образуют скоплений, исключено появление строчечных или стрингерных включений.

Так, например, по данным зарубежных исследователей, загрязненность включениями стали ШХ15, выплавленной в вакууме, оценивалась баллом 1—1,5 мелких включений по классам АВСД (шкала ИК); загрязненность обычной стали составляла 2,5 балла мелких включений и 2 балла крупных включений.

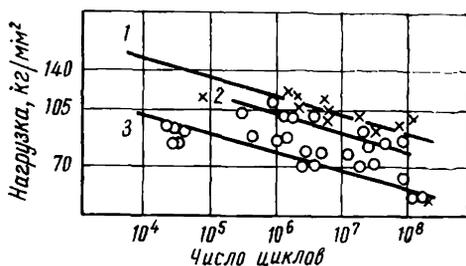


Рис. 63. Повышение свойств шарикоподшипниковой стали после вакуумного переплава:

1 — плавка в вакуумной индукционной печи; 2 — переплав в вакуумной дуговой печи электродов, выплавленных на воздухе; 3 — плавка на воздухе

Интересно отметить, что по мере увеличения размера печи увеличивается степень очищения металла от кислорода; так, для садки 10 кг содержание кислорода составляет 0,0017%, для 125 кг 0,0007%, 700 кг 0,0005% и 1250 кг 0,0002% [83].

Однако выплавка шарикоподшипниковой стали в вакуумной индукционной печи не нашла широкого распространения. Возможно, более рациональным для получения особо чистой шарикоподшипниковой стали является дуплекс-процесс: вакуумная индукционная — вакуумная дуговая печь.

### *Инструментальная сталь*

Для инструментальных сталей особенно важно сохранять высокую прочность при выкрашивании и концентрации напряжений. Для изготовления инструмента, работающего в тяжелых условиях, целесообразно применять вакуумную сталь, имеющую высокие механические свойства. Например [84], при изготовлении пуансонов из обычной стали  $W_1$  пригодными оказались только 50% пуансонов, а при изготовлении их из вакуумной стали — 90%. Кокили для отливки корпусов двигателей, сделанные из вакуумной стали H11, имели в два раза более высокую стойкость, чем кокили из обычной стали. Прессформы из обычной стали выдерживали 165000 отливок, а из вакуумной 410000. Несмотря на то что вакуумная сталь стоила на 23% дороже, более высокая стойкость компенсировала это повышение стоимости. При литье в прессформу из обычной стали стоимость прессформ, входящая в себестоимость изготавливаемого инструмента, составляла 2,121 цента, а для вакуумной стали 1,048 цента [84].

Вакуумная инструментальная сталь с 0,3% С и 13% Сг лучше полировалась и не нуждалась в специальном покрытии для предотвращения образования каверн на поверхности [85]. Эту сталь использовали при производстве стеклянной посуды с гладкими стенками. Более высокой стойкостью обладали приспособления из этой вакуумной стали при работе с агрессивными пластмассами во влажном климате.

В стали, выплавленной в вакуумной индукционной печи, меньше сегрегация примесей; так, заготовки из вакуумной инструментальной стали, идущей на монетные штампы, благодаря большой однородности оказались годными на 90%, в то время как заготовки из обычной стали — на 50% [85].

### *Конструкционные стали*

Для конструкционной стали большое значение имеет однородность свойств в поперечном и продольном направлениях. Обычно после вакуумной плавки возрастают свойства в поперечном направлении и уменьшается анизотропия свойств. Как видно из рис. 64, у стали 4340 (0,4% С, 0,7% Mn, 0,25% Si, 1,8% Ni,

0,8% Сг, 0,25% Мо), выплавленной в вакууме, заметно повышается относительное сужение в поперечном направлении по сравнению с обычной сталью. Предел усталости вакуумной стали в поперечном направлении составляет  $72,5 \text{ кг/мм}^2$ , а в продольном направлении  $78,6 \text{ кг/мм}^2$ ; предел усталости обычной стали в продольном направлении равен  $61,7 \text{ кг/мм}^2$  [86].

После переплава в вакууме стали 18ХНВА уменьшается зона столбчатых кристаллов, содержание кислорода — с 0,009 до 0,0002—0,0005%, азота — с 0,008 до 0,002%, соответственно и содержание неметаллических включений — с 0,01—0,1% до 0,0017—0,005% [27].

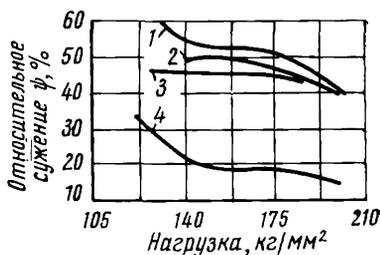


Рис. 64. Влияние вакуумной плавки на свойства конструкционной стали:

1 — плавка в вакууме, продольные образцы; 2 — то же, поперечные образцы; 3 — плавка на воздухе, продольные образцы; 4 — то же, поперечные образцы

## Г Л А В А VI. ВАКУУМНЫЙ ДУГОВОЙ ПЕРЕПЛАВ

Принцип действия вакуумных дуговых печей заключается в том, что электрод или шихта расплавляются в водоохлаждаемом медном тигле — кристаллизаторе — под действием электрической дуги; расплавление происходит в вакууме. Металл, наплавляемый в медный тигель, заливается в форму или кристаллизуется в тигле в виде слитка.

Вакуумные дуговые печи обладают следующими достоинствами:

1. В вакууме жидкий металл рафинируется от газов и других загрязнений.

2. Отсутствует контакт с огнеупорными материалами, что позволяет получать весьма чистый металл.

3. Применение медного водоохлаждаемого кристаллизатора позволяет получать плотные слитки с малой усадочной раковинной и благоприятно направленной структурой.

4. Можно выплавлять слитки больших размеров — в настоящее время до 60 т, проектируются печи для выплавки слитков массой 100—200 т.

Недостатки вакуумных дуговых печей:

1. Для большинства печей необходима специально подготовленная шихта в виде кованных или литых круглых или квадратных электродов.

2. Возможности легирования металла весьма ограничены.

3. Дуговые вакуумные печи плохо приспособлены для производства литья.

Дуговые вакуумные печи делятся на две группы: печи с расходуемым электродом и печи с нерасходуемым электродом.

Печи с нерасходуемым электродом имеют постоянный электрод, например вольфрамовый. Шихта подается в зону плавки или располагается под постоянным электродом на поддоне или в медной водоохлаждаемой чаше. Между постоянным электродом и шихтой горит дуга, металл плавится в медном кристаллизаторе.

Дуговые вакуумные печи с нерасходуемым электродом применяют в лабораторных целях для выплавки небольших иорций сплавов, сложных композиций для исследования их свойств.

В печах с расходуемым электродом предварительно выплавленная в обычной сталеплавильной печи заготовка является электродом, который под воздействием электрической дуги расплавляется. Жидкий металл стекает в кристаллизатор с поддоном и там застывает в виде слитка.

Дуговые вакуумные печи с расходуемым электродом применяют для переплава слитков из стали и жаропрочных сплавов на никелевой или кобальтовой основе, а также для получения литого молибдена, вольфрама и их сплавов.

Особый вид дуговых вакуумных печей представляют гарнисажные печи. На стенах медного водоохлаждаемого тигля образуется твердый гарнисаж из нерасплавленного металла того же состава, который переплавляют. Эти печи применяют для плавки и литья тугоплавких металлов и их сплавов и при отливке изделий из титана.

### **ГОРЕНИЕ ДУГИ В ВАКУУМЕ**

Прежде чем перейти к рассмотрению устройства вакуумных дуговых печей, необходимо вкратце ознакомиться с особенностями дугового разряда в вакууме.

В дуговом разряде, горящем между твердым электродом — катодом — и жидкой металлической ванной, можно выделить несколько участков:

1. Катодное пятно. С небольшого участка катодного пятна происходит термоэлектронная эмиссия. Температура катодного пятна зависит от материала катода; по одним данным, она составляет для железа  $2430^{\circ}\text{K}$ , никеля  $2370^{\circ}\text{K}$ , вольфрама  $3000\text{—}3640^{\circ}\text{K}$  [87]; по другим — для стали  $1993^{\circ}\text{K}$ , титана  $2048^{\circ}\text{K}$ , молибдена  $2948^{\circ}\text{K}$  [88]. На металлическом электроде пятно находится в непрерывном движении. Предполагается, что оно перемещается на места, имеющие низкую работу выхода электронов, т. е. места, где находятся загрязнения, неметаллические

включения и т. п. При малом катодном пятне плотность тока, рассчитанная по площади пятна, имеет большое значение, в катодном пятне выделяется большая мощность.

2. Катодная область столба дуги. Длина прикатодного промежутка определяется длиной свободного пробега электронов; чем ниже давление, тем больше катодная область. В этой области, по данным Н. И. Бортничука, происходит значительное падение потенциала на 18—18,5 в, градиент поля достигает  $10^5$ — $10^7$  в/см. Электроны в прикатодной области приобретают большую энергию и ионизируют газ; положительные ионы газов бомбардируют катод и тем самым повышают его температуру. В прикатодной области выделяется до 60% мощности дуги.

3. Положительный столб разряда. В этой области дуговой плазмы с температурой 8000—12000° С не имеется пространственного заряда, перенос электричества осуществляется электронами. В вакууме по сравнению с разрядом в атмосфере дуга может быть больше растянута без сильного падения силы тока и значительного возрастания напряжения. По мере возрастания давления столб дуги сжимается и переходит в отшнурованный разряд, который хаотически перемещается по зеркалу ванны. В столбе дуги падение потенциала значительно — 0,5—5 в. При очень короткой дуге капли металла, отрывающиеся с конца электрода, замыкают дуговой промежуток, возникают замыкания, происходит разбрызгивание металла, ванна охлаждается, так как ток идет через капли, а не через столб разряда.

4. Анодная область. Область анодного падения потенциала больше катодной, здесь происходит падение потенциала примерно на 2 в.

5. Анодное пятно. В области анодного пятна происходит электронная бомбардировка жидкой ванны. Электроны при столкновении передают аноду свою работу выхода и ту энергию, которую они приобрели при перемещении в области падения градиента потенциала; анодное пятно соответствует сечению столба дуги. При понижении давления пятно расплзается на всю ванну, его площадь значительно возрастает по сравнению с горением дуги на воздухе, это приводит к падению плотности тока и температуры пятна. Поверхность, на которой расположено анодное пятно, нагревается до умеренной температуры, близкой к температуре плавления металла, так как тепло анодного пятна распределяется по всей поверхности ванны.

Температура жидкой ванны при плавке в дуговой вакуумной печи обычно не намного превышает точку ликвидуса для данного металла. Так, по данным М. Я. Смелянского и В. А. Бояршинова, для стали она колеблется от 1750 до 1850° С, для титана составляет 1850° С, молибдена 2800° С. Непосредственные измерения температуры металла в ванне стали ШХ15 на глубине 5 мм через 2 сек после выключения дуги показали 1540° С, т. е. перегрев над температурой ликвидуса всего на 80° С [89]. Тем-

пература металла слабо зависит от силы тока (рис. 65). В центре анодного пятна температура значительно выше и превышает

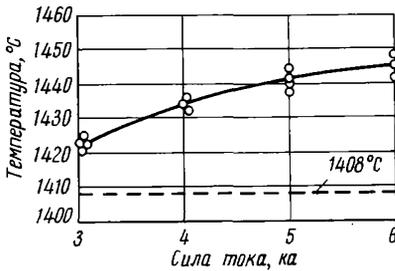


Рис. 65. Зависимость температуры металла от силы тока для стали X8CrNiMoNb1616 (температура плавления 1408°С)

температуру кипения металла, что приводит к повышенному испарению металла, поэтому давление над ванной значительно выше, чем в камере печи.

В целом в прианодной области выделяется 40% мощности дуги. Несмотря на высокую температуру, капля, падая в столбе дуги, не может сильно нагреваться, так как дуговой промежуток, имеющий длину до 10 см, капля проходит за 0,05—0,1 сек.

На расплавление металла расходуется примерно 42% тепла. Расчет теплового баланса вакуумной дуговой печи включает следующие статьи расхода тепла [90], %:

Потери с электрода излучением . . . . .	8—10
Излучения от слитка . . . . .	5—12
Потери на испарение металла . . . . .	10—15
Потери теплопроводностью по слитку . . . . .	20—25
Тепло на расплавление электрода . . . . .	30—50
Нагрев слитка . . . . .	6—10

### ДУГОВЫЕ ВАКУУМНЫЕ ПЕЧИ С РАСХОДУЕМЫМ ЭЛЕКТРОДОМ

На рис. 66 представлена схема печи с расходуемым электродом. Печь состоит из герметичной камеры с прикрепленным к ней медным водоохлаждаемым кристаллизатором. Присоединение кристаллизатора осуществляется при помощи прижимного фланца с резиновым или фторопластовым уплотнением. Камера печи имеет патрубок для подсоединения к вакуумной системе. В верхней части камеры расположено сальниковое уплотнение, через которое внутрь печи проходит стальная водоохлаждаемая штанга — электрододержатель. При помощи переходного зажима — цанги или клинового соединения с чекой и т. п. — электрододержатель соединяется с переплавляемым электродом. В камере имеются окна для непосредственного наблюдения за плавкой и для установки перископических устройств для дистанционного наблюдения. Ток подводится системой гибких кабелей к головке электрододержателя и шинами к фланцу кристаллизатора. Для плавки электрод опускают вниз так, чтобы он коснулся дна кристаллизатора. Кристаллизатор может быть глухим в небольших печах или сквозным, закрывающимся снизу

поддоном на вакуумном уплотнении. На дно или поддон кладут шайбу — затравку, изготовленную из того же материала, что и электрод, и для лучшего электрического контакта немного металлической стружки. После включения тока и небольшого подъема электрода между его концом и затравкой загорается дуга. Металл под действием тепла, выделяемого в дуге, плавится. Весь нижний торец электрода покрывается пленкой жидкого металла толщиной 1—2 мм. Капли металла стекают в кристаллизатор и образуют жидкую ванну. В дальнейшем дуга горит между электродом и жидкой ванной, накапливающейся в кристаллизаторе. По мере оплавления электрода его опускают вниз. В кристаллизаторе непрерывно наплачивается стальной слиток. Дегазация и рафинирование жидкого металла в вакууме происходит на конце электрода, во время падения капель и из жидкой ванны. Хотя давление в камере печи, как правило, составляет  $10^{-1}$ — $6,5 \cdot 10^{-2}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-3}$ — $5 \cdot 10^{-4}$  мм рт. ст.), в зоне плавки давление всегда выше, чем в камере печи на порядок или даже больше. Например, при давлении в камере  $0,65$ — $10,4$  н/м<sup>2</sup> ( $5 \cdot 10^{-3}$ — $8 \times 10^{-2}$  мм рт. ст.) в зоне плавления давление составляет  $13$ — $1,3$  н/м<sup>2</sup> ( $0,1$ — $0,01$  мм рт. ст.). Н. Грубер и С. Носен установили, что перепад давления зависит от соотношения площадей сечения электрода и кристаллизатора. При соотношении, равном  $0,17$ , и давлении в печи  $0,1$  н/м<sup>2</sup> ( $8 \cdot 10^{-4}$  мм рт. ст.), давление у конца электрода составляет  $400$  н/м<sup>2</sup> ( $3$  мм рт. ст.).

По окончании плавки кристаллизатор с тиглем отсоединяют от печи или вынимают слиток из кристаллизатора, опуская поддон, закрывающий кристаллизатор снизу. После установки нового электрода печь закрывают, откачивают и проводят следующую плавку.

Рассмотрим устройство отдельных узлов вакуумных дуговых печей.

### Кристаллизатор

Кристаллизатор представляет собой круглую или квадратную медную водоохлаждаемую трубу со стенкой толщиной от 8 до 20—30 мм; внутренний диаметр трубы соответствует диаметру слитка. Труба имеет небольшую конусность с расширением книзу на 10—15 мм на сторону для облегчения выемки слитка.

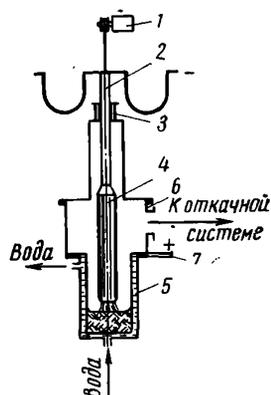


Рис. 66. Схема дуговой вакуумной печи с расходным электродом:

1 — механизм подачи электрода; 2 — электрододержатель; 3 — уплотнение; 4 — электрод; 5 — кристаллизатор; 6 — вакуумная камера; 7 — подвод тока к кристаллизатору

В настоящее время в основном используют круглые кристаллизаторы, однако выплавка слитков в квадратных кристаллизаторах более предпочтительна с точки зрения дальнейшего передела (прокатки) и повышения выхода годного вследствие возможно более благоприятных условий кристаллизации. В верхней части труба приваривается к круглому медному фланцу, которым кристаллизатор подсоединяется к камере печи. Снизу труба закрывается медным водоохлаждаемым поддоном, в пазу которого находится резиновое уплотняемое кольцо. Во многих конструкциях печей после окончания плавки кристаллизатор не отсоединяется от камеры печи, а поддон опускается вниз вместе со слитком, который выходит из кристаллизатора в приямок, расположенный под печью. Для загрузки печи на поддон устанавливают электрод, поддон поднимают, прижимают к кристаллизатору, электрод входит в кристаллизатор, затем его подсоединяют к электрододержателю. В других конструкциях кристаллизатор вместе со слитком отводят в сторону и на его место устанавливают кристаллизатор с новым электродом. Снаружи труба кристаллизатора окружена стальным кожухом водяного охлаждения; охлаждается кристаллизатор принудительной циркуляцией воды, которая под давлением в несколько атмосфер нагнетается в водяную рубашку. Направление подвода воды тангенциальное, вихревое, обеспечивающее лучшее омывание поверхности медной трубы.

Кристаллизаторы небольших диаметров, в несколько десятков миллиметров, изготавливают из цельнотянутых медных труб; большие кристаллизаторы, диаметр которых в настоящее время достигает 1500 мм, делают из труб, изготовленных либо сваркой из листовой меди, либо методом электролитического осаждения.

Длина кристаллизатора должна быть больше длины слитка, чтобы не повреждалось уплотнение между кристаллизатором и камерой при наплавлении слитка. На отечественных заводах отношение длины слитка к диаметру равно 2,5—4,0; некоторые зарубежные фирмы имеют более длинные слитки с отношением  $L/D = 4—9$ .

В табл. 27 приведены параметры слитков, рекомендуемых для принятого у нас ряда диаметров кристаллизаторов [91].

Таблица 27  
Параметры слитков дуговых вакуумных печей

Диаметр кристаллизатора $D$ , мм	Высота $H$ , мм	$H/D$	Масса, т	Диаметр кристаллизатора $D$ , мм	Высота $H$ , мм	$H/D$	Масса, т
150	1000	6,7	0,13	600	3200	5,3	6,75
280	1750	6,2	0,81	700	3600	5,1	10,3
380	2250	5,9	1,9	800	4000	5,0	15,0
480	2700	5,6	3,65				

## Механизм перемещения электрода

Механизм перемещения электрододержателя может быть гибким или жестким. Гибкая подвеска при помощи системы тросов или цепей применяется на крупных вакуумных дуговых печах, в которых переплавляют тяжелые электроды. При использовании гибкой подвески уменьшается опасность повреждения деталей печи или самого механизма перемещения электрода при опускании электрода вниз до упора.

В печах малой емкости применяют жесткую принудительную подачу электрода. В этом случае конец электрододержателя имеет резьбу, на которую навинчивается гайка, заставляющая электрод совершать поступательное движение. Привод подъема электрода может быть как электромеханическим, так и гидравлическим. Гидравлический привод весьма чувствителен, однако недостатком его является то, что в зависимости от изменения температуры и нагрузки меняются свойства масла и, следовательно, постоянно регулирование.

В настоящее время широкое распространение получили электромеханические приводы с дифференциальным редуктором. Дифференциальный привод состоит из двух двигателей — асинхронного с короткозамкнутым ротором и двигателя постоянного тока, — дифференциального редуктора и механизма перемещения электрода. Дифференциальный редуктор осуществляет алгебраическое суммирование скоростей вращения двигателей в соответствии с формулой

$$n_{\text{вых}} = \frac{n_1 \pm n_2}{2},$$

где  $n_{\text{вых}}$  — скорость вращения выходного вала редуктора;  $n_1$  и  $n_2$  — число оборотов первой и второй конических шестерен [92].

Для поддержания малой скорости подачи должна быть малая разность скоростей вращения двигателей. Колебания напряжения в сети, переменная реакция механизма перемещения электрода влияют на изменение скорости вращения того и другого двигателя. Лучше применять два двигателя постоянного тока с регулируемым числом оборотов и самотормозящимися червячными входами редуктора в системе дифференциального привода.

Оптимальным является при этом перемещение электрода за счет уменьшения скорости вращения одного из двигателей при неизменной скорости вращения второго.

Механизм перемещения электрода в печи фирмы Гереус L900 имеет два двигателя постоянного тока по 4 квт. Питание двигателей осуществляется от трехфазных магнитных усилителей. Оба двигателя подсоединены к дифференциальному редуктору. Отклонение напряжения на дуге, по которому осуществляется регулирование, на 0,25 в приводит к изменению скорости враще-

ния регулировочного двигателя на 50 об/мин. Двигатели вращаются с разными скоростями. Вследствие разности скоростей вращения электрод поднимается или опускается; максимальная скорость движения электрода вверх или вниз 3 см/сек. При коротком замыкании полностью останавливается один двигатель и электрод резко идет вверх.

При использовании одного дифференциального редуктора для получения малой скорости подачи электрода при плавлении

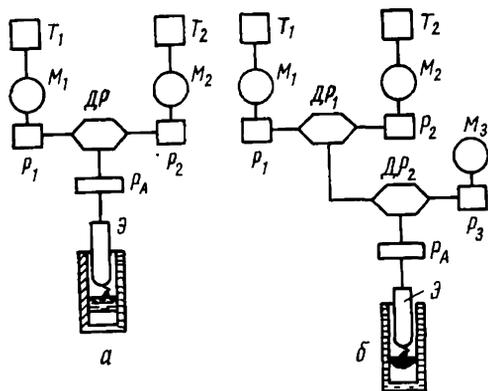


Рис. 67. Схема привода механизма перемещения электродов дуговой вакуумной печи с расходуемым электродом:

а — с одним дифференциальным редуктором; б — с двумя дифференциальными редукторами; М — двигатель; Т — управление двигателем; Р — передаточные редукторы (приводы); ДР — дифференциальный редуктор; Э — электрод

скорость вращения обоих двигателей должна незначительно отличаться друг от друга: 1000 и 1000,1 об/мин. Такую разность скоростей вращения получить невозможно и на практике получается ступенчатое движение с рысканием электрода. Лучшие результаты дает механический привод с двойным дифференциальным редуктором (рис. 67).

Применение второго дифференциального редуктора позволяет поддерживать разность скоростей вращения между обоими двигателями в пределах 700—1200 об/мин. Механизм перемещения

электрода должен обеспечивать в случае необходимости высокую скорость подачи электрода для быстрой загрузки печи и для ликвидации коротких замыканий. Высокую скорость подачи при загрузке электрода получают путем включения третьего двигателя через второй редуктор; при обычном режиме плавки этот двигатель отключен [93].

### Токосодвод

Дуговые вакуумные печи могут работать как на постоянном, так и на переменном токе. Установлено, что работа печей на постоянном токе позволяет использовать все преимущества вакуумного дугового процесса. Обычно к электрододержателю подается по гибким водоохлаждаемым кабелям «минус» от источника постоянного тока, а на кристаллизатор по медным шинам — «плюс». Такое расположение полюсов, когда электрод является катодом, соответствует прямой полярности. При другом расположении полюсов — обратная полярность.

Правильное расположение токоподводов оказывает большое влияние на горение дуги.

Если шины токоподвода несимметрично подведены к фланцу вакуумной камеры или кристаллизатора, то магнитное поле вокруг кристаллизатора будет несимметричным. Эта несимметричность может дополнительно усиливаться неблагоприятным расположением ферромагнитных масс конструкций печи.

Например, на одном из заводов причиной появления несимметричного магнитного поля послужило присутствие под кристаллизатором печи массивной стальной тележки манипулятора.

Под действием несимметричного магнитного поля дуга смещается к краю кристаллизатора, возникает вращающий момент взаимодействия поля с горизонтальной составляющей тока, протекающего в ванне, в результате чего жидкая ванна вращается в горизонтальной плоскости. При этом происходит смещение жидкотвердой фазы по отношению к фронту кристаллизации, нарушается равномерность в распределении ливката и создаются области либо обогащенные, либо обедненные примесями, что может привести к появлению на макротемплетах слитков зон пятнистой ливкации.

Когда вертикальные составляющие плотностей тока распределены симметрично, результирующая сила проходит через центр кристаллизатора и вращения металла не происходит.

Чтобы скомпенсировать магнитные поля, на заводе «Днепро-спецсталь» [94] токоподвод к печи сделали бифиллярным (рис. 68), подведя шины к верхнему фланцу кристаллизатора.

Челябинский НИИМ разработал схему бифиллярно-коаксиального токоподвода. Бифиллярность достигается параллельным подводом разноименных шин к печи, а коаксиальной частью служит электрод и цилиндрическая камера печи. Не допускается раздельный пропуск шин сквозь замкнутые контуры из ферромагнитных материалов.

В настоящее время стремятся стальные конструкции дуговых печей располагать симметрично относительно кристаллизатора и по возможности выполнять их из немагнитной стали.

Примером такой конструкции является печь ДСВ-6, ЗГ6, в которой токоподводящие шины подсоединены к верхнему флан-

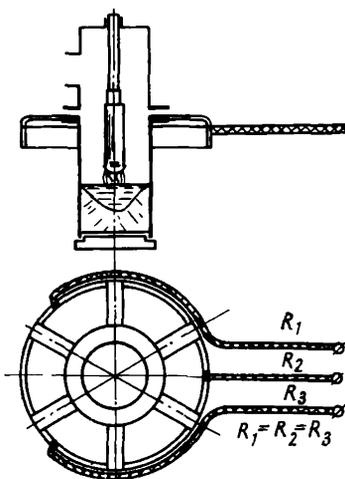


Рис. 68. Схема бифиллярного токоподвода печи ЦЭП-359 [94]

цу кристаллизатора через стальной нижний фланец вакуумной камеры.

Питание кристаллизатора осуществляется без кабелей и симметрично относительно его оси.

Однако полностью устранить воздействие внешнего магнитного поля на ванну не удастся. Необходимо принимать во внимание также и то, что переплавляемые электроды намагничены и оказывают воздействие на вращение ванны; правда, по мере расплавления электрода намагниченность его уменьшается.

Для устранения влияния магнитного поля на ванну применяют внешнее искусственное поле, создаваемое соленоидом, намотанным на кристаллизатор.

По соленоиду пропускается постоянный ток такого знака и величины, чтобы действующие в зоне плавления магнитные поля были полностью скомпенсированы и вращение ванны устранено.

Соленоиды в настоящее время широко используют для регулирования вращения металлической ванны и для стабилизации горения дуги. Поле соленоида должно соответствовать току дуги. При малом токе, когда ванна мелкая и быстро кристаллизуется, применение соленоида нарушает кристаллизацию, ломает зарождающиеся кристаллы, появляется грубая неоднородность в структуре слитка; при высоком токе, когда ванна глубокая, наложение магнитного поля приводит к измельчению структуры.

Использование соленоида приводит не только к вращению дуги по окружности, но и к более равномерному проплавлению электрода. Применение соленоида при выплавке жаропрочных сплавов и титана стабилизирует дугу; плавка без применения соленоида на малом токе дуги идет нестабильно, стенки кристаллизатора забрызгиваются, поверхность слитка получается неудовлетворительной [95]. При слишком большом поле соленоида металл в тигле вращается с большой скоростью, образуется корона, поверхность слитка ухудшается; при умеренном поле образуется мелкозернистая структура, на 25—80% повышаются механические свойства сплава.

При переплаве высокоуглеродистых сталей применение соленоида оказалось нецелесообразным из-за образования неравномерной кристаллической структуры.

### *Источники питания*

Источником питания дуговых вакуумных печей постоянным током служат как машинные генераторы, так и полупроводниковые селеновые или кремниевые выпрямители, которые наиболее распространены за рубежом. Они имеют ток холостого хода до десятков тысяч ампер и напряжение до 85 в. По сравнению с машинными генераторами полупроводниковые выпрямители более надежны, удобны, дешевле, меньше по габаритам, особен-

но для крупных установок. В СССР главным образом используются машинные генераторы, характеристики которых приведены в табл. 28.

Таблица 28  
Характеристики генераторов  
постоянного тока

Тип	Мощность, <i>квт</i>	Напряжение, <i>в</i>	Максимальный ток, <i>а</i>
ГПН360	360	65	5500
ГПН550	550	85	6500
ГПН560	560	40	14000

### Электроды

Для плавки могут быть использованы круглые или квадратные электроды. Диаметр электрода должен быть на 50—140 мм меньше диаметра кристаллизатора, чтобы оставался достаточный зазор между электродом и стенкой кристаллизатора. При диаметре кристаллизатора 200 мм зазор должен быть равен 25 мм, а для 650-мм кристаллизатора 50—65 мм. Если зазор между электродом и стенкой кристаллизатора слишком мал, то давление над ванной будет значительно выше, чем давление в камере печи из-за малого эффективного сечения для откачки газа. Будут образовываться боковые паразитные дуги, снизится температура металла из-за снижения тепловой мощности дуги, образуется тлеющий разряд.

При слишком большом зазоре неблагоприятно распределяется тепло — электрод не экранирует ванну и тепло излучается вверх. Весьма распространенной технологией изготовления электродов для дуговой вакуумной плавки являетсяковка их из слитков с последующей торцовкой и обдиркой на токарных станках. Основной недостаток этой технологии — большое количество отходов (до 50%).

Более экономичным является применение литых электродов. Так, использование литых электродов вместо кованных при переплаве сплава ЭИ437Б позволило устранить расходы на ковку, составившие на 1 т слитка 100 руб. и повысило выход годных электродов с 71—72 до 74—75% при том же качестве металла [96]. На заводе «Днепроспецсталь» [94] литые электроды торцуют с удалением подприбыльной части и донной шайбы толщиной 25—30 мм, а при тщательном контроле за футеровкой поддона для изложниц удается заменить обрезку донной части заточкой на наждачном камне. При использовании электрошлаковых слитков их обрезают снизу на 50—70 мм и обдирают на 3—5 мм на сторону. Основной недостаток литых электродов — глубокая усадочная раковина, возникающая при кристаллизации слитка в высокой изложнице. Кроме того, литые электроды имеют грубую поверхность, требующую обработки; трудно отливать электроды большой длины. Выходом из этого положения может быть производство электродов на машинах полунепрерывной разливки.

Электрод прикрепляется к электрододержателю при помощи переходника. Переходник имеет с одной стороны хвостовик соответствующий электродному зажиму — резьбовое соединение, цанговое, кулачковое, разъемно-шаровое, на шпильке и т. п.; другой, плоской стороной переходник приваривается к электроду. Плавку оканчивают так, чтобы на конце переходника оставался «огарок» электрода достаточной длины, который приваривают к новому электроду. Приваривание электрода можно осуществлять как в печи, так и вне ее; приварка электрода в печи получила сейчас широкое распространение. Электрод загружают в кристаллизатор, печь закрывают и откачивают; опускают электрододержатель с хвостовиком, зажигают дугу и наплавляют лунку жидкого металла. Опускают электрододержатель до упора и выключают ток. Жидкий металл выдавливается из-под огарка и сваривает по периферии огарок и электрод. При этом способе нет необходимости в открывании и закрывании зажима электрододержателя, не нужно дополнительное оборудование.

При приварке электрода вне печи необходим специальный стенд. Преимущество этого способа в том, что сокращается время на приварку электрода в печи, сварка может быть выполнена более качественно.

При внепечной приварке электрода его устанавливают на специальный стенд, голову электрода окружают водоохлаждаемым кожухом, в который засыпают сварочный флюс (шлаки типа АНФ-48, АНФ-6, АНФ-1, молотый шамот); сверху опускают огарок электрода и включают ток. После зажигания дуги процесс аналогичен электрошлаковому. После наплавления достаточного количества металла огарок опускают до упора, ток выключают, соединение разбирают, удаляют остатки шлака [127].

### **РЕГУЛИРОВАНИЕ ДУГОВЫХ ВАКУУМНЫХ ПЕЧЕЙ**

Автоматическое регулирование дуговой вакуумной печи имеет целью поддержание заданной длины дуги, подачу электрода с определенной скоростью, соответствующей скорости его плавления. Изменения длины дуги обычно связаны с изменением силы тока и напряжения, что влияет на процесс кристаллизации. При короткой дуге происходят броски тока, а при длинной может произойти перебрасывание ее на стенку кристаллизатора. При слишком медленной подаче электрода дуга становится излишне длинной, при слишком быстрой подаче возникают короткие замыкания, электрод может привариться к слитку. Регулятор должен быстро ликвидировать короткие замыкания, чтобы не перегрузить источник тока, и устанавливать оптимальный баланс между мощностью, подводимой к дуге, и расходом тепла на плавление, излучение дуги, тепловые потери и т. п. При регулировании

электрического режима необходимо учитывать, что скорость плавления слитка у поддона, в середине и в верхней части кристаллизатора разная из-за разных тепловых условий плавления и кристаллизации металла в этих областях.

Основная трудность регулирования плавки в дуговой вакуумной печи — выбор такого параметра регулирования, по которому можно было бы учесть все возможные факторы во время плавки.

Наиболее подходящим параметром является падение напряжения в дуге, но необходимо учитывать, что при низком давлении напряжение зависит не только от длины дугового промежутка, но и от присутствия паров металла, от давления, наличия магнитного поля и т. п. Градиент потенциала дуги равен  $0,3—0,6$  в/см, необходимо стабилизировать напряжение с точностью  $\pm 0,2—0,3$  в, что обеспечивает постоянство длины дугового промежутка в интервале  $0,7—3,0$  см с точностью  $0,5$  см.

Регулятор, работающий по падению напряжения, должен учитывать, что при большой длине дуги или при малой силе тока пары в дуговом промежутке становятся разряженными и соотношение между длиной дугового промежутка и напряжением отклоняется от нормального. Для устранения этого влияния необходимо работать на токе не менее  $5$  ка и использовать высокочувствительную схему. Внезапное газовыделение при плавке приводит к появлению тлеющего разряда, при этом происходит падение напряжения и регулятор растягивает дугу без стабилизации разряда.

Для улучшения регулирования фирма Геркус включила в схему еще газовое реле. При весьма низком напряжении на дуге или при очень быстром падении напряжения вследствие тлеющего разряда обычный регулятор отключается, а газовое реле стабилизирует положение электрода или включает механизм на опускание электрода, пока не прекратится разряд.

Для получения слитка с хорошей структурой важно вести плавку на токе постоянной силы. Даже при небольшом отклонении силы тока ( $1,5—2,0\%$ ) в течение  $1—2$  сек от нормальной образуются участки неоднородной кристаллической структуры — светлые нити [125]. Это опаснее, чем большие броски тока, но на более короткий промежуток времени.

Нестабильность тока может явиться следствием изменения длины дуги, коротких замыканий, явления ионизации, переброса дуги на стенку кристаллизатора. При стекании капля металла с электрода изменяется длина дугового промежутка, в цепи питания появляются импульсы тока различной продолжительности; чем короче длина дугового промежутка, тем больше частота импульсов, вследствие частого перекрытия промежутка мелкими каплями металла, зажигания и гашения дуги. Броски тока чаще возникают при переплаве сильно загрязненного металла; чем больше падение вакуума в печи, тем больше ампли-



перемещения электрода в подготовительный период. Преимущество этого привода состоит в том, что он не требует жесткой стабилизации оборотов двигателей, которая необходима в чисто дифференциальном приводе. При малой и стабильной скорости выходного вала можно значительно уменьшить мощность двигателя подачи электрода, сохраняя все преимущества чисто дифференциального привода, главным из которых является безынерционность.

При коротком замыкании аварийный блок АБ через тиристорный усилитель ТУ воздействует на двигатель  $D_2$  и электрод с большой скоростью поднимается вверх.

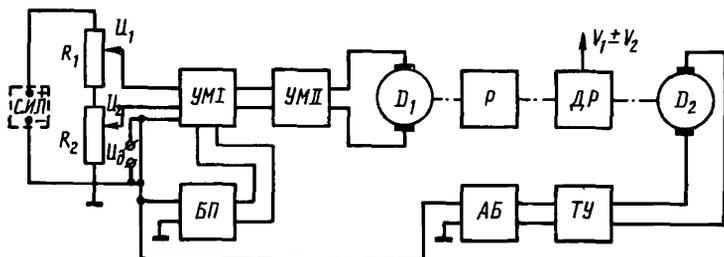


Рис. 70. Схема стабилизации напряжения дуги

Для программирования процесса выведения усадочной раковины выпускается регулятор АРВДП-2, в котором предусмотрено программное изменение силы тока и напряжения дуги.

### ВЫБОР СИЛЫ ТОКА

Скорость плавления электрода зависит от сила тока. В общем виде эта зависимость должна выражаться уравнением

$$A = k(I - I_0),$$

где  $k$  — постоянный коэффициент,  $ка/(a \cdot сек)$ ;

$I_0$  — сила тока,  $a$ , определяющая мощность, идущую на покрытие тепловых потерь электрода. Так как величина  $I_0$  по сравнению с  $I$ , применяемой в промышленных условиях, невелика, то можно пользоваться формулой:  $A = kI$ , где  $I$  — сила тока,  $ка$ . В зависимости от марки стали коэффициент  $k = 0,5—0,7$  при напряжении 25 в [98].

При малых значениях  $I$  или при переплаве тугоплавких металлов (Мо, W) предпочтительнее первая формула.

На рис. 71 приведена зависимость скорости плавления от силы тока для различных сталей и чистых металлов, из которой видно, что скорость плавления не зависит от размера электрода и кристаллизатора, а определяется лишь силой тока.

Как правило, с увеличением силы тока кристаллическая структура слитков приближается к структуре, получаемой при обычной отливке сплавов в чугунные изложницы. У труднодеформируемых сплавов при такой структуре ухудшается деформация при ковке, увеличивается строчечность.

Увеличение силы тока при диаметре кристаллизатора 280 мм с 3000 до 7000 а приводит к увеличению загрязненности слитка стали ШХ15 сульфидными включениями. По данным К. Я. Шпунт, при переплаве жаропрочного сплава зависимость длительной прочности от силы тока имеет вид кривой с максимумом — слишком большой или малый ток не дают преимуществ.

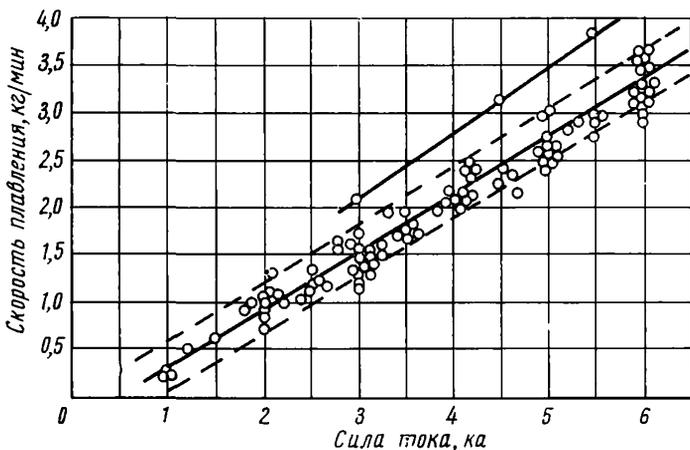


Рис. 71. Зависимость скорости плавления от силы тока для сталей и чистых металлов (напряжение 24—28 в, давление 6,5—0,1 н/м<sup>2</sup>)

Обычно в качестве параметра сравнения выбирают линейную плотность тока — ампер на сантиметр диаметра кристаллизатора. Ее поддерживают на уровне 120—220 а/см. Для малоуглеродистой стали и сплавов оптимальна плотность 100—330 а/см для кристаллизатора диаметром 300 мм, для жаропрочных сплавов на никелевой основе, по данным А. М. Иригина, оптимальной является плотность тока около 120—170 а/см при диаметре кристаллизатора 110—370 мм; при отношении площади сечения электрода к диаметру слитка 0,75—0,8 переплав на токе плотностью 260—280 а/см ухудшает качество металла. Для стали ШХ15 в кристаллизаторе диаметром 260 мм оптимальная плотность тока 150—160 а/см, а для кристаллизатора диаметром 380 мм 145—170 а/см.

Для расчета силы тока, необходимой для получения качественного слитка, пригодна формула [99]:

$$I_p = \beta D,$$

где  $I_p$  — сила тока при рабочем режиме, а;

$D$  — диаметр кристаллизатора, см;  
 $\beta$  — коэффициент, равный 170—400 а/см.

Повышение силы тока при переплаве среднеуглеродистых и углеродистых сталей, не содержащих испаряющихся элементов, когда дегазация обеспечивается за счет углерода, приводит к хорошим результатам. Если же нужно получить слиток с уменьшенной зоной столбчатых кристаллов, то силу тока необходимо уменьшить. Нельзя значительно повышать силу тока при переплаве слабо раскисленного металла из-за сильного его вскипания и образования голенища. Также нежелательна большая сила тока при переплаве сплавов со сложными фазовыми превращениями из-за возможности появления трещин. Чрезмерное снижение силы тока отрицательно сказывается на качестве поверхности, так как не расплавляется корона, образующаяся на стенках кристаллизатора (короной называется слой, покрывающий стенки кристаллизатора, состоящий из застывших брызг металла, конденсатов металлических паров).

Большое значение при выплавке слитка имеет конечный период выведения усадочной раковины. Поскольку в дуговых печах выплавляют дорогостоящий металл, то сокращение отходов путем уменьшения головной обрезки значительно снижает себестоимость металла. Наиболее рациональным способом выведения усадочной раковины является постепенное уменьшение силы тока от рабочей до минимальной, при которой горит дуга в течение 30—60 мин в зависимости от размера слитка. При таком постепенном снижении силы тока, по данным завода «Электро-сталь», усадочная раковина располагается на глубине не более 50—60 мм от торца электрода и макроструктура головной части слитка имеет наиболее благоприятный характер, происходит достаточно полное очищение металла от газов, неметаллических включений и вредных примесей вследствие медленного уменьшения объема жидкой ванны.

### ВАКУУМНЫЕ СИСТЕМЫ

При расчете вакуумных систем дуговых печей можно руководствоваться практическими данными, представленными на рис. 72. Применяют вакуумные системы, состоящие из бустерных, паромасляных, механических и форвакуумных насосов. Обычно вакуумные системы рассчитывают на снижение давления в камере печи до  $6 \cdot 10^{-2}$ — $0,1$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-3}$ — $5 \cdot 10^{-4}$  мм рт. ст.), для чего используют форвакуумные, бустерные пароструйные насосы и двухроторные насосы.

Производительность бустерных насосов по водороду выше, чем двухроторных, и при высоком содержании водорода в электродах основная нагрузка ложится на них. Когда давление внезапно повышается выше 1 н/м<sup>2</sup> (0,01 мм рт. ст.), производительность бустерного масляного насоса резко падает; двухроторный

насос сохраняет свою высокую производительность до 133—1330 н/м<sup>2</sup> (1—10 мм рт. ст.). Применение комбинации таких насосов позволяет легко справиться с внезапным газовыделением,

когда при резком повышении давления двухроторные насосы легко снижают давление до таких низких величин, при которых бустерные насосы имеют максимальную производительность.

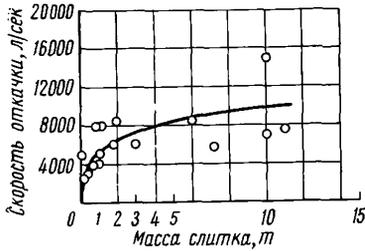


Рис. 72. Скорости откачки вакуумных систем дуговых печей в зависимости от массы выплавляемого слитка

### КОНСТРУКЦИИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ПЕЧЕЙ

В табл. 29 представлены основные параметры новой серии отечественных дуговых вакуумных печей.

В дуговых печах ДСВ-6,3Г (рис. 73) кристаллизатор с наплавленным слитком выкатывают из-под печи вперед и откатывают в сторону, затем отсоединяют его от поддона и снимают со слитка, краном убирают слиток. Все приводы механизма отката, подъема и смены кристаллизаторов гидравлические. В печь устанавливают другой подготовленный кристаллизатор с поддоном, на который уложена заправка, установлен и отцентрирован электрод.

Одна из самых больших печей, работающих в настоящее время, это печь фирмы Мидвелл Хеппенстол, в которой выплавляют слитки массой 50—60 т диаметром 1500 мм; электрод имеет диаметр 1350 мм. Плавка продолжается 38 ч при напряжении 25 в и силе тока 30—35 ка, средняя скорость плавления 1315 кг/ч при расходе электроэнергии 1075 квт·ч/т. Выемку слитка начинают через 35 ч после выключения тока, а откачку продолжают 5 ч. Верх этой печи стационарный. Кристаллизатор подается снизу с электродом на тележке гидравлическим подъемником и прижимается шестью гидравлическими прижимами. Некоторые характеристики этой печи приведены ниже:

Диаметр кристаллизатора, мм . . . . .	1520	1020	810
Длина кристаллизатора, мм . . . . .	4100	4290	3350
Масса слитка, т . . . . .	56	25	12
Диаметр электрода, мм . . . . .	1370	860	660
Длина электрода, мм . . . . .	4780	5380	4440
Средний ток, ка . . . . .	25—32	20—25	16—20
Напряжение, в . . . . .	26	26	26
Время плавки, ч . . . . .	54	28	15

Высота печи составляет 12200 мм, глубина колодца под печью 8230 мм [100].

Таблица 29

## Основные типоразмеры отечественных печей

Тип печи	Диаметр кристаллизатора, мм	Масса слитка, т	Длина электрода, мм	Диаметр электрода, мм	Рабочий ток, ка	Скорость расплавления, кг/мин
ДСВ-3Г1	160—200	0,175	3500	90	3—6	1,5—3
(ОКБ-1015А)	320	1,0	3500	215	6—11	3—7
ДСВ-6,3Г1	320	1,21	4250	215	6—11	3—7
(ОКБ-1020А)	630	6,17	3750	510	11—21	7—12
ДСВ-8Г16	560	8,0	1250	430	10—18	6—11
	800	16,0	6000	650	15—25	9—15
ДСВ-11-2Г3	630	10,0	6500	500	11—21	7—12
(ОКБ-1050)	1120	37,0	7600	900	20—35	12—20

Тип печи	Время цикла, ч	Напряжение, в	Насосы	Ориентировочная годовая производительность, т/год	Габариты: длина × ширина × высота, мм
ДСВ-3Г1	2,2—3,2	40	БН-4500 ВН-6Г ВН-461М	410—600	9705 × ×5525 × ×13200
(ОКБ-1015А)	7,5—7,8	25—65	БН-15000 2ВН-6Г ВН-461М	1000—1500	9980 × ×5965 × ×13800
ДСВ-6,3Г1	5,5—9,0	65		1100—4600	
(ОКБ-1020А)	12—21	25—65	БН-15000 ДВН-5000 ДВН-1500 2ВН-6Г ВН-461М	2100—3600	12550 × ×12000 × ×19100
ДСВ-8Г16	15—24	25—65		2400—3900	
	24—35	—		3300—4800	
ДСВ-11-2Г3	17—26	25—75	2БН-15000 ДВН-5000 2ДВН-500	2900—4300	15960 × ×3595 × ×23885
(ОКБ-1050)	48—72	—	2ВН-6Г 2ВН-461М	3800—5700	

Дуговая вакуумная печь фирмы Гереус типа L700—900 в зависимости от диаметра кристаллизатора выплавляет слитки массой от 0,8 до 6,8 т:

Диаметр кристаллизатора, мм . . . . .	305	406	508	660
Диаметр электрода, мм . . . . .	203	305	380	550
Масса слитка, т . . . . .	0,8	2,46	3,85	6,83

На стальной плите крепится камера печи диаметром 950 мм и высотой 2500 мм; три колонны, сходящиеся в виде треножника, поддерживают механизм перемещения электрода.

Хвостовик электрода прикрепляется к электрододержателю следующим образом. Массивный разрезной цилиндр с двумя

встречными коническими поверхностями укреплен в цилиндрической обойме; в верхней части конус охватывает шток электрододержателя, в нижней части надевается на шейку хвостика электрода. В нижнем конусе расположены 4 медных клина, которые при помощи винтов прижимаются к шейке электрода и

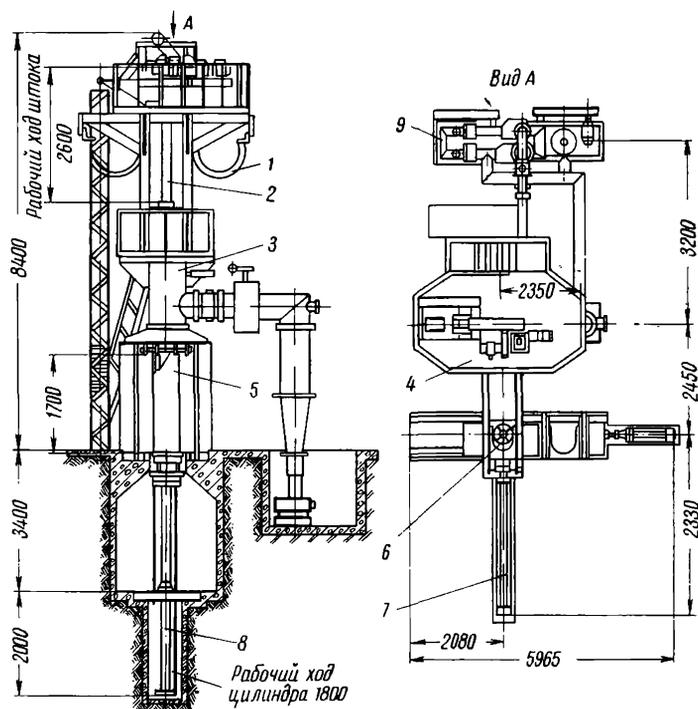


Рис. 73. Схема дуговой вакуумной печи ДСВ-6,3Г:

1 — гибкие кабели; 2 — шток; 3 — вакуумная камера; 4 — механизм перемещения электродов; 5 — кристаллизатор; 6 — разгрузочный стол; 7 — механизм отката кристаллизатора; 8 — механизм подъема кристаллизатора; 9 — вакуумная система

таким образом соединяют его с электрододержателем. Вакуумная система печи состоит из бустерного насоса производительностью 4500 л/сек, двухроторного насоса (1670 л/сек), вспомогательного двухроторного насоса (280 л/сек) и механического насоса (50 л/сек).

#### ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ДУГОВЫХ ВАКУУМНЫХ ПЕЧЕЙ

Годовую производительность печи можно определить по формуле

$$\Pi = g \frac{24}{\tau_{\text{общ}}} n,$$

где  $g$  — вес металла,  $г$ ;  
 $\tau$  — длительность плавки,  $ч$ ;  
 $n$  — годовое число рабочих суток.

Общая длительность плавки складывается из длительности следующих операций:

- 1) установка электрода в кристаллизатор;
- 2) центровка электрода в кристаллизаторе;
- 3) присоединение кристаллизатора с электродом к камере печи;
- 4) приварка электрода к хвостовику;
- 5) осмотр приварки и последняя центровка электрода;
- 6) откачка печи;
- 7) разведение ванны;
- 8) плавление электрода;
- 9) выведение усадочной раковины;
- 10) охлаждение слитка;
- 11) напуск воздуха;
- 12) отсоединение кристаллизатора со слитком;
- 13) чистка печи;
- 14) выемка слитка.

Длительность плавления можно определить по формуле

$$\tau = \frac{g}{K(I_p - I_0)} \text{ мин,}$$

где  $I_p$  — средняя рабочая сила тока,  $ка$ ;

$g$  — масса металла,  $кг$ ;

$K$  — постоянная;

$I_0$  — сила тока на покрытие тепловых потерь электрода.

В зависимости от размера печи скорости плавления имеют разные значения. Так, для кристаллизатора диаметром 860 мм скорость плавления равна 11—13 кг/мин, для кристаллизатора диаметром 660 мм 7—8,5 кг/мин, для 500-мм кристаллизатора 6—7 кг/мин, для 300-мм — 3—4,2 кг/мин.

В соответствии с опытом советских и зарубежных заводов на вспомогательные операции и всю плавку расходуется в зависимости от размера печи следующее время [91]:

Диаметр кристаллизатора, мм . . . . .	150	280	380	480	600	700	800
Время охлаждения, мин . . . . .	15	20	30	40	55	70	85
Вспомогательное время, мин . . . . .	80	85	95	105	120	135	150

Вспомогательное время можно сократить, применяя мощные откачные средства, которые быстро откачивают печи до рабочего давления, компактным устройством печей, подачей горячей воды в систему охлаждения при открывании печей для устранения отпотевания.

По имеющимся сведениям, в среднем годовые производительности печей в зависимости от диаметра кристаллизатора следующие:

Диаметр кристаллизатора, мм . . .	150	280	380	480	600	700	800
Годовая производительность, т . .	340	1140	1460	1970	2550	3150	3700

Для печи ЦЭП-359 с кристаллизатором диаметром 320 мм время по операциям распределяется следующим образом: подготовка печи к плавке 20—30 мин; загрузка и крепление электрода при внепечной приварке 15—25 мин; откачка печи 35 мин; время плавления 4 ч 30 мин — 5 ч 30 мин; выведение усадочной раковины 40 мин. Максимальная годовая производительность печи 895 т [101].

Для печи ДСВ-3,2Г1 с кристаллизатором диаметром 320 мм продолжительность отдельных периодов плавки следующая: загрузка 35 мин, откачка 41 мин, расплавление 4 ч 53 мин, выведение усадочной раковины 22 мин, разгрузка 17 мин, чистка кристаллизатора 6 мин.

Таблица 30  
Себестоимость (средняя за месяц) 1 т стали\*

Статья	Руб.— коп.	Доля общей стоимости, %
1. Электроэнергия . . . . .	13—57	1,05
2. Газ . . . . .	1—78	0,14
3. Энергетические расходы . . . . .	5—68	0,44
4. Вода . . . . .	9—26	0,72
5. Воздух . . . . .	1—38	0,11
Итого . . . . .	31—76	2,46
6. Зарплата . . . . .	28—95	2,24
7. Сменное оборудование . . . . .	10—15	0,80
8. Текущий ремонт . . . . .	23—35	1,80
9. Амортизационные отчисления . . . . .	50—90	3,94
10. Транспортные расходы . . . . .	2—03	0,16
11. Дополнительная зарплата . . . . .	7—10	0,55
12. Расходы по охране труда . . . . .	1—74	0,13
13. Прочие . . . . .	21—22	1,64
14. Общезаводские . . . . .	10—96	0,85
Всего расходы по переделу . . . . .	188—16	14,57
15. Стоимость электродов . . . . .	1063—17	82,17
16. Брак . . . . .	4—45	0,35
17. Расходы на обдирку . . . . .	37—63	2—91
Итого . . . . .	1293—41	100

\* Без учета возврата из других цехов.

В табл. 30 приведена смета расходов на выплавку 1 т стали в дуговой вакуумной печи на одном из отечественных заводов. Основную статью себестоимости составляет стоимость электродов  $\sim 83\%$ .

### ТРЕХФАЗНЫЕ ДУГОВЫЕ ВАКУУМНЫЕ ПЕЧИ

При выплавке крупных слитков важное значение имеет равномерное распределение тока по ванне глубиной 600—750 мм. Из-за неравномерности распределения тока образуются холодные участки ванны, которые могут даже закристаллизоваться. Применение трех электродов с индивидуальным питанием позволяет более равномерно питать ванну током; при этом возможно использование трехфазного тока.

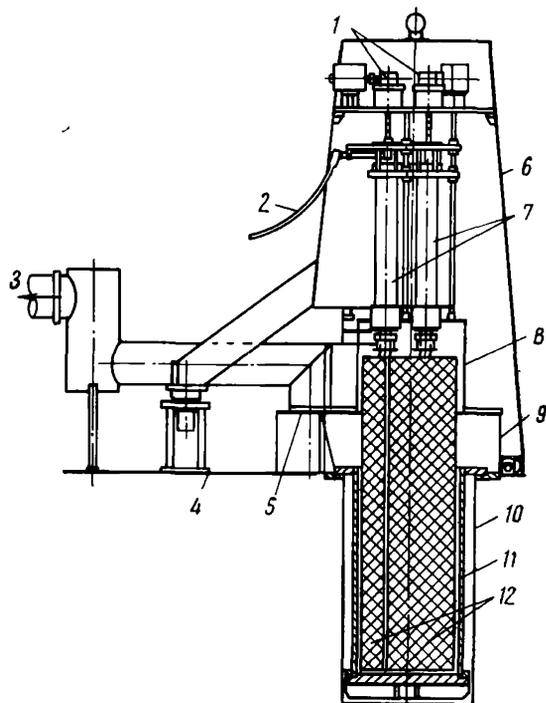


Рис. 74. Схематический разрез дуговой вакуумной печи с тремя электродами:

1 — три индивидуальных гидравлических привода; 2 — гибкие кабели; 3 — вакуумпровод; 4 — ось поворота верхушки печи; 5 — вакуумное уплотнение; 6 — рама; 7 — штанга электрододержателей; 8 — верхняя камера; 9 — нижняя камера; 10 — водяная рубашка; 11 — кристаллизатор; 12 — электроды

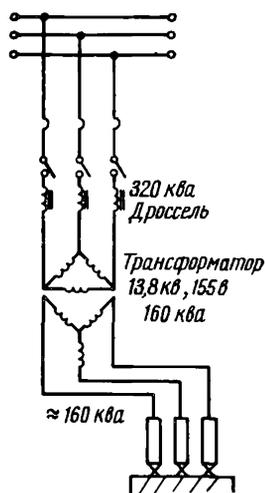


Рис. 75. Электрическая схема питания дуговой вакуумной печи с тремя электродами

Фирма Лектромелт Форнас дивижн в Питтсбурге (США) построила трехфазную дуговую вакуумную печь для выплавки слитков массой до 5,4 т диаметром 760 мм (рис. 74, 75). Печь

питается током до 8,5 ка напряжение между фазами 61 в, от трансформатора мощностью 1250 ква, расход электроэнергии составляет 734 кВт · ч/т [102].

Преимущество этой печи заключается в том, что в ней скорость плавления в три раза превышает скорость плавления в обычной печи; слиток получается однородным, с хорошей поверхностью. Металл после плавки обладает хорошей пластичностью при горячей механической обработке, повышенной чистотой по неметаллическим включениям, в нем отсутствует пятнистая ликвация.

Благодаря тому, что ток в трехфазной печи идет по трем близко расположенным электродам в разные стороны, магнитные поля компенсируются, отсутствует поток тока и в кристаллизаторе, устранено влияние магнитного поля на жидкий металл и вращение его, а перемешивание ванны осуществляется в результате быстрого поступления жидкого металла.

Для стабилизации горения дуги на поверхность ванны подаются окатыши хлористого калия.

Печь имеет вакуумную камеру, которую можно переносить с одного кристаллизатора на другой. Верхняя часть печи — портал с электрододержателями и механизмами перемещения электродов — может откатываться в сторону по рельсам для установки электродов. Подвеска каждого электрода жесткая на винтовой резьбе; механизм перемещения электродов гидравлический, с электромеханическим приводом. Два двигателя переменного тока приводят в действие 2 гидравлических насоса, от которых имеется выход на 3 гидравлических двигателя с редукторами (20 : 1). Валы редукторов имеют передачу на головку винта электрододержателя. Были применены секторные электроды, чтобы обеспечить минимальное движение электродов при максимальном диаметре кристаллизатора. Секторное сечение электродов позволяет уменьшить их длину. Если использовать три цилиндрических электрода вместо одного, то отношение их подачи к подаче одного цилиндрического электрода для слитка длиной 1000 мм равно 3,59, а для трех секторных электродов — всего 1,59. Сечение электрода 700 см<sup>2</sup>, длина 3660 мм. Электроды подаются индивидуально с раздельным регулированием по току и напряжению [103].

### **ВАКУУМНЫЕ ДУГОВЫЕ ГАРНИССАЖНЫЕ ПЕЧИ**

Вакуумные дуговые гарниссажные печи в отличие от обычных вакуумных дуговых печей позволяют осуществлять легирование во время переплава, а также могут быть использованы для отливки фасонных изделий из тугоплавких металлов и их сплавов.

На рис. 76 представлена схема дуговой гарниссажной печи с расходуемым электродом, а на рис. 77 — конструкция печи

ОКБ-956. Тигель может быть графитовым с внешним водяным охлаждением (толщина стенки 100 мм) или металлическим — из меди или нержавеющей стали (толщина стенки 5—15 мм). На внутренней поверхности тигля при плавке образуется толстый слой твердого нерасплавленного металла — гарниссаж. Внутри гарниссажа наплавляется жидкая ванна. Металлический тигель обладает тем преимуществом перед графитовым, что он не взаимодействует с гарниссажем.

Основным недостатком металлических тиглей является опасность их проплавления дугой, что может привести к взрыву.

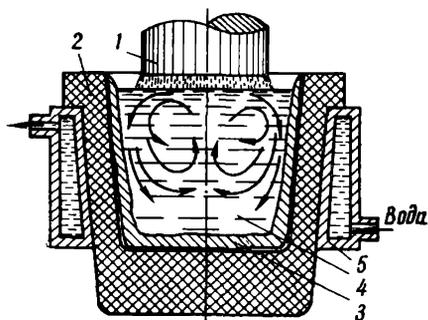


Рис. 76. Схема дуговой вакуумной гарниссажной печи с расходуемым электродом:

1 — электрод; 2 — графитовый тигель; 3 — гарниссаж; 4 — ванна жидкого металла; 5 — водяное охлаждение

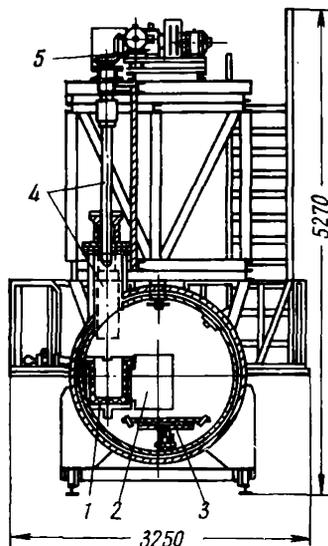


Рис. 77. Конструкция гарниссажной печи ОКБ-956:

1 — тигель; 2 — привод поворота тигля; 3 — стол центробежной машины; 4 — электрод; 5 — привод подъема электрода

Графитовые тигли взаимодействуют с гарниссажем, насыщая его углеродом, но практически безопасны с точки зрения взрыва.

Разливать металл из гарниссажных печей можно через дно или путем наклона тигля, в некоторых случаях вместе с электродом.

Ток к тиглю подводят либо снизу через дно по центру тигля, либо через цапфы.

Дуговые вакуумные гарниссажные печи работают как с расходуемым электродом, так и с нерасходуемым электродом. В настоящее время в печах с расходуемым электродом получают отливки титана массой до 136 кг и ниобия — до 180 кг. Разливать тугоплавкий металл из тигля гарниссажной печи следует очень быстро, со скоростью до 35 кг/сек, поэтому в больших печах окончание плавки и разливка автоматизированы. В отечественных печах ОКБ-935, ОКБ-1007 имеются поворотные столы,

на которых устанавливают до 5 литейных форм и 5 расходоуемых электродов.

Печь ОКБ-1072 имеет шлюзовые устройства для подачи литейных форм и электродов и является полунепрерывной.

Наиболее крупная печь — ОКБ-1024 емкостью до 1 т. В этой печи можно заливать формы диаметром до 2200 мм и высотой 1800 мм. Печь питается током 30 ка при напряжении 48—53 в.

Некоторые параметры отечественных гарниссажных печей приведены в табл. 31.

Таблица 31

Параметры отечественных вакуумных дуговых гарниссажных печей [104]

Тип печи	Емкость тигля, кг	Сила тока, кг	Размеры электрода, мм		Размеры формы, длина или диаметр, мм
			длина	диаметр	
ОКБ-934	60	12,5	500	300	600
ОКБ-935	160	12,5	500	300	800
ОКБ-1007	250	18,75	485	460	1000
ОКБ-1023	600	25,0	1000	620	1800
ОКБ-1024	1000	37,5	1000	770	2200
ОКБ-1072	100	12,5	650	300	600

#### ПРЕДУПРЕЖДЕНИЕ ВЗРЫВОВ

В случае проплавления стенки кристаллизатора или металлического тигля во время плавки и попадания воды внутрь печи может произойти взрыв.

Одна из причин взрыва — образование большого количества пара при попадании воды под жидкий металл, что приводит к выбросу жидкого металла из кристаллизатора, повреждению корпуса и других деталей печи. Попадание воды на поверхность жидкой ванны не представляет большой опасности, поскольку происходит постепенное накопление пара и могут сработать предохранительные клапаны или вакуумные насосы успеют откачать образовавшийся пар.

Более опасным является образование гремучей смеси из водорода и кислорода при попадании воды на расплавленный титан, цирконий или другие высокореакционные металлы. Вода разлагается по реакции  $H_2O + Me = Me + H_2$ , при этом образуется большое количество водорода. Если через поврежденный кристаллизатор в печь поступает только вода, то взрыва не происходит, но как только в печь попадает воздух, взрыв неизбежен.

Наиболее эффективной мерой борьбы со взрывами является установка мощных откачных средств, которые даже при появлении большой течи поддерживают в корпусе печи низкое давление. Опыты показали, что если в вакуумной печи давление образующегося водорода не превышает  $5 \text{ кн/м}^2$  (40 мм рт. ст.), то взрыв, если и возможен, не представляет большой угрозы.

Другим условием безопасной работы является стабильность электрического режима; при равномерном горении дуги между электродом и ванной не происходит перебрасывания дуги на стенку кристаллизатора. Необходимо следить за тем, чтобы длина дуги была меньше расстояния от поверхности электрода до стенки кристаллизатора. Давление в печи не должно превышать  $13 \text{ н/м}^2$  (0,1 мм рт. ст.), так как при давлении 65—4000 н/м<sup>2</sup> (0,5—30 мм рт. ст.) образуются боковые паразитические дуги.

Большое значение имеет и водоснабжение системы охлаждения кристаллизатора. При падении давления в водяной магистрали в слое жидкости, омывающей стенку кристаллизатора, появляются воздушные пузыри и медная стенка может расплавиться. Долголетний опыт эксплуатации вакуумных дуговых печей показал, что при выплавке сплавов на основе железа и никеля и сталей взрывов при прожогах кристаллизаторов не наблюдается; после отключения тока и остывания слитка устраняли повреждения и меняли кристаллизатор. Взрывы происходят на печах, выплавляющих титан и его сплавы.

#### **КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ СЛИТКА В ВАКУУМНОЙ ДУГОВОЙ ПЕЧИ**

После разведения жидкой ванны на поддоне и переходе процесса плавки в рабочий режим начинается образование слитка. Сначала, до определенной высоты слитка, глубина ванны увеличивается, а потом остается постоянной.

Форма жидкой ванны приближается к форме параболоида вращения. Это было установлено при помощи различных индикаторов — сульфида железа, кусочков вольфрама, которые закладывали в разные места электрода; после разрушения слитка и его шлифовки обрисовывался профиль жидкой ванны.

Глубина ванны

$$h_{\max} = \frac{8V}{\pi D^2},$$

где  $V$  — объем ванны;

$h$  — максимальная глубина;

$D$  — диаметр слитка.

Глубина ванны определяется силой тока и соотношением между диаметром электрода и диаметром кристаллизатора. Можно рассчитать ее по формуле

$$h_{\max} = 3,58I \text{ см}$$

или по соотношению

$$h = K_1 \frac{D_э}{D_c} (I - a)^a \text{ мм [105]},$$

где  $D_э$  и  $D_c$  — диаметры электрода и слитка, мм;  
 $I$  — сила тока, ка;

$K_1$  и  $\alpha$  — соответственно 145 и 0,6.

По данным Шпернера, глубина ванны определяется уравнением

$$h = K_1 I^\alpha D^\beta \delta m,$$

где  $I$  — сила тока, ка;  
 $D$  — диаметр слитка, дм;

$K_1$ ,  $\alpha$  и  $\beta$  — коэффициенты, изменяющиеся в зависимости от марки стали в следующих пределах:  $0,1 < K < 0,45$ ;  $1,1 < \alpha < 2,0$ ;  $0,8 < \beta < 0$ .

В начале плавки, когда глубина ванны мала, фронт кристаллизации параллелен поддону. Однако сравнительно скоро, когда самая глубокая часть фронта кристаллизации находится на расстоянии 0,5—0,75 диаметра слитка от поддона, наступают равновесные условия кристаллизации: на поверхности слитка образуется тонкий слой мелких кристаллов, к которому примыкает слой ориентированных столбчатых дендритов. У дна слитка они ориентированы перпендикулярно к поверхности слитка, а выше — наклонно. Направление кристаллов определяется температурным градиентом.

В отличие от слитков, отлитых в чугунные изложницы, в вакуумном дуговом слитке не образуется центральная зона разноориентированных кристаллов и конус глобулярных кристаллов в донной части слитка. Лишь в головной части, когда уменьшают силу тока для выведения усадочной раковины, появляется зона глобулярных кристаллов и неориентированных дендритов. Только при большой силе тока, когда резко возрастает глубина ванны, в центральной части слитка появляется зона неориентированных кристаллов.

На рис. 78 показана кристаллическая структура слитка, переплавленного в вакуумной дуговой печи.

Недостаток ориентированной кристаллизации заключается в том, что перед фронтом растущих кристаллов движется пленка маточного раствора, обогащенного примесями. При внезапном бурном перемешивании ванны, например при толчках тока, или газовой выделении в этой области, обогащенной примесями, образуются дезориентированные кристаллы, что нарушает рост ориентированных кристаллов. На поперечном шлифе выявляется кольцо ликватов, в котором при помощи микрозонда была установлена повышенная концентрация всех ликвирующих компонентов стали. Одновременно с образованием зон с ликвационными кольцами появляются зоны с пониженным содержанием ликвирующих компонентов в виде светлых колец. В этих местах, очевидно, из-за разрыва обогащенной пленки расплава фронт кристаллизации на короткое время входит в соприкосновение с частью расплава, обедненной легирующими компонентами, и образуются участки с пониженной концентрацией легирующих.

От края слитка к центру скорость продвижения фронта затвердевания возрастает. Краевая зона у поверхности слитка формируется при небольшой скорости кристаллизации и при максимальном температурном градиенте. На расстоянии 2—3 см от края в месте отрыва корочки слитка на стенки кристаллизатора затвердевание резко замедляется. При бросках тока у края слитка появляются светлые нити или широкая осветленная полоса. Очевидно, броски тока сказываются на условиях затвердевания металла в зоне, где процесс кристаллизации резко замедляется при отходе корочки слитка от стенки кристаллизатора. Как считают авторы работы [106], поступление в эту зону небольшого количества тепла может привести к полной остановке процесса кристаллизации или даже к расплавлению закристаллизовавшегося металла.

Однако сама скорость кристаллизации не определяет дендритного строения, которое зависит лишь от скорости передвижения двухфазной области [107]. В центре слитка скорость кристаллизации достигает максимума, но температурный градиент падает и продолжительность кристаллизации центральных объемов больше, чем поверхностных. Поэтому в направлении от поверхности к центру увеличивается расстояние между главными и вторичными осями дендритов. При возрастании силы тока и уменьшении скорости кристаллизации повышается степень дендритной неоднородности.

Скорость кристаллизации можно рассчитывать как весовую ( $кг/мин$ ) и как линейную ( $см/мин$ ); весовая скорость при установившемся режиме кристаллизации равна скорости плавления.

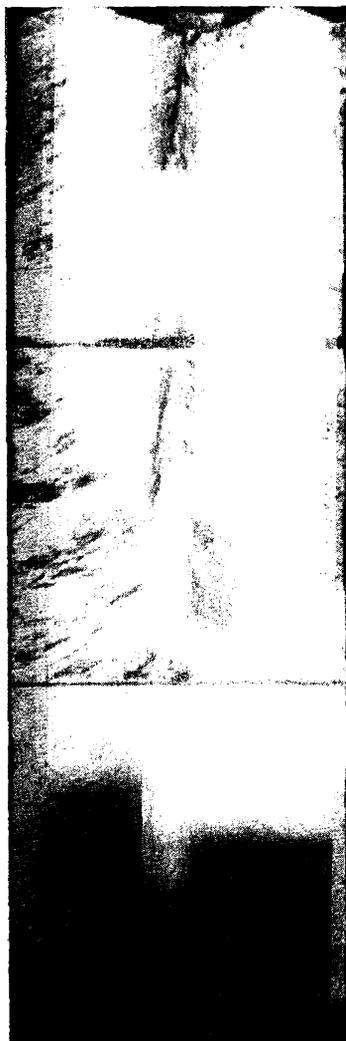


Рис. 78. Кристаллическая структура слитка, выплавленного в вакуумной дуговой печи (сталь 18% Сг и 8% Ni, диаметр слитка 300 мм)

В начальный период плавки скорость кристаллизации меньше скорости плавки, в конце плавки — больше; средняя скорость кристаллизации может не вполне соответствовать скорости плавления. По данным авторов [98],  $E = 0,835 A$  кг/мин, где  $E$  — весовая скорость кристаллизации,  $A$  — скорость плавления.

Линейная скорость кристаллизации  $v_E$  пропорциональна отношению весовой скорости кристаллизации к поверхности ванны, соответствующей форме параболоида вращения:

или

$$v_E = 6,2E/F \text{ см/ч}$$

$$v_E = 2970 \left( \frac{kI}{D^2\pi\gamma} \right)^{0,57} \text{ см/ч,}$$

где  $k$  — удельная скорость плавления, кг/(ка · мин);

$I$  — сила тока, ка;

$D$  — диаметр кристаллизатора, см;

$\gamma$  — плотность твердого металла, г/см<sup>3</sup>.

Линейная скорость кристаллизации составляет 18—48 см/ч [98]. Она увеличивается с силой тока, но не в прямой зависимости, так как с увеличением силы тока глубина ванны возрастает и затвердевание замедляется. В больших кристаллизаторах, имеющих весьма глубокие ванны, линейная скорость кристаллизации меньше, чем в малых печах.

Время пребывания металла в жидком состоянии, которое важно для определения степени его дегазации, существенно зависит от отношения средней глубины ванны к скорости наполнения:

$$\tau = 1,173 \left( \frac{h \cdot 60}{vF} \right)^{0,29} \text{ мин,}$$

где  $h$  — глубина ванны, см;

$F$  — поверхность ванны, см<sup>2</sup>;

$v$  — скорость наполнения, см/ч;

$$v = \frac{4,8N \cdot 10^3}{\pi D^2\gamma} \text{ см/ч}$$

(здесь  $N$  — мощность дуги, кВт) [98].

### ЛИКВАЦИЯ В СЛИТКАХ

Среди ликвационных дефектов слитков вакуумного дугового переплава следует отметить внеосевую неоднородность, пятнистую ликвацию, послонную кристаллизацию.

Внеосевая неоднородность встречается в больших слитках сталей и сплавов в виде вытянутых полос на продольном темплете и точек или пятен, образующих кольцо, расположенное на середине радиуса поперечного темплета. В этих полосах или шнурах, залегающих в верхней части слитка, наблюдается скоп-

ление нитридных и карбонитридных включений, имеют место и усадочные поры. Подобные дефекты возникают при плавке на токе повышенной силы, при нестабильном электрическом режиме, в тех случаях, когда уменьшается температурный градиент в зоне затвердевания. В. М. Тагеев и Ю. Д. Смирнов предполагают, что дефект образуется вследствие усадочных перемещений обогащенного примесями металла в развитой двухфазной области при недостаточном снабжении ее жидким металлом. Для компенсации усадки затвердевшего металла в глубину развитой двухфазной области должна перемещаться вниз междендритная, богатая примесями жидкость.

Пятнистая ликвация проявляется в виде участков повышенной травимости. На продольных темплетях видны слегка вытянутые пятна, ориентированные вдоль контура ванны, а на поперечных проявляются темные пятна или радиальные полосы. В зонах пятнистой ликвации в слитке стали ШХ15, по данным Г. Н. Огорокова, повышены концентрации всех элементов, входящих в состав этой стали.

Особое значение ликвация имеет в слитках сложнoleгированных сталей и сплавов. Чем крупнее слиток сплава ЭИ437Б, тем больше степень пораженности его пятнистой ликвацией, которая возрастает с увеличением силы тока и скорости плавления, однако снижение силы тока и скорости плавления уменьшает производительность печи, а из-за подстывания ванны образуются глубокие завороты у ее поверхности.

Применение соленоида привело к появлению ликвационных пятен по всему сечению слитка. Вращение ванны вызывает расслоение жидкой и твердой фазы [108], возникает ликвация элементов, понижающих температуру плавления сплава. Ликвационные участки приобретают форму спирали, вытянутой вдоль направления перемещения объемов металла. Переплавление сплава А286 (15% Cr, 25% Ni, 1,25% Mo, 2,3% Ti, 0,3% Al, ост. Fe) показал, что пятна обогащены Ti, Mo, Si и имеют пониженную температуру плавления и невысокую твердость [109].

Другая гипотеза образования пятен ликвации состоит в следующем. При кристаллизации металла происходит выделение примесей в жидкий маточный раствор; по мере обогащения последнего примесями и продвижении фронта кристаллизации, в жидком металле образуется несмешивающаяся с ним фаза. Новая фаза должна иметь меньшую плотность, чем первичная, она всплывает, оставляя стержнеобразный след. Этот след затвердевает позднее, чем основной маточный раствор, и поэтому образуются пятна.

Послойная кристаллизация или «светлые нити» — слабо травящиеся слои в слитках и в деформированном металле. На продольных темплетях светлые нити частично или полностью очерчивают контур ванны. Возможно, что нити — это тонкий слой плотно расположенных мелких дендритов.

В стали ШХ15 дефект проявляется при толчках тока. Очевидно, что при уменьшении скорости кристаллизации в первый момент нарушается установившееся соотношение между скоростью роста твердой фазы и скоростью диффузии примесей в жидкой фазе. Происходит более полное перераспределение примесей между твердой и жидкой фазами, в результате которого образуется тонкий слой металла с пониженным содержанием примесей.

### **ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ ПЛАВКИ НА КАЧЕСТВО ПОВЕРХНОСТИ СЛИТКА**

Как правило, поверхность слитка вакуумного дугового переплава неровная. На стенках кристаллизатора во время плавки образуется корона из конденсатов паров испаряющихся из металла примесей и легирующих и из брызг металла. При контакте жидкого металла с налетами на стенке кристаллизатора тонкий поверхностный слой жидкой ванны подкипает. Обычно не вся корона расплавляется металлом, некоторая ее часть сваривается с поверхностью слитка. На поверхности слитка образуется грубая корка, которую необходимо убирать путем сплошной токарной заточки на глубину 5—10 мм на сторону в зависимости от качества поверхности.

Корона может и отходить от стенки кристаллизатора при подходе жидкого металла, тогда кусочки ее отваливаются в ванну, что служит причиной образования структурных дефектов в слитке.

С увеличением длины дуги, по данным одного из заводов, корона становится тоньше и выше, усиливается ее нагрев и она чаще может отлетать от стенки и попадать в металл. Установлено, что оптимальная длина дуги 25—30 мм; при более короткой дуге усиливается опасность коротких замыканий. При работе на такой дуге поверхность слитка становится ровная, без заворотов и несварившихся с основным металлом участков короны, торец электрода вогнутый, в то время как при работе на длинной дуге торец электрода выпуклый.

Внутренняя поверхность кристаллизатора должна быть достаточно грубой (например, после проточки на токарном станке), что обеспечивает лучшее сцепление короны со стенкой кристаллизатора.

Повышение силы тока может улучшить качество поверхности слитка. Более глубокая и горячая жидкая ванна расплавляет налет на стенках кристаллизатора. Лучшую поверхность имеют и слитки раскисленной стали, так как не происходит подкипания ванны около стенок кристаллизатора.

## УДАЛЕНИЕ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ

Одним из основных преимуществ вакуумного дугового переплава является очищение металла от неметаллических включений. Существуют два пути удаления включений — всплывание их в жидкой ванне и восстановление углеродом.

Непосредственным доказательством всплывания включений является тот факт, что при переплаве сильно загрязненного электрода на поверхности жидкой ванны появляется шлак, в составе которого содержится  $Al_2O_3$ ,  $CaO$ ,  $MgO$ , очевидно, благодаря всплыванию трудно восстанавливаемых включений. Особенно заметно очищается сталь от крупных оксидных неметаллических включений. Неметаллические включения, найденные в металле после переплава, имели размер  $8 \mu\text{к}$  по сравнению с  $70 \mu\text{к}$  до переплава. Расчеты, проведенные в работе [110], показали, что успевают всплывать включения размером более  $15 \mu\text{к}$ ; скорость всплывания крупных включений превышает скорость перемещения фронта кристаллизации.

В головной части слитка всегда находили больше неметаллических включений, чем в среднем по слитку. Так, если в среднем в слитке было  $0,00082\%$ , то в головной части  $0,0017\%$  [111]. В средней и нижней части слитка глобулярные включения распределены равномерно, в верхней части слитка их больше в краевой зоне, что объясняется подстыванием металла у края слитка при уменьшении силы тока в конце плавки.

Заметно очищается металл от глиноземистых включений. Эти включения плохо смачиваются сталью и, возможно, успевают всплыть в жидкой ванне за время нахождения металла в жидком состоянии. Так, например, в углеродистой стали количество глиноземистых включений уменьшилось с  $0,006$  до  $0,0005\%$ , в конструкционной 4340 — с  $0,0072$  до  $0,0021\%$ , в подшипниковой — с  $0,0058$  до  $0,0030\%$ , в нержавеющей 304 — с  $0,0118$  до  $0,0060\%$  [112].

Очевидно, наиболее реальным путем удаления включений при переплаве раскисленных сталей является их всплывание. На рис. 79 сравнивается удаление кислорода из стали ШХ15, ЭИ347 и кипящей стали Ст. 3, которое значительно меньше расчетного по снижению содержания кислорода; расчет выполнен в предположении, что основную долю газа составляет  $CO$  [113].

Очищение металла от окисных включений путем их восстановления углеродом может происходить при переплаве сталей простых марок, раскисленных кремнием или совсем нераскисленных. Часть богатых кремнеземом глобулярных включений, хорошо смачиваемых металлом, не успевает всплыть или восстановиться и остается в краевой зоне слитка. В подкорковой зоне слитка обнаруживаются пузыри, образующиеся на разделе твердой и жидкой фаз. Пока пузырь растет, металл вокруг него остывает и успевает закристаллизоваться и пузырь фиксируется

в металле [114]. Образование пузырей  $\text{CO}$  является следствием восстановления кремнезема углеродом, так как при использовании электродов, раскисленных алюминием, образования пузырей не наблюдалось. Очевидно для вакуумного дугового переплава нецелесообразно применять электроды из слабо раскисленной стали, так как в этом случае происходит сильное выделение  $\text{CO}$ , которое может влиять на образование ликвационных пятен. В работе [115] указывается, что сталь, предназначенную для изготовления электродов, целесообразно раскислять алюминием на 0,15%, чтобы воспрепятствовать выделению  $\text{CO}$ ; при этом повышается и степень чистоты стали по оксидам.

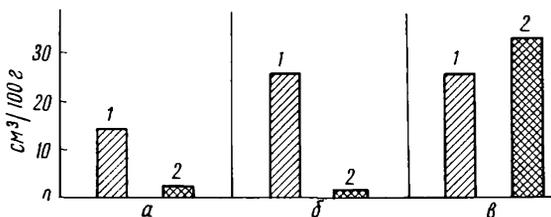


Рис. 79. Удаление кислорода из металла в результате дугового вакуумного переплава:  
 а — сталь ШХ15; б — ЭИ347; в — Ст.3кп; 1 — расчетное по кислороду; 2 — истинное

В центральной зоне слитка основную долю включений составляют сульфиды, нитриды и карбонитриды, которые плохо удаляются из металла. Некоторая часть нитридов успевает всплыть, что подтверждается наличием в головной части слитка повышенного количества нитридов. При использовании соленоида [110] нитридные включения концентрируются в поверхностных слоях, так как при вращении ванны они отбрасываются к стенкам кристаллизатора. Около поверхности заготовки образуются отчетливо видимые строчки включений.

Замечено, что загрязненность нитридными включениями возрастает по мере увеличения содержания титана в стали [111]. Так, при содержании титана 0,005% количество точечных включений с баллом 0,5 составляло 1%, с баллом 1,0—40%; 1,5—37%; 2,0—18%; 2,5—4% из общего числа этих включений. После предварительного переплава в вакуумной индукционной печи содержание титана составляло 0,002%, включений с баллом 0,5 стало 99%, с баллом 1,0—1%. Целесообразнее всего использовать мартеновский металл, обработанный синтетическим шлаком, который содержит 0,002%  $\text{Ti}$ . При переплаве в дуговой вакуумной печи не происходит очищения стали от сульфидных включений; количество и распределение сульфидных включений в вакуумном слитке и заготовке, полученной из него, такое же, что и в заготовке, полученной обычным способом.

При переплаве в вакуумной дуговой печи заметно испаряется марганец — 30% и более. Содержание водорода снижается с 6,5 до 1 см<sup>3</sup>/100 г. Уменьшается и содержание примесей цветных металлов. После однократного переплава хромоникелевого сплава ХН77ТЮР содержание цветных металлов уменьшилось в следующих пределах: Pb с 0,00025 до 0,00019%, Sn с 0,0108 до 0,0084%, Sb с 0,00093 до 0,00087%, Zn с 0,0064 до 0,0043% (по данным завода «Электросталь»). В некоторых случаях снижается концентрация титана (на 3—4%) и алюминия (на 17%) вследствие испарения алюминия и всплывания неметаллических включений, содержащих окислы титана и алюминия.

### **ВЛИЯНИЕ ПЕРЕПЛАВА В ВАКУУМНЫХ ДУГОВЫХ ПЕЧАХ НА СВОЙСТВА И ЧИСТОТУ СТАЛЕЙ И СПЛАВОВ**

#### *Шарикоподшипниковая сталь*

При переплаве электродов из шарикоподшипниковой стали особенно заметно снижается содержание оксидных включений и соответственно кислорода, например с 0,0034 до 0,0007%; чистота стали оценивается баллом 0,5. Это приводит к увеличению срока службы подшипников со 100 до 200—500 ч.

Как было показано в ряде работ, наиболее чистый подшипниковый металл получается из чистых исходных электродов. Чем чище металл в электроде, тем он чище и в слитке. Очевидно, наиболее рациональной технологией выплавки особо чистой стали является дуплекс-процесс вакуумная индукционная печь — вакуумная дуговая печь.

На одном из заводов разработана технология выплавки особо чистой шарикоподшипниковой стали путем тройного переплава: мартеновскую сталь, обработанную синтетическим шлаком, переплавляют в вакуумной индукционной печи с десульфуризирующими смесями — получают электроды с содержанием кислорода менее 0,001%, серы 0,003% и азота менее 0,001%; затем металл переплавляют в вакуумной дуговой печи [116].

Чистую вакуумную шарикоподшипниковую сталь по технологии ЦНИИЧМ удалось получить из электродов из стали, выплавленной в основной дуговой печи и раскисленной алюминием из расчета 1,5 кг/т вместо обычных 0,5 кг/т.

Эффективным методом производства чистой шарикоподшипниковой стали является и двойной переплав в электрошлаковой и в вакуумной дуговой печи; после переплава в электрошлаковой печи получают металл с низким содержанием сульфидных и частично оксидных включений.

Весьма серьезным вопросом при производстве шарикоподшипниковой стали повышенной чистоты является удаление нитрид-

ных включений; содержание азота при переплаве снижается лишь с 0,0083 до 0,0055 %.

Основную массу включений на шлифах вакуумной стали представляют нитридные и сульфидные включения; нитриды титана, являясь центрами кристаллизации, располагаются внутри сульфидных включений.

Положительные результаты были получены при переплаве в дуговой вакуумной печи сталей типа ЭИ944 для изготовления подшипников, работающих при повышенных температурах и в агрессивных средах. Контактная выносливость подшипников возросла после вакуумного переплава с 91 до 177 ч, т. е. на 95 %, в то время как для стали ШХ15 только на 30—40 % [113]. Имеются также сведения, что после дуговой вакуумной плавки контактная выносливость подшипников возрастает в 2—2,5 раза по сравнению с обычной сталью.

### *Конструкционные стали*

При расчетах резервуаров на давление, особенно в ракетостроении, когда требуется легкость и прочность конструкции, определяющими свойствами стали в первую очередь являются пластичность и стойкость против образования трещин. Стойкость стали против образования трещин оценивают по отношению предела прочности надпиленных образцов к пределу прочности гладких образцов.

Для обычной стали отношение, равное 1, достигается только при температуре отпуска 450° С, в то время как для вакуумной стали достаточно 200° С [117].

Для материалов, используемых в авиации, большой интерес представляет усталостная прочность при знакопеременной нагрузке. Для гладких продольных образцов вакуумной стали с 0,4 % С, 1,25 % Сг, 1,0 % Мо, 1,65 % Nb, 0,3 % V получили для продольных образцов предел усталости  $\pm 98$  кг/мм<sup>2</sup>, в то время как для обычной стали он составляет  $\pm 78$  кг/мм<sup>2</sup>, на поперечных образцах разница еще более значительная  $\pm 80$  и  $\pm 26$  кг/мм<sup>2</sup>.

Особенно важное значение имеет однородность механических свойств в продольном и поперечном направлениях. Переплав в вакуумной дуговой печи значительно повышает прочность и пластичность поперечных образцов, доводя их почти до уровня свойств в продольном направлении; согласно [118], после переплава низколегированной стали, идущей на шасси самолетов, свойства в поперечном направлении почти сравнялись со свойствами в продольном направлении.

Свойства улучшаемой стали, например 35NiCrMo14, содержащей 3,5 % Ni, 1,4 % Сг, 0,25 % Мо [110], после вакуумного переплава стали однородными и по сечению слитка. Так, если в обычном слитке относительное сужение в периферийных обла-

стях ниже, а в центре выше, то для вакуумного металла эта величина везде одинакова и ее значения даже выше относительного сужения обычного металла в краевой зоне.

Низколегированные и легированные улучшаемые, жаропрочные конструкционные стали для валов турбин, имеющие предел прочности ниже  $90 \text{ кг/мм}^2$  и предел текучести ниже  $70 \text{ кг/мм}^2$ , нецелесообразно переплавлять в дуговых вакуумных печах, поскольку повышение свойств не компенсирует дополнительных затрат. Однако для сталей с пределом прочности  $95\text{—}110 \text{ кг/мм}^2$  переплав в дуговой печи, который благоприятно влияет на пластичность, целесообразен. Для никельхромомолибденовой стали относительное удлинение в поперечном направлении повысилось с 8 до 17%, так же как и ударная вязкость и относительное сужение.

Чем выше предел прочности, тем больше улучшает переплав в вакууме свойства, поскольку возрастает значение степени чистоты для вязкости металла, особенно при низких содержаниях серы и кислорода. Так, для той же стали после улучшения ее и повышения предела прочности  $140 \text{ кг/мм}^2$  относительное сужение в поперечном направлении в результате переплава повысилось на 45—50%. Значительно повышается и предел усталости стали на скручивание — в продольном направлении на 17%, а в поперечном — на 21% [119].

Повышение и выравнивание свойств конструкционных сталей является результатом направленной кристаллизации, отсутствия сегрегации в слитках и повышения чистоты от примесей и неметаллических включений.

Конструкционная сталь при вакуумном переплаве весьма заметно очищается от окисных включений. На рис. 80 сопоставляются результаты оценки загрязненности окисидными включениями нижней части слитков, выплавленных в вакууме и на воздухе, из стали для валков холодной прокатки 85Cr7. В то время как в слитках стали, выплавленной на воздухе, сумма баллов повышается от краев к середине, достигая 13 по шкале Диргартена, в вакуумных слитках с трудом обнаруживали включения, которые можно было бы оценить по шкале Диргартена [110]. Значительно уменьшается загрязненность таких конструкционных сталей, как ДИ-1 [120]; загрязненность оксидами снизилась

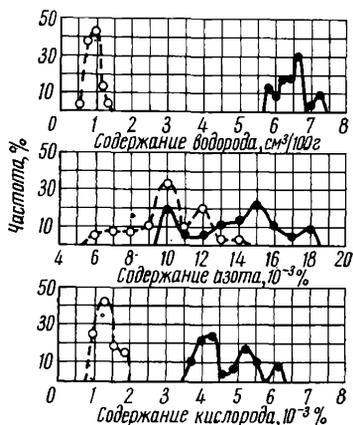


Рис. 80. Повышение степени чистоты стали после вакуумного дугового переплава:  
 — до переплава;  
 - - - после переплава

с 6—7 баллов до 0,5—1,0, сульфидными включениями — с 2,5 до 0,5, однако появились мелкие точечные включения.

В стали, содержащей 0,23% С, 0,5% Мп, 0,3% Si, 0,75% Ni, 0,4% Cr, 0,6% Mo, сегрегация элементов даже в самом крупном слитке (50 т) была следующей: углерода от 0,193 до 0,247%, серы от 0,007 до 0,01%, марганца от 0,30 до 0,32% [121].

### Инструментальные стали

Основным пороком быстрорежущих сталей является наличие ликвационных зон в слитке, что отражается на качестве режущего инструмента. В вакуумном слитке по сравнению с обычным карбидная сетка мельче. Сталь имеет меньшую склонность к росту зерна, образуется более мелкое ледебуритное зерно по направлению от поверхности слитка к его центру.

При переплаве быстрорежущей стали установлено, что с увеличением диаметра кристаллизатора от 70—108 до 300 мм свойства стали ухудшаются, укрупняется размер карбидов, получается более грубая ледебуритная структура.

На рис. 81 показано повышение ударной вязкости поперечных и продольных образцов после вакуумного переплава [122].

Вакуумный переплав полируемых сталей для изготовления валков с зеркальной поверхностью уменьшает на 30—50% время обработки поверхности по сравнению с обычной сталью. Стойкость валков из вакуумной стали для прокатки фольги в 2—3 раза выше, чем из обычной. Несмотря на то, что вакуумная сталь дороже обычной, ее стоимость окупается выгодами при обработке поверхности валков, прессформ для отделки пластмассовых изделий и снижением расходов на чистовую отделку изделий. Кроме того, увеличивается стойкость инструмента. Так, матрицы для холодного прессования, сделанные из вакуумной стали, выдерживают в 2—6 раз больше циклов, чем матрицы из обычной стали [123].

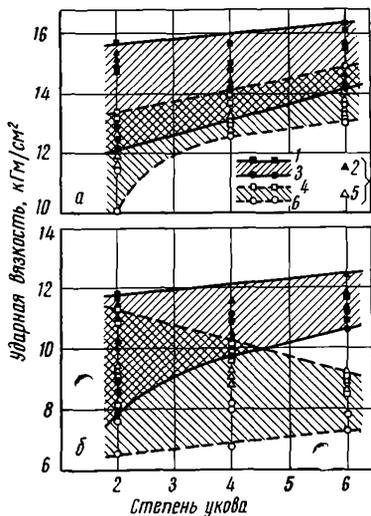


Рис. 81. Влияние переплава в дуговой вакуумной печи на ударную вязкость в продольном (а) и в поперечном (б) направлениях легированной упрочняемой стали 35NiCrMo14 (3,5% Ni, 1,4% Cr, 0,25% Mo); слиток 11 т: 1, 2, 3 — вакуумная сталь (край,  $\frac{1}{2}$  радиуса, сердцевина слитка); 4, 5, 6 — обычная сталь (край,  $\frac{1}{2}$  радиуса, сердцевина слитка)

Вакуумный переплав приобрел большое значение при изготовлении полируемых до блеска валков для холодной прокатки алюминиевой или латунной фольги на станах Сендзимира, для производства прессформ из никельхромистых сталей типа X13, предназначенных для изготовления пластмассовых изделий [115].

### *Нержавеющие стали*

Вакуумный переплав нержавеющей стали преследует несколько целей: во-первых, путем повышения чистоты металла обеспечить хорошую полируемость готовых изделий — листов или труб; во-вторых, повысить механические свойства высокопрочных сталей.

После переплава в вакууме возрастает пластичность нержавеющей стали мартенситного класса (0,25% С, 0,5% Mn, 0,16% Si, 11,0% Cr, 0,87% Ni, 0,6% Mo, 0,65% W, 0,16% V) — относительное удлинение увеличивается с 2 до 18%, сужение поперечного сечения — с 1,2 до 32,5% [124].

Переплав стали типа 0X18H9 способствовал значительному удалению оксидов — с балла 2,12—2,9 до 0,58—0,87, силикатов — с балла 1,7 до 0,5; при этом повысилась сопротивляемость стали горячему скручиванию [113].

При переплаве нержавеющей стали с титаном на чистоту металла влияют гнезда нитридных включений, окруженные скоплениями оксидов. Эти скопления ухудшают полируемость нержавеющей стали, ковкость жаропрочных сталей и сплавов, а при сильной загрязненности снижается и предел длительной прочности. Для получения особо чистой стали необходимо применять электроды с низким содержанием азота, которое можно получить в вакуумной индукционной печи; так же обстоит дело и с цветными металлами, которые легче удалить при вакуумной индукционной плавке.

Опытные плавки сталей ЭИ944, ЭИ347, ЭИ907 и ЭИ908 показали возможность заметного очищения этих сталей от крупных неметаллических включений — выше первого балла.

Стали с 12% Cr работают при 550—600°С в качестве дисков и лопаток компрессоров турбодвигателей, они должны обладать высокой однородностью механических свойств. Если обычные диски компрессора имели разброс по относительному удлинению 4—20% с максимумом 16—19%, то в дисках из стали, переплавленной в вакуумной дуговой печи, разброс уменьшился до 17—24% с максимумом 20%; переплав в дуговой вакуумной печи увеличил степень однородности сталей как от диска к диску, так и в пределах одного диска.

Металл крупных слитков для поковок, полученных в вакуумных дуговых печах, достаточно плотен, что важно для авиации, ядерной энергетики, турбостроения, где значительную роль играет плотность металла в больших сечениях.

## Жаропрочные сплавы

Переплав в вакуумных дуговых печах повышает качество различных жаропрочных сплавов на железной или никелевой основе; в результате уменьшения зональной и внутрикристаллитной ликвации улучшается деформируемость слитков в горячем состоянии.

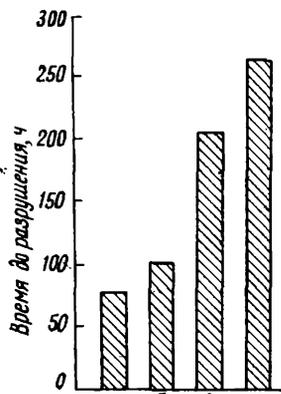


Рис. 82. Повышение длительной прочности жаропрочного сплава на никелевой основе после дугового вакуумного переплава (по данным В. И. Кашина):

а — исходный металл; б — переплавленный при остаточном давлении  $13-6,5$  н/м<sup>2</sup>; в — то же, при  $0,1-0,065$  н/м<sup>2</sup>; г — переплавленный дважды при остаточном давлении  $0,1-0,065$  н/м<sup>2</sup>.

Большое значение для свойств никелевых жаропрочных сплавов с титаном имеет сегрегация титана, поскольку прочность сплавов зависит от наличия частичек  $Ni_3Ti$ ,  $Ni_3(Al, Ti)$ . В вакуумных слитках разность по содержанию титана в разных частях слитка не превышает  $0,15\%$  [125].

После двойного переплава в дуговой вакуумной печи свойства металла и его чистота повышаются; с увеличением глубины вакуума возрастает длительная прочность металла (рис. 82).

При этом, например, в высокопрочной стали содержание неметаллических включений после однократного переплава снижается с  $0,02$  до  $0,011$ , а после второго переплава — до  $0,0059\%$ .

Для производства широких листов или слябов или крупных заготовок из жаропрочного сплава Рене 41 применяется дуплекс-процесс вакуумная индукционная печь — вакуумная дуговая печь.

Хорошие результаты дает также двойной переплав ЭШП (электрошлаковый переплав) + ВДП, улучшающий пластические свойства труднодеформируемых сплавов. Например, для сплава ЖС6КП, по данным Б. С. Ломберга и К. Я. Шпунт, при рабочей температуре относительное удлинение и сужение поперечного сечения после двойного переплава ЭШП + ВДП возрастает на  $80-90\%$ .

## ГЛАВА VII. ПЛАВКА В ЭЛЕКТРОННОЛУЧЕВЫХ ПЕЧАХ

Для получения чистых и ультрачистых металлов и сплавов применяется метод плавки в электроннолучевых установках. Этот способ вакуумной металлургии сочетает в себе возмож-

ность плавки металла в глубоком вакууме — ниже  $10^{-2}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-4}$  мм рт. ст.) — с нагревом до высокой температуры.

Принцип метода состоит в том, что пучок электронов высокой мощности бомбардирует шихту, которая расплавляется в медном водоохлаждаемом кристаллизаторе.

Преимущества этого способа плавки заключаются в следующем:

а) возможен переплав специально подготовленных заготовок или переплав шихты любого вида;

б) в электроннолучевых печах можно получать либо слитки в водоохлаждаемом кристаллизаторе с вытяжкой слитка или без нее, либо фасонные отливки;

в) жидкий металл можно выдерживать в глубоком вакууме длительное время при любой температуре, что обеспечивает наиболее благоприятные условия для дегазации и рафинирования металла.

Недостатками этих печей являются сложность установок, высокая себестоимость металла, выплавляемого в них, необходимость предварительной дегазации шихты путем ее вакуумной плавки или отжига.

#### ПРИНЦИП ЭЛЕКТРОННОГО НАГРЕВА

Свободные электроны разгоняются в ускоряющем электростатическом поле до большей скорости; пучок электронов направляется на нагреваемый объект. При резком торможении электронов в результате столкновения с объектом — мишенью — выделяется большое количество энергии, которая нагревает металл мишени.

Источником свободных электронов служит накаленная пластина или спираль-катод, с которой и происходит термоэлектронная эмиссия. Эмитируемые электроны имеют первоначально небольшую скорость, но если в системе установить анод с высокой разностью потенциалов по отношению к катоду, то на пути между катодом и анодом электроны ускоряются и тем больше, чем больше градиент падения потенциала. Путем применения электромагнитных полей за анодом можно сфокусировать поток летящих электронов таким образом, что все они будут направлены в виде достаточно жесткого пучка на нагреваемый объект.

В глубоком вакууме почти не происходит столкновения электронов друг с другом или с молекулами газа, поэтому всю энергию, полученную при прохождении ускоряющего поля, электроны отдают нагреваемому металлу. Лишь небольшая доля энергии — несколько процентов — тратится на возбуждение рентгеновского излучения и на вторичную эмиссию электронов.

Скорость электрона в электрическом поле можно определить по формуле

$$v = 593 \sqrt{U} \text{ км/сек,}$$

где  $U$  — разность потенциалов в ускоряющем поле; при  $U = 30$  кв  $v = 10^5$  км/сек.

Необходимо учитывать влияние на термоэлектронную эмиссию электронов температуры катода и работы выхода электронов с поверхности катода. Работа выхода электронов определяется атомными расстояниями в кристаллической решетке металла, валентностью и т. п. Если не учитывать ускоряющего поля, которое помогает вырывать электроны с поверхности катода, то эмиссию с катода можно подсчитывать по формуле

$$I_{эм} = AT^2 e^{-\frac{b}{T}},$$

где  $I_{эм}$  — ток эмиссии с единицы поверхности катода, а/см<sup>2</sup>;

$A$  — постоянная, зависящая от природы и чистоты металла, а/(см<sup>2</sup>·град<sup>2</sup>);

$T$  — абсолютная температура катода, °К;

$b$  — постоянная, равная  $\frac{\Phi_0 l_0}{K}$  (здесь  $\Phi_0 l_0$  — работа выхода, эв,  $K$  — постоянная Больцмана, равная  $1,38 \cdot 10^{-16}$  эрг/град).

Эта формула показывает, что наилучшими материалами для катода являются металлы с небольшой работой выхода электронов, обладающие высокой температурой плавления, в частности вольфрам, имеющий работу выхода 4,522 эв и температуру плавления 3370°С, тантал с работой выхода 4,1 эв и температурой плавления 2850°С и молибден, имеющий работу выхода 4,3 эв и температуру плавления 2620°С. Из тантала и молибдена можно получать ленту и листы для изготовления катодов любой формы; однако танталовые катоды отравляются газами, выделяющимися при нагреве металла, и быстро выходят из строя.

Разогнанный в электрическом поле электрон взаимодействует с магнитным полем, которое изменяет траекторию его полета. Рассмотрим простейшие случаи движения электрона в магнитном поле.

1. Скорость — вектор движения электрона — параллельна магнитному полю; действие магнитного поля на электрон равно 0.

2. Движение электрона перпендикулярно магнитному полю. Траектория электрона под воздействием магнитного поля закручивается и он описывает замкнутую окружность в плоскости, перпендикулярной направлению напряженности магнитного поля. Радиус окружности

$$r = \frac{mv}{eH},$$

где  $v$  — скорость электрона;

$m$  — масса электрона;

$e$  — заряд электрона;

$H$  — напряженность магнитного поля.

3. Скорость движения электрона составляет угол с направлением магнитного поля — в этом случае электрон описывает винтовую линию вокруг линий магнитного поля.

При одновременном воздействии на летящий электрон электростатического и магнитного полей траектория его становится еще более сложной, приближаясь к циклоиде.

### КОНСТРУКЦИИ ЭЛЕКТРОННОЛУЧЕВЫХ УСТАНОВОК С АКСИАЛЬНЫМИ ПУШКАМИ

Большинство современных электронноплавильных установок можно разделить на две категории — установки с электронными аксиальными пушками и установки с кольцевыми катодами.

На рис. 83 приведена схема электронного пучка в установке с аксиальной электронной пушкой.

По способу нагрева катоды делятся на катоды косвенного нагрева и катоды прямого нагрева.

Катод прямого нагрева получает питание от накального трансформатора, а катод косвенного нагрева либо окружен нагревателем, излучающим тепло, либо нагревается электронной бомбардировкой. В последнем случае в печи помещается вспомогательный катод, между основным и вспомогательным катодом накладывается разность потенциалов для разгона электронов. Преимущество катодов косвенного нагрева заключается в том, что они могут иметь любую форму, обеспечивающую наиболее эффективную фокусировку электронного пучка.

Вокруг катода помещается фокусирующий электрод, на который подается слабый отрицательный потенциал. Назначение фокусирующего электрода — сформировать электронное облако в виде осевого пучка в направлении анода и предотвратить расхождение электронов в разные стороны.

Анод выполняется в виде диафрагмы с отверстием. Обычно анод заземлен, а катод изолирован. Между катодом и анодом прилагается разгоняющее напряжение до 30 кВ.

Ниже анода расположена трубка лучепровода, вокруг которой находится фокусирующая система, собирающая пучок в

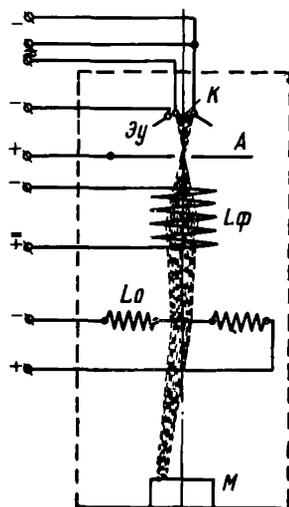


Рис. 83. Схема электронного пучка в установке с аксиальной электронной пушкой:

К — катод; А — анод; Эу — управляющий электрод; Lφ — фокусирующая система; Lθ — отклоняющая система; М — нагреваемый металл

узкий луч и фокусирующая его на нагреваемом объекте. Далее следует электростатическая отклоняющая система, направляющая луч в определенное место заготовки, или система развертки, которая заставляет сфокусированный луч перемещаться по нагреваемому объекту — заготовке, шихте, жидкой ванне — по определенной траектории.

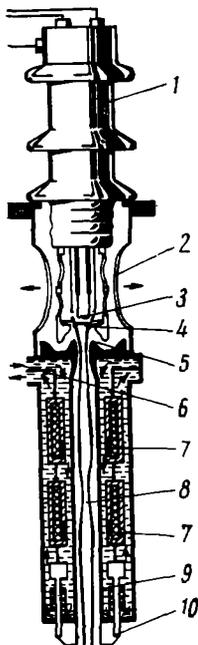


Рис. 84. Схема электроннолучевой пушки мощностью 150 кВт фирмы Гереус:

1 — изолятор; 2 — вакуумная система; 3 — вспомогательный катод; 4 — основной катод; 5 — анод; 6 — водяное охлаждение; 7 — фокусирующая система; 8 — электронный пучок; 9 — лучепровод; 10 — отклоняющая система

На рис. 84 представлена схема аксиальной электронной пушки Гереус мощностью 150 кВт с ускоряющим напряжением 20 кВ.

Одной из основных задач при разработке конструкций электроннолучевых пушек является получение пучков большой мощности и плотности при наименьшем диаметре. Трудность получения плотного пучка заключается, во-первых, в том, что появление электронного облака с пространственным зарядом около катода мешает вырыванию электронов из катода, при этом не все электроны успевают отводиться к аноду. Во-вторых, из-за наличия объемного заряда в пучке происходит «расталкивание» электронов. Подбором соответствующей формы управляющего электрода или электростатических линз между катодом и анодом можно создать такое поле, которое будет фокусировать пучок на плоскость анода в анодную щель. Обычно аноды делают с небольшим отверстием для дифрагмирования давления в камере пушки и в прикатодной области. Катоды выполняют в виде диска сферической или эллипсоидальной формы.

Плотность тока в пучке определяется его компрессией, которая равна отношению активной поверхности катода к наименьшей площади поперечного сечения пучка у анодного отверстия. Чем больше компрессия, тем больше плотность тока в пучке.

Одним из важных параметров, характеризующих электроннолучевую аксиальную пушку, является ее первеанс (или проводимость), который определяется по формуле

$$\Pi = IU^{-3/2} a / \delta^{3/2},$$

где  $I$  — ток электронного пучка, а;  
 $U$  — разгоняющее напряжение, в.

Первеанс характеризует возможную величину тока пучка, который может быть достигнут при данной конструкции пушки и при данном разгоняющем напряжении. Значения первеанса  $0,6-0,8 \cdot 10^{-6} \text{ а/в}^{3/2}$  легко достижимы; при тщательной разработке системы электронной фокусировки можно достичь первеанса, равного  $2-3 \cdot 10^{-6} \text{ а/в}^{3/2}$ . Мощность пушки равна  $N = UI = = PU^{3/2} \text{ квт}$ . Для повышения мощности пушки можно увеличивать разгоняющее напряжение. В настоящее время разгоняющее напряжение ограничено 30 кв, хотя высказывается мнение, что можно увеличить его до 40 кв. Это связано с тем, что при более высоком разгоняющем напряжении возникает опасное для здоровья персонала рентгеновское излучение от стенок печи и от других ее деталей, подвергающихся побочной электронной бомбардировке. Другим способом повышения мощности пучка является увеличение первеанса системы, что представляет трудную задачу.

После выхода из анода электронный пучок расширяется, для его фокусировки применяют магнитные линзы, представляющие собой катушки, по которым пропускают ток. Катушки создают неоднородное магнитное поле, в котором фокусируются электроны, движущиеся по разным траекториям. Луч проходит по длинной направляющей трубке — лучепроводу, при помощи которой пространство образования пучка отделяется от плавильной камеры.

Чтобы обеспечить равномерный нагрев и проплавление всей шихты в печи необходимо равномерно распределить энергию пучка по нагреваемому концу заготовки или по шихте, загруженной в тигель.

Процесс нагрева электронным пучком отличается тем, что проникновение электронов в металл очень невелико и происходит исключительно поверхностный нагрев. В небольших слитках можно развешивать луч по кругу, в больших слитках необходима развертка уже по более сложной траектории, например по спирали Архимеда. И тот, и другой метод развертки обладает известными преимуществами по сравнению с размытым фокальным пятном.

О. Винклер рассматривает отклонение пучка со скоростью 50 об/сек по кругу радиусом  $7/8$  или  $3/4$  радиуса кристаллизатора, когда траектория луча как пересекает конец заготовки, так и греет ванну. При этом поверхность слитка получается лучше, уменьшается расход энергии, обеспечивается рост кристаллов не перпендикулярно, а параллельно стенкам кристаллизатора. Распределение энергии лучше, чем в размытом или в концентрированном пучке, меньше потери металла на испарение. Опыты с железом при плавке в 90-мм кристаллизаторе показали, что при вращении пучка со скоростью 50 об/сек с пятном диаметром 10 мм в течение 1 ч для поддержания ванны в жидком состоянии требуется 12 квт, а при размытом пучке — 18 квт.

При электроннолучевой плавке важно правильно выбрать диаметр пятна. При слишком сильно сфокусированном пятне можно просверлить заготовку в результате испарения, не расплавив ее; при сильно расфокусированном пятне возрастают потери на испарение.

Оптимальные размеры пятна можно проиллюстрировать примером печи ЭМО-200, в которой диаметр пятна равен 90—100 мм; в печи ЭМО-1200 диаметр равен 180 мм при диаметре кристаллизатора 800 мм [126].

Система развертки или отклонения пучка помещается на выходе пучка из лучепровода. Она состоит из двух пар катушек, которые создают магнитные поля во взаимно перпендикулярных плоскостях, проходящих через ось пучка. Система может отклонять пучок как в вертикальном направлении, так и в горизонтальном благодаря пропусканию постоянного тока различной силы одновременно по каждой паре катушек.

Установка с аксиальной электронной пушкой имеет то преимущество перед другими видами электронноплавильных установок, что в ней катод и анод значительно удалены от переплавляемого металла. В такой системе имеется возможность разделить вакуумные системы пушки и камеры печи. Пушка отделена от камеры рядом диафрагм, через которые в нее попадает лишь небольшой поток газа и паров. Сама пушка, как правило, имеет индивидуальную систему откачки, состоящую нередко из нескольких ступеней. Внутри направляющей трубки также могут быть установлены диафрагмы, позволяющие создать больший перепад давления, обеспечивающий постоянное давление в области образования пучка не выше  $10^{-3}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-5}$  мм рт. ст.).

Диаметр отверстий в диафрагме определяется мощностью электронного пучка. Так, при мощности 45 кВт он равен 25 мм, для мощности 1000 кВт и токе более 5 а минимальное отверстие диафрагмы 50—70 мм. При условии отделения катодного пространства пушки от плавильного можно переплавлять металлы с большим газосодержанием, не опасаясь испарения из металла компонентов с высокой упругостью пара — хрома, марганца и т. п.

Печь системы ЭМО-200 (ГДР) имеет трехступенчатую откачную систему и работает при давлении в плавильной камере 1 н/м<sup>2</sup> ( $10^{-2}$  мм рт. ст.).

Несмотря на ряд диафрагм, пары металла все же попадают в прикатодное пространство, конденсируются на катоде и могут его повредить. Чтобы избежать этого, пушку целесообразно помещать под некоторым углом к расплавляемому металлу или к жидкой ванне, так, чтобы направление испарения не совпадало с осью пушки. Отклоняющая система позволяет искривить электронный пучок на любой угол. Это особенно удобно при использовании нескольких пушек в одной плавильной установке. При-

менение нескольких пушек позволяет увеличить мощность печи, обеспечить равномерный прогрев расплавляемой шихты и ванны жидкого металла. Особенное значение применение нескольких пушек имеет при производстве фасонных отливок из тугоплавких металлов, когда одни пушки обогревают ванну, а другие — носок тигля и литник или приемную воронку формы.

В качестве источников постоянного тока для питания электроннолучевых установок используют выпрямительные устройства, рассчитанные на обслуживание высокочастотных ламповых плавильных и закалочных генераторов с напряжением 10 — 13,5 кв; применяют также и полупроводниковые выпрямители.

#### Конструкция аксиальной электронной пушки

На рис. 85 приведена схема одной из наиболее удачных конструкций аксиальных электронных пушек М. фон Арденна. В этой пушке установлен массивный вольфрамовый катод в виде диска, разогреваемый вспомогательным катодом; разгоняющее напряжение между катодом первого и второго каскада 1,5 кв, температура основного катода достигает 2530° С. Разгоняющее напряжение пушки 24 кв. Электронный пучок, выходящий из анода, следует по лучепроводу и проходит 18 диафрагм диаметром от 14 до 25 мм. При помощи электромагнитных линз с железным сердечником можно изменять диаметр фокального пятна на поверхности заготовки в пределах от 4 до 100 мм.

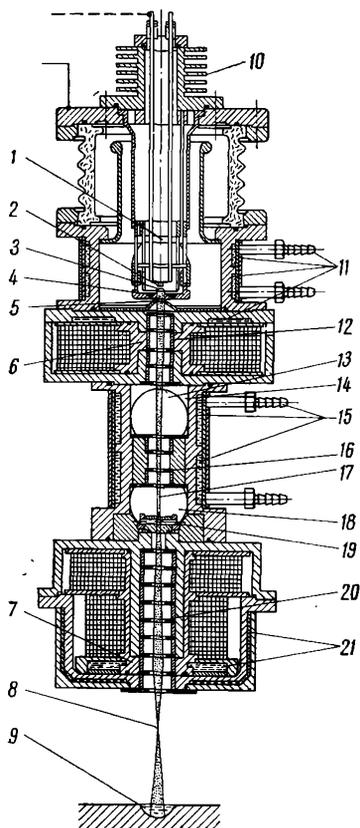


Рис. 85. Схема электронной пушки М. фон Арденна:

1 — электронный излучатель; 2 — подогреваемый катод; 3 — излучающий катод; 4 — фокусирующий электрод; 5 — анод; 6, 7 — магнитные линзы; 8 — электронный луч; 9 — ванна металла; 10 — воздушное охлаждение; 11, 15, 21 — водяное охлаждение; 12, 16, 20 — система диафрагм; 13, 17 — к диффузионным насосам; 14, 18 — промежуточные камеры; 19 — вакуумный затвор

Электронная плавильная установка с аксиальными пушками состоит из камеры, внутри которой расположен либо медный водоохлаждаемый кристаллизатор с устройством для вытягивания слитка, либо медная водоохлаждаемая чаша-тигель для плавки в гарниссаже с разливкой путем ее наклона или проплавления пробки и выливания металла в форму. Камера имеет мощную откачную вакуумную систему, состоящую из трех групп насосов: глубоковакуумных диффузионных насосов, бустерных паромасляных или двухроторных насосов и механических форвакуумных насосов. Обычно плавку ведут при остаточном давлении  $10^{-2} - 10^{-3}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-4} - 10^{-5}$  мм рт. ст.), но при использовании электронных пушек, имеющих индивидуальную откачку, давление в камере печи может быть повышено до 1 н/м<sup>2</sup> ( $10^{-2}$  мм рт. ст.), что имеет важное значение при переплаве сплавов, содержащих компоненты с высокой упругостью пара, либо при переплаве загрязненной шихты, когда могут происходить значительные внезапные газовыделения в корпусе печи и насосы не справляются с этим газовыделением. В случае распространения повышенного давления до зоны образования луча между катодом и анодом может возникнуть разряд и система автоматизации отключит установку.

Круглая или квадратная переплавляемая штанга подается в камеру установки сверху по оси кристаллизатора или сбоку (рис. 86). Боковой принцип подачи штанг используют в печах, изготовляемых в ГДР. Он, однако, страдает тем недостатком, что штанга частично экранирует от луча жидкую ванну, затеняет ее, и ванна неравномерно нагревается по поверхности.

В больших печах мощностью 100 кВт и более штанги подают из шлюзового устройства, которое позволяет вести непрерывную плавку без открывания печи.

В настоящее время в ГДР созданы установки мощностью 60, 200 и 1700 кВт. В установке ЭМО-200 можно получать стальной слиток массой 450 кг диаметром 250 мм. Подача штанг осуществляется из боковых шлюзов справа и слева от цилиндрического корпуса печи; плавка ведется в кристаллизаторе с вытяжкой слитка. В качестве источника питания используется тиратронный выпрямитель. Благодаря специальному защитному приспособлению при возникновении электрических разрядов в области катод — анод происходит автоматическое снятие высокого напряжения и последующее включение; перерыв в плавке не превышает 0,5 сек. После реконструкции мощность этой печи повышена до 250 кВт, разгоняющее напряжение до 30 кВ при токе 8,3 А. В ней можно выплавлять молибденовые слитки массой до 200 кг и стальные до 690 кг при расходе электроэнергии 1500 кВт·ч/т; время плавки 4,1 ч, а весь цикл плавки 6,4 ч. Годовая производительность установки 510 т [126].

Электроннолучевая установка ЭМО-1700 максимальной мощностью 1700 кВт для выплавки слитка массой до 11 т имеет два боковых шлюза, через которые производится подача штанг весом по 1 т. Электронный пучок имеет программированное отклонение по синусоидальной траектории на поверхности жидкой

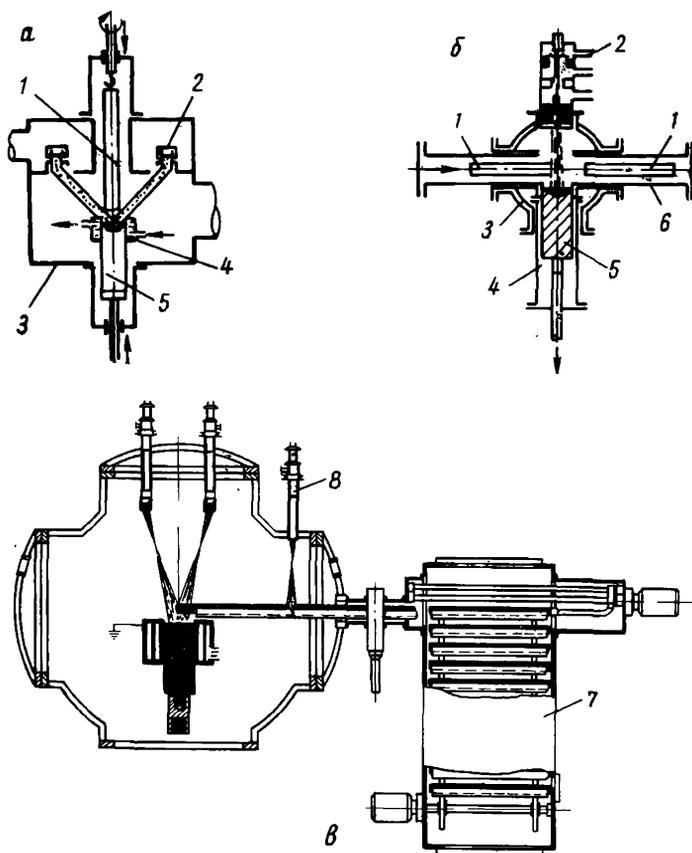


Рис. 86. Схемы подачи переплавляемых штанг в электроннолучевые печи:

*a* — вертикальная подача; 1 — штанга; 2 — электроннолучевая пушка; 3 — вакуумная камера; 4 — кристаллизатор; 5 — слиток; *б* — горизонтальная подача с двух сторон; *в* — шлюз; *в* — подача сбоку из магазина со сваркой штанг; 7 — магазин; 8 — сварочная электроннолучевая пушка

ванны. Общая высота печи 17,5 м, в том числе над уровнем рабочей площадки 8,5, ширина 15,5 и длина 26 м. Слиток вытягивается из кристаллизатора и имеет длину 3 м. Вакуумная система состоит из четырех диффузионных насосов производительностью по 30000 л/сек, одного двухроторного насоса на 1000 л/сек и форвакуумного насоса со скоростью откачки 350 м<sup>3</sup>/ч. Камеры

пушки и механизм вытяжки откачиваются тремя диффузионными насосами по 500 л/сек с соответствующими двухроторными и форвакуумными насосами. Установлена всего одна пушка с разгоняющим напряжением 30 кВ, током 60 а, первеанс системы равен  $12 \cdot 10^{-6}$  а/в<sup>3/2</sup>, диаметр пятна 70—400 мм. Расход электроэнергии 900 кВт·ч/т. При трехсменной работе производительность печи 3000—4000 т/год [128, 129].

Как было показано выше, повышение мощности пушки связано с рядом трудностей, правда в печи ЭМО-1700 удалось создать весьма мощную пушку, но зарубежные фирмы предпочитают при строительстве мощных установок применять несколько пушек. В этих печах одни пушки предназначены для расплавления шихтовой заготовки, другие пушки нагревают жидкую ванну в кристаллизаторе.

В установке японской фирмы мощностью 80 кВт имеются две пушки по 40 кВт, расположенные сбоку от кристаллизатора так, что угол электронного луча составляет 30°; пушки имеют разгоняющее напряжение 26 кВ при токе 1,6 а. В печи можно выплавлять слитки диаметром 50—80 мм и длиной 500 мм.

В отечественной установке ВНИИЭТО—ВЭИ имеются две пушки по 100 кВт, одна располагается над кристаллизатором, вторая под углом к оси кристаллизатора. Одной из пушек расплавляют подаваемую заготовку, вторая нагревает металл в кристаллизаторе.

### ЭЛЕКТРОННОЛУЧЕВЫЕ ПУШКИ С ПЛОСКИМ ЛУЧОМ

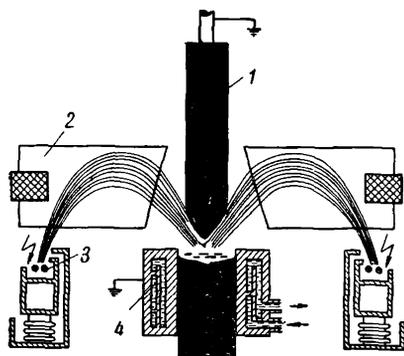


Рис. 87. Электроннолучевая установка с «плоскими» пушками:

1 — переplавочная штанга; 2 — отклоняющая система; 3 — «плоский» излучатель; 4 — кристаллизатор

Весьма распространенными в последнее время стали плоские пушки (рис. 87). Электронная пушка в виде трех секций располагается вокруг переplавляемой штанги-электрода, угол между секциями равен 120°, направление луча меняется при помощи электромагнита. Катод, подключенный к высоковольтной сети, состоит из двух вольфрамовых проволочек длиной по 10—20 см, которые находятся между двумя направляющими экранами. С проволоки излучается плоский луч; ускоряющий анод расположен сбоку, близко от катода.

Над системой установлен электромагнит, который изменяет траекторию пучка, направляя его к переplавляемой штанге и на ванну.

В печах с плоскими пушками катоды могут располагаться ниже уровня кристаллизатора и защищаются водоохлаждаемыми экранами, которые предохраняют их от конденсации паров и от попадания брызг.

### ЭЛЕКТРОННОЛУЧЕВЫЕ ПУШКИ С КОЛЬЦЕВЫМ КАТОДОМ

В установках с кольцевым катодом разгоняющее напряжение приложено между катодом и расплавляемым металлом, который служит анодом. Простейшая схема установки с кольцевым катодом представлена на рис. 88.

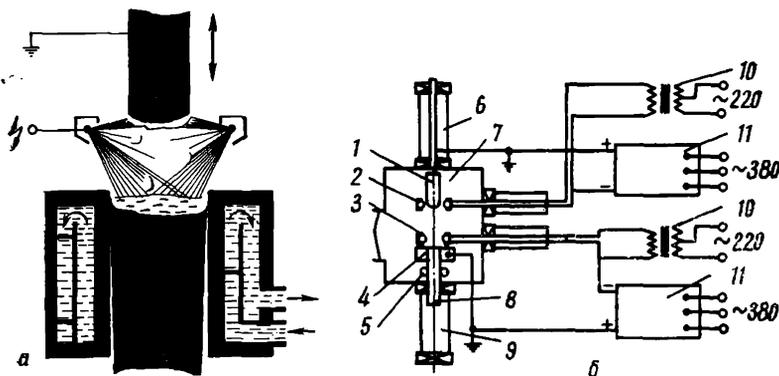


Рис. 88. Схема электроннолучевой печи с одним кольцевым катодом (а) и с двумя кольцевыми катодами (б):

1 — штанга; 2 — кольцевой катод I; 3 — кольцевой катод II; 4 — кристаллизатор; 5 — механизм вытягивания слитка; 6 — шлюз для подачи штанги; 7 — камера плавильная; 8 — слиток; 9 — камера слитка; 10 — трансформаторы накала катодов; 11 — источники высокого напряжения

Вольфрамовый кольцевой катод располагается в непосредственной близости от переплавляемой штанги. Катод разогревается током от накального трансформатора до  $2000\text{--}2500^\circ\text{C}$ . Обычно катод изолирован, а расплавляемая штанга заземлена. Катод окружен фокусирующим экраном, направляющим пучок электронов на металл; как правило, фокусирующий экран имеет потенциал катода. Экраны выполняются из листов тантала, молибдена или вольфрама. Преимущества установок этого типа заключаются в том, что они просты по конструкции, можно изготавливать установки большой мощности, так как нет ограничений с точки зрения электронной оптики, они удобны для получения больших слитков.

Недостатки этих установок связаны с близким расположением катода к расплавляемому металлу, вследствие чего пары конденсируются на катоде, на него попадают капли металла и т. п., что приводит к быстрому выходу катода из строя. Как правило, стойкость кольцевых катодов не превышает нескольких часов, в

то время как в плоских пушках она достигает 100 ч, а в осевых пушках — сотен часов. Другой трудностью является наличие ускоряющего поля в зоне плавки. Когда при плавлении металла выделяется большое количество газа, поддержание остаточного давления ниже  $10^{-3}$  н/м<sup>2</sup> ( $10^{-5}$  мм рт. ст.) становится чрезвычайно трудным, появляются электрические разряды. Для устранения этого явления приходится предварительно дегазировать шихту, устанавливать мощные откачные системы, медленно вести процесс плавки, чтобы уменьшить скорость газовыделения.

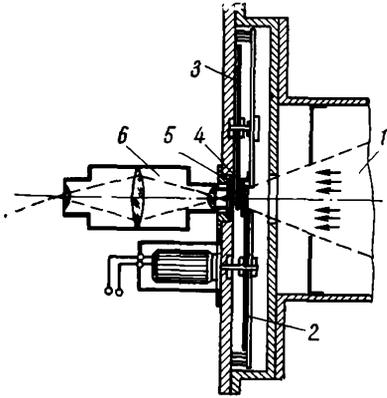


Рис. 89. Схема защитного приспособления смотрового окна электроннолучевой печи:

1 — пары металла; 2 — вращающийся диск; 3 — вращающийся стеклянный диск; 4 — щелевая диафрагма; 5 — стекло; 6 — оптический прибор для наблюдения

При выходе катода из строя пушку необходимо отключить, а это может привести к появлению в слитке непроплавленных зон металла. Для быстрой смены катода устанавливают шлюзы и револьверные устройства, позволяющие менять катод за несколько минут. Более рациональным является применение нескольких пушек с кольцевыми катодами. В этих установках при смене катода можно отключать одну пушку, продолжая непрерывно подогревать металл двумя другими пушками. Электронные пучки отклоняются при помощи горизонтальных магнитных полей, создаваемых соленоидами, находящимися в непосредственной близости от пушек. Неудобным для установок с кольцевыми катодами является необходимость смены излучателя при изменении диаметра кристаллизатора; в установках с осевыми пушками меняют только развертку луча.

Весьма сложным вопросом в конструкциях электроннолучевых установок является защита смотровых окон от конденсатов металлических паров. В связи с высокой температурой и низким давлением испарение в электроннолучевых печах происходит весьма интенсивно. Для защиты стекла может быть использован обтюратор, принцип действия которого представлен на рис. 89. Мотор вращает диск 2 диаметром 120 мм со скоростью 2500 об/мин, в диске имеется щель 4 шириной 1 мм. Другой стеклянный диск 3 диаметром 100 мм медленно вращается, защищая непосредственно смотровое окно 5 от оседания конденсата. Для наблюдения за состоянием плавильной ванны достаточно отверстия диаметром всего 5 мм. Непосредственно к гляделки примыкает монокулярный телескоп 6. Видно, что угол обзора достаточно велик и позволяет вести хорошее наблюдение.

Весьма сложным вопросом в конструкциях электроннолучевых установок является защита смотровых окон от конденсатов металлических паров. В связи с высокой температурой и низким давлением испарение в электроннолучевых печах происходит весьма интенсивно. Для защиты стекла может быть использован обтюратор, принцип действия которого представлен на рис. 89. Мотор вращает диск 2 диаметром 120 мм со скоростью 2500 об/мин, в диске имеется щель 4 шириной 1 мм. Другой стеклянный диск 3 диаметром 100 мм медленно вращается, защищая непосредственно смотровое окно 5 от оседания конденсата. Для наблюдения за состоянием плавильной ванны достаточно отверстия диаметром всего 5 мм. Непосредственно к гляделке примыкает монокулярный телескоп 6. Видно, что угол обзора достаточно велик и позволяет вести хорошее наблюдение.

Опыты Г. Грубера показали, что при таком способе защиты стекла можно обходиться без очистки его в течение 150 ч [130]. Во ВНИИЭТО разработана конструкция окна, представленная на рис. 90. Перед стеклом перематывается со скоростью 10—40 мм/сек прозрачная лавсановая лента (0,05·100), защищающая стекло от напыления. При постоянной скорости протяжки ленты можно установить постоянный коэффициент ослабления лучистого потока, проходящего через ленту, и таким образом использовать оптические инструменты для измерения температуры жидкого металла.

### ПРИМЕНЕНИЕ ЭЛЕКТРОННОЛУЧЕВЫХ ПЕЧЕЙ В ЛИТЕЙНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

В электроннолучевых печах с успехом может быть использован принцип гарниссажной плавки, рассмотренной нами выше, с применением электронного источника нагрева.

Использование электроннолучевых установок для литья дает следующие преимущества:

1) меньшая опасность прожигания тигля и более простое измерение температуры металла;

2) подогрев не только жидкой ванны, но и носка тигля и приемника формы при разливке.

В качестве недостатка можно указать на отсутствие перемешивания ванны, которое затрудняет получение сплава однородного состава и выравнивание температуры по всему объему жидкого металла.

Электроннолучевые печи могут найти широкое применение при производстве литья из тугоплавких металлов — молибдена, вольфрама, ниобия и их сплавов. Схема литейной печи представлена на рис. 91, на рис. 92 — слив металла в форму.

В плавильный тигель из меди или графита устанавливают гарниссаж, представляющий собой форму, выточенную из литого слитка, или остаток, полученный в печи при плавке. Для литья в 60-квт печи ЭМО-60 используется только 30—40% металла, остальное остается в виде гарниссажа [131]. Имеются гарниссажные установки с объемом тигля до 6 л с четырьмя пушками общей мощностью 480 квт.

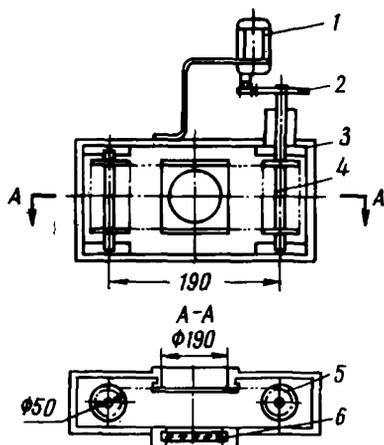


Рис. 90. Схема устройства смотрового окна электроннолучевой печи системы ВНИИЭТО:

1 — двигатель с редуктором; 2 — шестерни; 3 — корпус; 4 — барабан; 5 — лавсановая пленка (0,05 × 100); 6 — свинцовое стекло

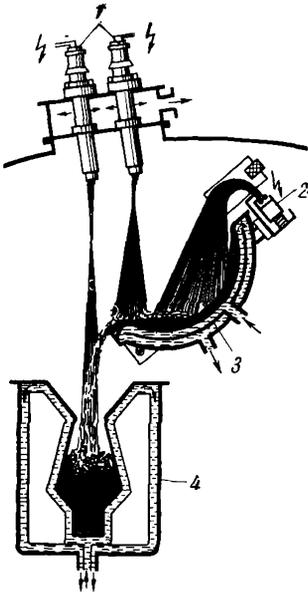


Рис. 91. Схема электронно-лучевой печи для литья:  
 1, 2 — электроннолучевые нагреватели; 3 — тигель для плавки; 4 — форма

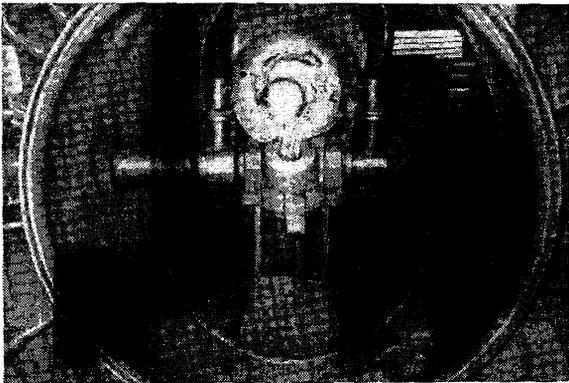


Рис. 92. Разливка металла в гарниссажной печи

### ПЛАВЛЕНИЕ И КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ МЕТАЛЛА

При рассмотрении профиля жидкой ванны в электроннолучевой печи и влиянии на ее размеры мощности луча оказалось, что для этой печи действительны закономерности, установленные для дуговых вакуумных печей. Форма ванны приближается к параболоиду вращения [132]:

$$y^n = ax,$$

где значения  $n$  изменяются от 1,65 до 3,09 а, а  $a$  — между 3 и 410.

Средняя глубина ванны 200-квт печи может быть рассчитана по формуле  $h_{\text{ср}} = F/D$ , где  $F$  — поперечное сечение ванны, а  $D$  — диаметр кристаллизатора. Объем жидкой ванны определяется скоростью плавления

$$V = 2,53v_{\text{пл}}^{0,488} \text{ дм}^3,$$

а скорость плавления — мощностью пучка

$$v_{\text{пл}} = kIU \text{ кг/мин.}$$

Для конструкционных сталей  $k$  равно 0,5, для аустенитных 0,6, для никелевых сплавов 0,71.

Зависимость скорости плавления от удельного расхода электроэнергии и мощности для дуговых и электроннолучевых печей имеет один и тот же характер; при малой мощности ванны становится плоской, а при большой мощности — сферической.

Большой интерес представляет определение температуры жидкого металла. Так как при электроннолучевой плавке не происходит перемешивания металла, то температура зависит исключительно от теплопроводности металла и может достигать в зоне пятна высоких значений. Например, ниобий в зоне электронного пятна перегревался на  $1000^\circ\text{C}$  при средней температуре поверхности выше температуры ликвидуса на  $670^\circ\text{C}$  [133].

С повышением удельного расхода энергии температура ванны значительно возрастает: при  $1 \text{ квт}\cdot\text{ч/кг}$  она равна  $1800^\circ\text{C}$ , а при  $2,5 \text{ квт}\cdot\text{ч/кг}$   $2000^\circ\text{C}$ .

Температурный градиент в ванне электроннолучевой печи составляет  $8\text{--}10 \text{ град/мм}$ , что значительно превышает градиент для дуговой печи, равный  $0,5\text{--}1,0 \text{ град/мм}$  [134].

В электроннолучевой печи значительны потери металла на испарение из-за большого перегрева ванны. С увеличением мощности пучка с 80 до 180 квт потери на испарение возрастают с 5 до 24,2% [135]. Сильно испаряется марганец, теряется и хром; в стали с 18% Сг после переплава осталось 14,8% Сг. Для 200-квт печи экспериментально установлена зависимость потерь на испарение:

$$W = 6,038P + 0,1,$$

где  $W$  — потери на испарение;

$P$  — удельная мощность,  $\text{квт}\cdot\text{ч/кг}$  [136].

Структура электроннолучевого слитка, наплавленного с большей скоростью, напоминает структуру слитка из дуговой печи, т. е. наклонно расположены столбчатые кристаллы (под углом  $40^\circ$  к оси) и имеются зоны равноосной структуры. Ванна в электроннолучевой печи с боковой подачей штанги асимметрична — наиболее глубокая ее часть сдвинута в сторону падения

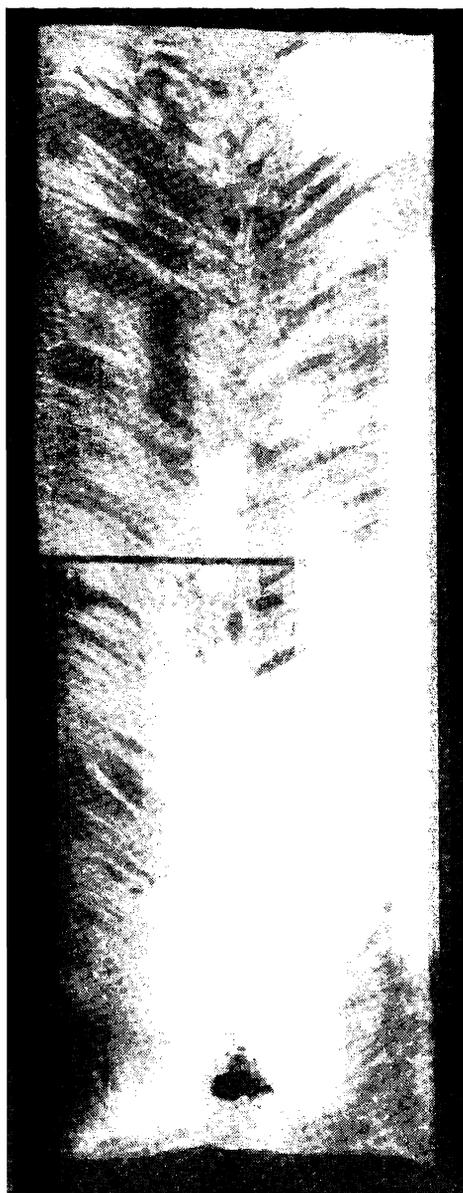


Рис. 93. Макроструктура слитка сплава ЭИ826, выплавленного в электроннолучевой печи

капель из заготовки. Сбоку температура ванны меньше, чем в центре, это объясняется экранированием и падением капель холодного металла. При уменьшении скорости наплавления столбчатые кристаллы растут почти вертикально вверх; с возрастанием скорости плавления увеличивается разность между скоростями фронта кристаллизации в разных частях слитка. Слиток, выплавленный медленно, имеет более однородную структуру с меньшими промежутками между осями 1-го и 2-го порядка. При увеличении скорости плавления может появиться ликвационный дефект, похожий на соответствующий дефект в слитках из дуговых вакуумных печей [134]; отсутствие, как правило, ликвационных дефектов связано в основном с тем, что время пребывания расплава в двухфазном состоянии в электроннолучевой печи значительно меньше, чем в дуговой печи. На рис. 93 представлена макроструктура слитка стали из сплава ЭИ826, выплавленного в электроннолучевой печи.

В книге М. Я. Смелянского и др. [88] показано, что 60% мощности пучка расходуется на тепло, отводимое охлаждающей водой от кристаллизатора, 25% идет на покрытие потерь тепла из слитка

излучением и испарением и 15% может теряться в связи с отражением пучка от нагреваемой поверхности. Более подробно энергетический баланс исследован в работе [138].

### ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

В табл. 32 приведены данные производительности печи мощностью 1400 квт с тремя пушками, работающей на разнообразной шихте — порошок, pellets, скрап, заготовки [139].

Таблица 32

#### Производительность печи мощностью 1400 квт

Материал	Производительность печи, т/год	Максимальный диаметр слитка, мм
Вольфрам . . . . .	162	150
Тантал . . . . .	270	200
Молибден . . . . .	324	300
Ниобий . . . . .	324	300
Никелевые сплавы . . . . .	648	500
Высоколегированная сталь . . . . .	648	500

В табл. 33 приведены данные по экономике электроннолучевой плавки в этой же печи.

Таблица 33

Статьи расходов	Долл/год	Доля, %
Зарплата . . . . .	168000	39
Материалы . . . . .	42000	9,75
Энергия . . . . .	42000	9,75
Налоги и страховка . . . . .	18000	4,17
Лабораторные анализы и пробы . . . . .	12000	2,78
Перевозка и погрузка . . . . .	6000	1,40
Цеховая администрация . . . . .	36000	8,35
Амортизация . . . . .	108000	24,80
Всего . . . . .	432000	100,0

С экономической точки зрения выгоднее работать на печах большой мощности. Расчеты, выполненные Г. Миллером [140], показывают, что продажная стоимость слитков никелевых сплавов после электроннолучевой плавки значительно уменьшается так же, как и стоимость переплава с возрастанием мощности (табл. 34).

Влияние мощности печи на экономичность переплава

Мощность печи, <i>квт</i>	Годовая производи- тельность, <i>т</i>	Продажная стоимость, <i>долл/т</i>	Стоимость перепла- ва, <i>долл/т</i>
340	500	6670	1330
1000	2500	2780	444
3000	15000	1330	156
12000	100000	—	55,5

### СВОЙСТВА МЕТАЛЛА ПОСЛЕ ПЕРЕПЛАВА В ЭЛЕКТРОННОЛУЧЕВЫХ ПЕЧАХ

#### *Шарикоподшипниковая сталь*

Переплав в электроннолучевой печи позволяет получать очень чистую по неметаллическим включениям шарикоподшипниковую сталь. После переплава содержание включений уменьшается на 84%, а кислорода — с 0,005 до 0,002%; в отличие от дуговой плавки уменьшается и содержание азота с 0,014 до 0,002%.

По сравнению с дуговым вакуумным металлом металл электроннолучевого переплава содержит меньше крупных включений [141].

При переплаве стали ШХ15 в установке с кольцевым катодом Института электросварки им. Патона содержание кислорода уменьшилось с 0,004 до 0,001—0,0007%, азота — с 0,007 до 0,0011—0,0013%, плотность металла повысилась с 7,811 до 7,822 г/см<sup>3</sup>. В структуре отсутствовала карбидная ликвация, полностью исчезли оксидные силикатные включения (находили лишь мелкие включения размером 3—6 мкм); остались только точечные нитридные включения титана и циркония [142].

Повышение степени чистоты стали не могло не сказаться на свойствах изделий, изготовленных из нее.

Так, роликовые подшипники качения выдерживали 110 кг/мм<sup>2</sup> при 10<sup>7</sup> циклов знакопеременной нагрузки по сравнению с 98 кг/мм<sup>2</sup> для подшипников из дуговой вакуумной стали [141]. В результате электроннолучевого переплава повысилась ударная вязкость стали. В ГДР такую шарикоподшипниковую сталь используют для изготовления высокоскоростных прецизионных подшипников, например для электрошлифовочных станков со скоростями вращения 72000 об/мин и для подшипников станов холодной прокатки.

## Конструкционные стали

В высокопрочной стали с 0,4% С, 1,7% Si, 1,25% Cr, 0,7% Ni, 0,35% Mo, 0,25% V содержание кислорода уменьшилось после переплава с 0,0053 до 0,0007%, азота — с 0,009 до 0,001%, повысились значения относительного сужения на поперечных образцах, на 42% снизился порог хрупкости — с  $-20$  до  $-75^{\circ}$  [143].

Для другой конструкционной легированной хромоникелевой стали удлинение в поперечном направлении возросло с 8,6 до 11,5%, относительное сужение — с 28,8 до 46,1%, ударная вязкость — с 2,6 до 5,2 кгм/см<sup>2</sup>, анизотропность свойств возросла с 0,6 до 0,9 [144].

## Инструментальные стали

Как правило, в низкоуглеродистых сталях величина аустенитного зерна после электроннолучевого переплава возрастает в связи с повышением степени чистоты этих сталей. В инструмен-

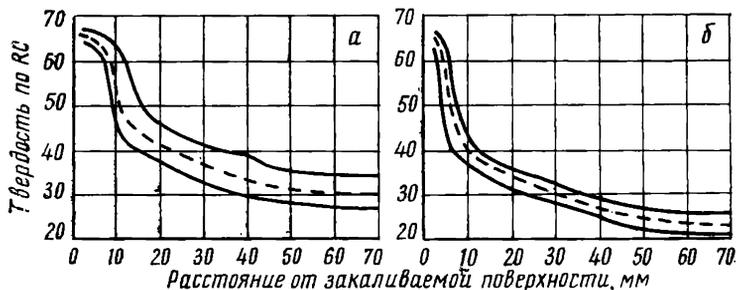


Рис. 94. Снижение твердости шарикоподшипниковой стали типа ШХ15 после электроннолучевой плавки:

а — обычная сталь; б — сталь, переплавленная в электроннолучевой печи

тальных сталях зерно остается мелким, это объясняется тем, что в этих сталях имеется большое количество карбидов, размер которых после плавки увеличивается в 1,5—6 раз; возрастает как раз число крупных карбидов размером более 13 мкм.

В связи с потерями марганца твердость стали падает, поэтому рекомендуется увеличивать содержание в стали молибдена или бора [145]. Пластичность инструментальной стали 30WCrV3411 после электроннолучевого переплава возрастает и уменьшается склонность к горячему трещинообразованию [146], причем при одной и той же температуре и продолжительности отпуска электроннолучевая сталь имеет более низкую твердость, чем обычная (рис. 94). Сталь, выплавленная в электроннолучевой печи, успешно может быть использована для изготовления инструмента и приспособлений, к которым предъявляются требования по высокому качеству поверхности. Например, пресс-

формы для изготовления пластмассовых изделий, валки для холодной прокатки фольги, детали для точной механики и оптики, высококачественные измерительные инструменты, прессформы для литья под давлением, для горячей штамповки. Высокая степень чистоты стали после ЭЛП, плотность структуры и отсутствие пороков в слитках электроннолучевой стали открывает перед этим металлом широкие перспективы.

### *Высоколегированные стали и сплавы*

В этих сталях также значительно снижается содержание газов после ЭЛП. В нержавеющей стали содержание кислорода снижается с 0,004 до 0,002%, азота с 0,012 до 0,008%; в никелевых сплавах конечные содержания кислорода составили 0,0015%, азота 0,006%. Содержание кислорода в сплавах Юдимет 500, Нимоник 105 и Веспаллой снижается в 10 раз, а азота — с 0,012 до 0,002% [151]; при повторном переплаве нержавеющей стали в электроннолучевой печи содержание кислорода снижается еще на 60%.

Уменьшается также содержание примесей цветных металлов и частично серы.

### *Переплав железа*

Переплав чистого железа в электроннолучевой печи позволяет более четко выявить процессы раскисления и дегазации металла в этих установках. При расплавлении железа с 0,04—0,07% O и 0,03—0,016% C в тигле после выдержки в течение 20 мин содержание углерода снижалось до 0,002—0,004%, а кислорода — до 0,025% и в дальнейшем не уменьшалось без присадки кремния и алюминия [148]. Интересно отметить, что благодаря присадке ферросилиция содержание кислорода уменьшается до 0,001%, но на поверхности металла не образуется окисной пленки; очевидно, удаление кислорода происходит в результате испарения SiO. Наиболее низкие значения  $[C] \times [O]$  составляют  $12—13 \cdot 10^{-6}$ . Чистое железо кристаллизуется большими узкими и длинными кристаллами; хрупкость такого железа выше обычного. Добавки в металл алюминия устраняют склонность к хрупкому излому [149].

При плавке магнитомягких сплавов на железной основе было установлено [150], что раскисление углеродом происходит только при небольших содержаниях кислорода; если кислорода в металле много, необходимо раскислять его кремнием. Двойной или тройной переплав металла в электроннолучевой печи приводил к загрязнению его кислородом. Это связано с тем, что металлические пары, осаждающиеся на стенках тигля, гетерируют кислород и по мере заполнения тигля кислород попадает в металл, что отражается на магнитных свойствах. Содержание

серы при переплаве уменьшается с 0,03 до 0,011%<sup>1</sup> благодаря высокой температуре и глубокому вакууму.

### Тугоплавкие металлы

Электроннолучевая печь для получения литых тугоплавких металлов имеет большое преимущество перед вакуумной дуговой печью в связи с возможностью достижения высоких температур и регулирования скорости плавления и времени пребывания металла в жидком состоянии. Удаление примесей повышает способность тугоплавких металлов к деформации.

Вольфрам. Сравнение плавки в дуговой и электроннолучевой печи, приведенное в табл. 35, показывает, что электроннолучевой переплав позволяет получать более чистый металл.

Таблица 35

Рафинирование металла после ЭЛП

Элемент	Содержание, %		
	исходные	после ДВП	после ЭЛП
Кислород . . . . .	0,054	0,001	0,0005
Азот . . . . .	0,006	0,0003	0,0001
Водород . . . . .	0,001	0,0001	0,0001
Углерод . . . . .	0,022	0,0020	0,0005

Особенно заметно очищается спеченный вольфрам от кислорода в результате двойного переплава; если исходный металл содержал 0,41% О, то после первого переплава он содержит 0,0115% и после второго переплава 0,0005%.

Тантал. В результате первого переплава порошка тантала в электроннолучевой печи содержание кислорода снизилось на 81%, азота — на 40%, водорода — на 75%; после второго переплава содержание кислорода уменьшилось на 97%, углерода — на 54%, азота — на 57%, твердость по Бринелю упала с 89 до 53. Переплав спеченных штабиков позволил получить слитки с низким конечным содержанием газов: 0,0015% О, 0,0005% N, менее 0,0001% H, 0,005% С и соответственно невысокой твердостью. Поверхность слитка получалась гладкой, так что при обдирке удаляли слой не более 1 мм. Хотя тантал имел грубозернистую структуру, его удалось подвергнуть холодной прокатке в фольгу без дополнительного отжига. При соответствующем сочетании режимов холодной и термической обработки можно получить и мелкозернистую структуру [151]. Твердость тантала электроннолучевого переплава составляет 65—75 единиц против 160 у тантала, полученного в вакуумной дуговой печи.

Н и о б и й. При переплаве спеченного ниобия содержание газов и углерода изменялось следующим образом:

	Кислород	Азот	Углерод
Исходное . . . . .	0,894	0,058	0,046
Первый переплав . . . . .	0,058	0,0054	—
Второй . . . . .	0,0095	0,0020	0,0040
Третий . . . . .	0,0018	0,0015	0,0030

Твердость электроннолучевого ниобия ниже, чем дугового — до 60—70 единиц по сравнению со 110 единицами. После электроннолучевой плавки ниобий и тантал становятся значительно пластичнее молибдена и вольфрама. Высокая чистота металла приводит к тому, что структура слитков получается крупнозернистой; в случае ниобия это не мешает получению пластичного металла. Весьма важным является возможность использования шихты в виде порошков, так как для получения, например спеченных молибдена и вольфрама, требуется 600—1000 квт·ч/кг электроэнергии, в то время как при электроннолучевой плавке всего 13—18 квт·ч/кг. При использовании порошка его приходится предварительно дегазировать, так как при попадании порошка в ванну могут произойти сильное газовыделение, выброс металла, срывы электронного пучка.

Цирконий и гафний. И тот, и другой металл широко применяют в реакторостроении, где большую роль играет чистота, от которой зависит коррозионная стойкость деталей. Переплав циркония в электроннолучевой печи резко уменьшает в нем содержание углерода, азота, водорода, повышает его антикоррозионные свойства. Применение электроннолучевого способа позволило получать металлический цирконий непосредственно из магнийтермического или электролитического циркония, отказавшись от дорогостоящего йодидного способа производства циркония.

Также хорошо рафинируется от примесей при переплаве в электроннолучевой печи и гафний. Повышаются его пластические свойства. Новый метод позволяет отказаться от производства гафния йодидным путем [152].

Имеются данные о выплавке в электроннолучевых установках бериллия, кобальта, титана, ванадия, урана.

## Г Л А В А VIII. ВАКУУМНАЯ ОБРАБОТКА ЖИДКОЙ СТАЛИ

Вакуумная обработка жидкой стали, выплавленной в обычных сталеплавильных агрегатах, является наиболее массовым методом вакуумной металлургии. В этой области масштабы

применения вакуума измеряются миллионами тонн стали, а число установок — сотнями. Применение вакуума в промышленных масштабах началось в 50-х годах сначала в СССР, а потом и в развитых капиталистических странах. В настоящее время вакуумной обработке различными способами подвергают сталь, выплавленную в мартеновских и электродуговых печах, в конвертерах. Вакуумируют как стали рядовых марок, так и конструкционные, рельсовые, легированные, инструментальные, шарикоподшипниковые, углеродистые и др.

Известен целый ряд способов вакуумной обработки стали. Однако все многообразие этих способов можно свести к четырем основным принципиальным схемам:

1. Вакуумная обработка в ковшах.
2. Вакуумирование струи:
  - а) при переливе из ковша в ковш;
  - б) при разливке в изложницы;
  - в) при разливке из печи в вакуумный ковш.
3. Порционное вакуумирование (метод Дортмунд — Хёрдер).
4. Циркуляционное вакуумирование (метод Руршталь—Герус).

В 1965 г. действовало 135 установок вакуумирования струи, 90 — вакуумирования в ковше, 70 — порционного и циркуляционного вакуумирования — всего работало около 300 установок [153]. Максимальный вес стали в ковше для ковшовой обработки составлял 250 т, в струе 315 т, в порционных и циркуляционных установках 360 т.

### **ВАКУМИРОВАНИЕ В КОВШЕ**

Впервые вакуумирование стали в ковшах было предложено в СССР А. М. Самаринным и Л. М. Новиком в 1949 г.; промышленное использование этого способа началось с 1952—1955 гг. на заводах Енакиевском и «Днепроспецсталь», затем он получил широкое распространение как в нашей стране, так и за рубежом [154].

Сущность данного метода заключается в том, что разливочный ковш с жидким металлом устанавливают в вакуумную камеру; камеру закрывают и откачивают воздух. При снижении давления металл закипает. Во время вакуумирования происходит бурное образование окиси углерода, выделяется водород, азот. Благодаря кипению слои металла в ковше активно перемешиваются, что способствует выравниванию температуры, химического состава, удалению путем всплывания неметаллических включений.

Достоинства этого метода заключаются в простоте камеры, откачной системы, а также технологии.

Недостатком его является неэффективное вакуумирование раскисленных и легированных сталей вследствие недостаточно-

го перемешивания металла, охлаждение металла во время вакуумирования.

### Устройство камеры

Камера для вакуумной обработки представляет собой цилиндрический стальной барабан, закрываемый крышкой с вакуумным уплотнением сверху (рис. 95). Диаметр камеры зависит от размера ковша — он должен быть таким, чтобы мостовой кран мог свободно устанавливать ковш в камеру. В некоторых

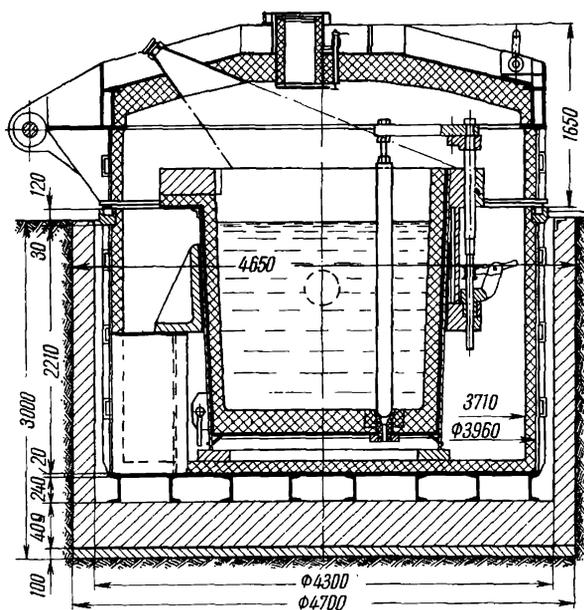


Рис. 95. Схема камеры для вакуумной обработки стали в ковше

зарубежных установках прямоугольная камера ( $4,8 \times 5,1 \times 6,3$  м) имеет боковые двери для въезда и выезда тележки с ковшом. В большинстве отечественных установок камеру размещают в разливочном пролете в бетонированном приялке, ниже уровня пола цеха. Высота камеры определяется высотой ковша. Сверху камера накрывается крышкой. Весьма удобным является крепление крышки на петлях и открытие ее при помощи лебедки, как это выполнено на заводах «Днепроспецсталь», им. Дзержинского, Злагоустовском. В других установках крышка снимается краном или откатывается в сторону по рельсам. По верхнему краю корпуса камеры расположен фланец с канавкой, в которую укладывается плоская резиновая или силиконовая лента для уплотнения; по нижнему краю крышки

проходит кольцевой нож, создающий нажим на уплотнение и обеспечивающий тем самым герметичность камеры. Изнутри корпус может быть футерован огнеупорным кирпичом в один слой; целесообразно футеровать и дно камеры во избежание его прожигания при переливе металла из ковша. В боковой стенке корпуса камеры имеется отверстие для вакуумпровода. В крышке камеры находятся смотровые окна, установлен дозатор для загрузки легирующих и раскислителей; изнутри крышка футерована шамотным кирпичом. В центре крышки может быть приспособление, позволяющее устанавливать либо воронку для заливки жидкого металла в пустой ковш, находящийся в камере, либо промежуточный ковш для перелива металла из ковша в ковш или для заливки изложниц.

Вакуумные системы состоят из холодильников для охлаждения откачиваемых газов, фильтров грубой и тонкой очистки, затворов и вакуумных насосов. Следует учитывать, что при использовании холодильников и фильтров уменьшается эффективная пропускная способность вакуумной системы.

До последнего времени в большинстве отечественных установок использовали механические вакуумные насосы типа РВН и ВН. Так, например, камера завода им. Дзержинского имела два насоса РВН-60 и два насоса РВН-30. В начальный период вакуумирования все насосы работали параллельно, чтобы возможно быстрее понизить давление в камере; затем насосы РВН-30 подключали последовательно к насосам РВН-60, что позволяло снижать давление в камере до  $300\text{--}400 \text{ н/м}^2$  (2—3 мм рт. ст.). Широко использовались различные механические насосы и в вакуумных установках за рубежом.

Однако применение механических насосов вызывает целый ряд трудностей при осуществлении вакуумной обработки.

Насосы с масляным уплотнением боятся пыли, которая в большом количестве выносится из вакуумных камер.

Шпейт [155] указывает, что при давлении ниже  $27 \text{ кн/м}^2$  (200 мм рт. ст.) атмосфера внутри камеры становится чрезвычайно запыленной, пыль на 40—50% состоит из щелочей: 0,6—4,0% FeO; 11—13% MnO; 0,4—1,9% SiO<sub>2</sub>; 0,25—3,8% CaO; 0,2—0,9% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 1,8% MgO; 0,5—0,8% S; 0,3—1,0% Cu; 1,3% Zn; 0,8% Pb; 3,5—7% Na<sub>2</sub>O; 33—41% K<sub>2</sub>O (22—29% п. п.). Повышенное содержание окислов калия объясняется тем, что в шамотной футеровке ковша содержится 2,3% K<sub>2</sub>O и 0,35% Na<sub>2</sub>O; кроме того, в извести, присаживаемой на шлак, также содержится 0,65% K<sub>2</sub>O и 0,2% Na<sub>2</sub>O. При растворении огнеупора в шлаке увеличивается и количество щелочей в пыли. Циклонный фильтр не может задержать всю пыль, часть ее попадает в насосы. При напуске в систему воздуха пыль спекается в плотный конгломерат на стенках фильтра, на крыльчатках насосов. Для задержания пыли целесообразно устанавливать пластинчатые фильтры или фильтры с кольцами Рашига.

Однако фильтры быстро забиваются и производительность вакуумной системы резко снижается. Другой недостаток механических насосов — их ограниченная производительность, составляющая десятки кубических метров в минуту. Насосы РВН, наиболее производительные, снижают давление только до 1330—2000 н/м<sup>2</sup> (10—15 мм рт. ст.), поэтому для получения более низких давлений насосы подключают последовательно.

Относительно невысокая производительность механических насосов не позволяет выдерживать жидкий металл нужное время при низком остаточном давлении, так как общее время вакуумной обработки ограничено, с одной стороны, охлаждением металла, с другой, — стойкостью стопорных катушек.

Более эффективным является применение для вакуумной обработки больших масс металла пароводяных эжекторных насосов. Производительность этих насосов достигает тысяч и десятков тысяч кубических метров в минуту при остаточном давлении до 13 н/м<sup>2</sup> и даже до 6 н/м<sup>2</sup> (0,05 мм рт. ст.), что далеко превосходит возможности механических насосов. При использовании парозежекторных насосов время откачки камеры с ковшем от атмосферного давления до рабочего сокращается до 5 мин. Фактически откачка идет настолько быстро, насколько это позволяет поведение металла, так как при резком снижении давления металл может так бурно вскипеть, что большая его часть окажется выброшенной из ковша. В среднем ковш с металлом выдерживается при низком давлении 10—12 мин. В настоящее время ряд отечественных установок, ранее работавших на механических насосах, оборудованы парозежекторными насосами.

### *Технология вакуумирования в ковше*

Перед началом обработки камеру очищают от пыли; свежая футеровка камеры должна быть просушена. Ковш с жидким металлом устанавливают на специальные опоры в камере, накрывают камеру крышкой и постепенно открывают шибер на вакуумпроводе; давление в камере снижается. При вакуумировании нераскисленных или полураскисленных сталей давление следует снижать весьма осторожно. При остаточном давлении 1,3—2,6 кн/м<sup>2</sup> (10—20 мм рт. ст.) металл начинает бурно кипеть; вся поверхность металла, закрытая шлаком, вспенивается пузырями выделяющихся газов, которые состоят из окиси углерода, водорода и азота. Уровень металла в ковше поднимается на 400—700 мм в зависимости от степени предварительного раскисления. Чтобы предотвратить выливание металла в камеру, ковш должен быть выше, чем обычные ковши, рассчитанные на данную садку металла. По мере выделения газов кипение успокаивается и давление может быть снижено до минимального значения. Во второй период вакуумирования в металл вводят легирующие и раскислители. Время вакуумирования зависит от

скорости охлаждения металла — чем меньше ковш, тем сильнее остывает металл и тем короче вакуумирование (рис. 96). Обычно за 15—17 мин температура снижается на 30—70° С.

Фирма Маннесманн в Хуккингене (ФРГ) проводила вакуумирование в ковше емкостью 40 т. Сталь перед выпуском перегревали до 1660° С, а спокойные стали вообще не перегревали, так как они не кипели в ковше и поэтому не остывали. Вакуумирование продолжалось всего 10 мин. Давление составляло 45—270 н/м<sup>2</sup> (1,15—2,0 мм рт. ст.). Фугеровка ковша и стопора была кислой, поэтому стремились к тому, чтобы в ковш попадало как можно меньше шлака; перед вакуумной обработкой шлак в ковше загущали добавкой извести.

Правда, вакуумированный металл можно разливать при более низкой температуре, но все же для компенсации тепловых потерь приходится перегревать металл перед выпуском из печи, что в свою очередь приводит к повышению газосодержания и снижает эффект вакуумирования.

Для компенсации тепловых потерь в некоторых зарубежных камерах были установлены электродуговые устройства для подогрева (рис. 97). В крышке камеры установлены три электрода, проходящие сверху через специальные уплотнения. При весе плавки 50 т для компенсации потерь тепла требуется мощность 3500 квт, а при повышении мощности до 5000 квт температура даже возрастает на 1—1,5 град/мин. Несмотря на кипение и всплески металла дуги длиной 600—700 мм горят устойчиво [159].

Другой проблемой при ковшовом вакуумировании является стойкость стопорных катушек, которые разьедаются в основном на уровне шлака из-за его интенсивного движения при вакуумной обработке. Некоторый успех принесло применение высокоглиноземистых огнеупоров, которые обладают более высокой стойкостью, чем шамотные.

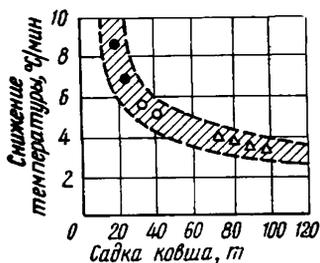


Рис. 96. Зависимость охлаждения металла при вакуумировании от емкости ковша [156]:

● — электросталь (11 мин);  
○ — кислородно-конвертерная сталь (11,5 мин); △ — мартевская сталь (15 мин)

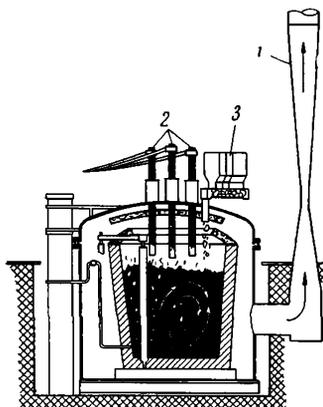


Рис. 97. Электродуговой подогрев стали при вакуумировании в ковше [157]:

1 — к вакуумной системе; 2 — электроды; 3 — вибрационные датзаторы

## Вакуумирование в ковше с индукционным перемешиванием

В связи с тем что при обработке в вакууме полностью раскисленной стали с низким содержанием кислорода, кипение происходит очень вяло, или вообще не происходит, а дегазация металла идет в основном с поверхности, некоторые фирмы предложили и осуществили на своих установках индукционное перемешивание металла в ковше. В этих установках корпус

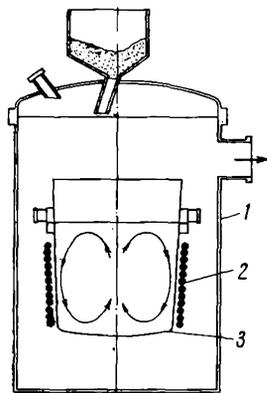


Рис. 98. Индукционное перемешивание стали при вакуумировании в ковше: 1 — вакуумная камера; 2 — индукционная катушка; 3 — ковш из нержавеющей стали

ковша изготовлен из немагнитной стали. В камере располагается индуктор, внутри которого устанавливается ковш с металлом (рис. 98); на индуктор подается ток низкой частоты.

Перемешивание значительно ускоряет распределение добавок в объеме ванны. Так, при обработке ковша с 90 т стали добавка в количестве 2,5 т равномерно расходится в ванне за 2 мин перемешивания. На индуктор подают ток 1000 а при напряжении 230 в, частотой 55 гц при мощности 450 квв. Ковш футерован снаружи на толщину 62,5 мм шамотным кирпичом, а изнутри высокоглиноземистым кирпичом с 70%  $Al_2O_3$ .

Для предотвращения выплесков из ковша при вакуумной обработке ковш сверху закрывают экраном. Продолжительность вакуумной обработки 15 мин при конечном давлении 13 н/м<sup>2</sup> (0,1 мм рт. ст.). Перед выпуском стали из электропечи скачивают шлак, не дают сильных раскислителей и перегревают сталь на 70—100° С [158].

Как было показано выше, раскисление металла углеродом не должно зависеть от давления уже при понижении давления до 0,01 атм. Однако высказываются мнения, что необходимо применять низкие давления, например фирма Рипаблик Стил (США) обрабатывает сталь при давлении 6 н/м<sup>2</sup> (0,05 мм рт. ст.). Перри [161] сообщает, что давление в вакуумной камере оказывает такое же влияние на раскисление стали, как и время выдержки. При сравнении результатов по вакуумированию стали типа ШХ15 при давлении 13—20 н/м<sup>2</sup> (0,1—0,16 мм рт. ст.) и более низком оказалось, что сталь, вакуумированная при более низком давлении, содержит меньше крупных включений и является более чистой. Правда, необходимо отметить, что повышенное содержание включений в стали, вакуумированной при более высоком давлении, возможно объясняется более высоким натеканием в установке, не позволявшим получить низкое дав-

ление. В этой же работе было установлено, что чем больше время вакуумной обработки при давлении  $13 \text{ н/м}^2$  ( $0,1 \text{ мм рт. ст.}$ ), тем чище получается сталь. Для эффективного вакуумирования стали первостепенное значение имеет раскисленность металла.

На рис. 99 показана зависимость относительного удаления кислорода от времени вакуумной обработки и от окисленности металла [159]. Следует отметить, что при недостаточном времени вакуумирования при низких исходных концентрациях кислорода в металле происходит не удаление кислорода, а даже повышение его содержания.

Как указывает А. М. Самарин, шлак имеет большое значение в вакуумной обработке. Если шлак достаточно окислен и содержит много закиси железа (8—14%), то можно получить сталь с низким содержанием углерода и полуспокойную сталь без добавки раскислителей. Так, при начальном содержании углерода 0,10—0,125% получали сталь с 0,05—0,06% С и 0,004—0,10% О. В ходе вакуумирования содержание FeO в шлаке снижается.

Вакуумная обработка кипящей стали, полученной в кислородном конвертере, позволяет получать сталь с 0,02—0,07% С и разливать ее на УНРС в слябы размером  $615 \times 130 \text{ мм}$ , которые не содержат подкорковых пузырей, в то время как в слябах из обычной стали пузыри имеются обязательно.

Таким образом, несомненно, что путем вакуумирования в ковше можно из кипящей стали получить спокойную, слитки которой имеют обычную структуру без подкорковых пузырей и усадочной раковины.

При вакуумировании спокойной стали на заводе фирмы Маннесманн удаление водорода составляло 25—30%, в то время как из полуспокойной стали 45—55%.

Вакуумная обработка полуспокойной стали, выплавленной под карбидным шлаком, дает возможность получать сталь такой же степени чистоты, какая достигается при выплавке спокойной стали под белым шлаком.

При вакуумировании кипящей стали в Хуккингене (ФРГ) приходилось частично раскислять сталь алюминием во избежание выбросов ее из ковша. Даже носок ковша закрывали специальным приспособлением, чтобы не происходило сильного выливания стали. Под носком в камере делали футерованный при-

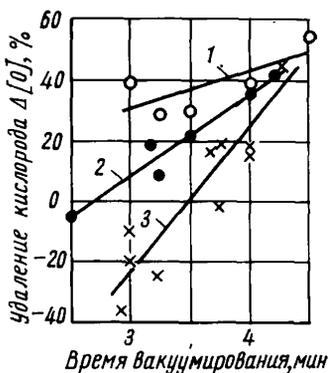


Рис. 99. Зависимость изменения концентрации кислорода от времени вакуумирования и окисленности металла перед вакуумной обработкой:

1 — содержание кислорода  $>0,0045$  —  $0,0055\%$ ; 2 — то же,  $>0,0035$ — $0,0045\%$ ; 3 — то же,  $0,0025$ — $0,0035\%$

ямок, чтобы при переливе стали не повреждалась вакуумная камера.

В целом рассмотрение многочисленных данных по вакуумной обработке в ковшах показывает, что целесообразно вакуумировать нераскисленную сталь или частично раскисленную. Раскисление стали алюминием следует проводить либо в конце вакуумной обработки, либо после ее окончания. В работе [155] алюминий присаживали после вакуумной обработки и усвоение его было выше. Присадка алюминия повышает мелкозернистость металла при неизменной степени чистоты. Для измельчения структуры сталей с 0,1—0,15% С достаточно 0,2 кг/т алюминия.

По другим данным, усвоение алюминия после вакуумной обработки достигало 50—63% вместо 17—34% для обычной технологии.

Валки для холодной прокатки, изготовленные из вакуумированной стали (1,5% Сг; 0,8% С), нераскисленной в печи, не имели поверхностных дефектов (в отличие от валков из вакуумированной стали, раскисленной в печи).

Применение вакуумной обработки позволяет изменить обычную технологию сталеплавильного процесса. Например, по данным [169], технологию изменили следующим образом: немедленно после продувки кислородом и скачивания окислительного шлака давали на металл известь, раскисляли сталь, отбирали пробу, измеряли температуру и выпускали металл при содержании кремния 0,10%; остальной кремний и алюминий присаживали после вакуумной обработки. При этом продолжительность восстановительного периода сократилась вдвое, а всей плавки — на 10%. Сталь получилась более чистая по окисным включениям.

С целью улучшения перемешивания металла в ковше при вакуумной обработке, особенно при вакуумировании легированных сталей, применяют электромагнитное перемешивание.

В результате вакуумной обработки с индукционным перемешиванием стали ШХ15 на заводе фирмы Рипаблик стил содержание кислорода снижается с 0,0018—0,0028 до 0,0008—0,0016%, азота с 0,006—0,011 до 0,003—0,007, водорода с 2—6 до 1,5 см<sup>3</sup>/100 г.

На заводе компании Фокс (США) индукционному перемешиванию подвергают сталь в 110-т ковшах. В печи перед вакуумной обработкой проводят более глубокую десульфурацию, для чего увеличивают присадки извести в печь на 50%. В ковше металл содержит 0,15% Si и 0,005% Al. Температура выпуска 1655—1660° С, т. е. на 80° С выше обычной; во время вакуумной обработки температура снижается на 40° С.

Другим активным средством интенсификации вакуумной обработки металла в ковшах является продувка металла инертным газом. Барботирование металла усиливает его перемешивание, ускоряет процессы, связанные с диффузией, и, следова-

тельно, удаление водорода и азота, обеспечивает более благоприятные условия и для флотации включений. Введение готовых пузырей в ванну облегчает условия выделения окиси углерода из металла, повышает раскислительную способность углерода.

Продувка газом в вакууме, как указывает Мак Миллан [160], при давлении в камере  $65 \text{ н/м}^2$  (0,5 мм рт. ст.) снизила содержание водорода с 9,5 до 2,5 мл/100 г и кислорода с 0,005—0,006% до 0,003—0,004%.

Фирма Финкль (США) продувает сталь в ковше в вакууме гелием или аргоном через стопор. При этом удаляется 60% Н (до 1,4 мл/100 г), 60% О (до 0,0031%), 15% N (до 0,0024%).

Н. М. Чуйко с сотрудниками [161] на заводе «Днепроспецсталь» применил продувку шарикоподшипниковой стали аргоном в вакууме. Наилучшие результаты были получены при продувке нераскисленной стали с одновременным вакуумированием, при этом удалялось 39% Н, 23% N и 32% О; правда, давление в камере было высоким 2,4—4,7 кн/м<sup>2</sup> (18—35 мм рт. ст.). Фурма представляла собой стальную трубу, футерованную стопорными катушками. На конце трубы навинчивалась шамотная пробка с отверстиями диаметром 1 мм.

Эффективной является продувка металла в ковше через пористые пробки, устанавливаемые в днище. Расход аргона при таком способе введения газа 0,05—0,1 м<sup>3</sup>/мин при давлении  $133 \text{ н/м}^2$  (1 мм рт. ст.). В днище 4—20-т ковша устанавливают две пробки диаметром по 100 мм [162]. Там же отмечается, что применение для продувки азота не приводит к увеличению содержания азота вследствие низкой скорости растворения азота в металле; наоборот, его концентрация уменьшается с 0,01 до 0,002—0,003%.

Шведские фирмы АСЕА и СКФ разработали новый процесс вакуумирования в ковше.

Вакуумирование проводят в ковше из немагнитной стали, установленном в индукторе; верхняя часть ковша имеет фланец для соединения с крышкой (рис. 100). От поверхности металла в ковше до крышки расстояние около 1000 мм. Футеровка ковша выполнена из высокоглиноземистого огнеупорного кирпича; ниже уровня шлака кирпич состоит из 75%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и 25%  $\text{SiO}_2$ , выше уровня шлака — из 85%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и 5%  $\text{SiO}_2$ . Футеровка сделана тонкой (200—300 мм), чтобы не ослаблять электромагнитную связь между индуктором и металлом. Ковш может закрываться сверху как вакуумной крышкой, так и сводом с тремя электродами для подогрева металла, остывшего в ходе вакуумной обработки. Процесс АСЕА—СКФ выглядит следующим образом. Сталь выплавляют в 30-т дуговой печи без рафинировки, время от выпуска до выпуска составляет 2 ч. Из легирующих вводят только молибден и никель, контролируют содержание углерода. Шлак перед выпуском удаляют. Сталь выпускают в ковш, который устанавливают в индуктор, закрывают вакуум-

ной крышкой и вакуумируют. От момента выпуска шлака из дуговой печи до окончания вакуумной обработки сталь остывает на  $80^{\circ}\text{C}$ . Остаточное давление при вакуумировании  $13 \text{ н/м}^2$  ( $0,1 \text{ мм рт. ст.}$ ). В конце дегазации присаживают легирующие. Затем снимают вакуумную крышку и накрывают ковш сводом, включают ток и греют металл в течение 1 ч. За это время, если необходимо, проводят обработку металла порошками с целью, например, десульфурации, корректируют химический состав. По достижении нужной температуры ( $1570^{\circ}\text{C}$ ) и состава снимают свод, устанавливают стопор. Ковш вынимают из индуктора и

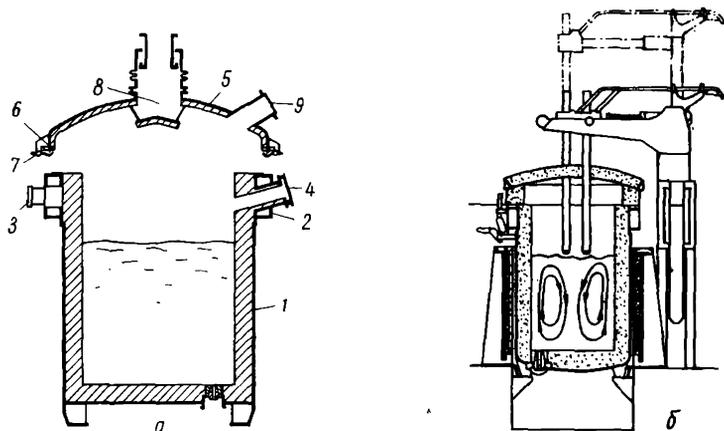


Рис. 100. Схема процесса ASEA—SKF:

*a* — ковш с вакуумной крышкой; 1 — корпус; 2 — водяное охлаждение; 3 — цапфы; 4 — предохранительный клапан; 5 — крышка; 6 — кольцевой нож; 7 — защита ножа; 8 — вакуумпровод; 9 — окно; *б* — ковш, установленный в индукторе, накрытый сводом с тремя электродами

разделяют снаружи стопорный стакан. Снижение содержания кислорода и водорода такое же, как и при обычном ковшовом вакуумировании, но индукционное перемешивание позволяет полнее отделить сталь от шлака; сталь получается более чистой по неметаллическим включениям. Химический состав стали более точно соответствует заданному, высока степень использования легирующих, имеется возможность регулировать температуру. Так как процесс рафинирования переносится из печи в ковш, на 50% возрастает производительность печи. Таким способом обрабатывают цементруемые стали, стали для упрочнения, для особо глубокой вытяжки. Мощность индуктора 50 *квa*, частота перемешивания 2 *гц*, мощность дугового подогрева 3000 *квa* [163].

Пока рано судить о перспективности этого метода, однако следует отметить, что в этом случае схема ковшового вакуумирования значительно усложняется.

## ПОВЫШЕНИЕ СТЕПЕНИ ЧИСТОТЫ И СВОЙСТВ СТАЛИ ПОСЛЕ ВАКУУМИРОВАНИЯ В КОВШЕ

### *Рельсовые стали*

В исследовании, проведенном А. М. Самариним и Л. М. Новиком [164] на заводе им. Дзержинского, вакуумировали бессемеровскую рельсовую сталь при остаточном давлении в конце вакуумной обработки  $270 \text{ н/м}^2$  (2 мм рт. ст.). В результате вакуумной обработки содержание кислорода в стали уменьшалось на 77%, водорода с 4 до  $1,94 \text{ см}^3/100 \text{ г}$ , т. е. на 52%, азота на 10—15%. Слитки вакуумной стали имели более плотную макроструктуру без точечной и пятнистой ликвации. Загрязненность неметаллическими включениями уменьшилась по оксидам с 1,5—2,5 до 0,5—1,5 балла. Вакуумная обработка дала возможность получать не склонные к старению рельсы с большим диапазоном прочностных пластических свойств; выход первого сорта увеличился на 5%.

Значительно выше была степень удаления кислорода при вакуумировании кипящей стали — с 0,024 до 0,004%, при этом возрастало и удаление азота — с 0,026 до 0,016%, т. е. на 38,5%, что можно объяснить более активным кипением и перемешиванием металла. Порог хладноломкости снизился с 0 до  $-40^\circ \text{C}$ , ударная вязкость в зоне термического влияния сварки сохранялась на уровне значений основного металла; в невакуумированном металле в зоне сварного шва наблюдали резкое падение ударной вязкости. Склонность к старению вакуумной стали снижается до уровня обычной мартеновской кипящей стали. Легирование металла в процессе вакуумной обработки ванадием уменьшает склонность к старению, а предварительная нормализация вакуумного металла в прокате полностью устраняет эту склонность; нормализация обычного бессемеровского и мартеновского металла не снижает склонности к механическому старению.

### *Шарикоподшипниковая сталь*

На Челябинском металлургическом заводе [165] вакуумная обработка 100-т плавов раскисленной стали ШХ15 при давлении  $133\text{—}400 \text{ н/м}^2$  (1—3 мм рт. ст.) не изменила содержания водорода и неметаллических включений.

На заводе «Красный Октябрь» [166, 167] шарикоподшипниковую сталь, предназначенную для вакуумной обработки, выпускают из печи недораскисленной. В восстановительный период плавки производят неполное раскисление стали кремнием, а алюминий вообще не присаживают. Шлак раскисляют только присадкой кокса. Благодаря высокому нагреву стали десульфурация в 12-т печи идет с такой же скоростью, как и при обычной

технологии, содержание серы на выпуске составляет 0,015—0,018%. Вакуумная обработка продолжается 8—10 мин при сильном кипении в течение 5—6 мин. Усвоение кремния из 75%-ного ферросилиция составляет 90% против 65% при раскислении стали в печи. В дальнейшем 75%-ный ферросилиций заменили 45%-ным, более тяжелым, так как во время выпуска металла из печи и вакуумирования шлак становится густым и часть ферросплава не попадает в металл; по этой же причине алюминий заменили ферроалюминием.

Условия десульфурации при вакуумной обработке ухудшаются из-за нарушения состава шлака, который разбавляется глиноземом и кремнеземом из футеровки ковша; основность шлака уменьшалась на 30%. После замены футеровки пояса ковша на уровне шлака основными или нейтральными кирпичами основность шлака уменьшалась при вакуумировании в среднем лишь на 9,5%. При работе по новой технологии для наведения шлака используют смесь из 70% извести, 20% шпата, 10% шамота в количестве до 3,5% от веса металла.

В результате работы по новой технологии средний балл по оксидам (ГОСТ 801—47) уменьшился с 2,36 до 1,86, по сульфидам — с 2,49 до 2,26. Количество образцов с баллом по оксидам 2,5 снизилось с 20,7 до 6,5%; только 9,1% образцов из плавок, выплавленных по новой технологии, имело балл по оксидам более 2,0 (при обычной технологии 33% образцов). В два раза уменьшается количество глобулярных включений, что связано с тем, что к моменту ввода алюминия металл уже хорошо раскислен; размер глобулярных включений уменьшился с 16—48 до 10 мк. Микроструктура стали вакуумных плавок, несмотря на уменьшенное количество алюминия, была более плотной, чем обычной стали, значительно уменьшилась доля плавок с осевой рыхлостью. В целом продолжительность плавки сократилась на 20 мин, снизился расход раскислителей, брак по неметаллическим включениям. Все это способствовало снижению себестоимости стали.

Как следует из приведенных примеров, особенно заметно уменьшается содержание оксидных включений; содержание сульфидных включений почти не изменяется, а в некоторых случаях и возрастает.

Объяснение этого факта может лежать в природе неметаллических включений. В обычной стали неметаллические включения имеют сложный фазовый состав. Внутри включений находятся вкрапления сульфидной фазы марганца, кальция. Матрицу включений составляют окислы Са, Al, Si и вкрапленные в матрицу хорошо ограниченные частицы  $MgAl_2O_4$ ; часто окисное ядро окружено пленкой сульфидов, поэтому глобули в стали ШХ15 содержат и сульфиды, однако при оценке включений они идентифицируются как глобули. В вакуумной стали включения более простые, они имеют чисто окисный состав.

Сульфидные же включения представляют собой отдельную фазу, основной составляющей которой является сульфид марганца; все сульфидные включения четко идентифицируются. Поэтому, несмотря на то, что содержание серы в вакуумной стали такое же, и даже несколько меньше, чем в обычной, количество сульфидных включений в ней несколько больше. Отложение сульфидов на оксидах в обычной стали связано с раскислением ее силикокальцием; кальций, очевидно, воздействует на сульфиды, вызывая их отложение на оксидах. В вакуумной стали, где силикокальций не применяется, сульфиды располагаются свободно.

Снижением содержания марганца до 0,25% можно уменьшить частично неблагоприятное влияние сульфидов.

Вакуумирование шарикоподшипниковой стали повышает свойства подшипников. Указывается, что эксплуатационные характеристики повышаются с понижением давления в камере и удлинением времени вакуумной обработки. На заводе фирмы Бабкок и Уилкокс вакуумирование стали при давлении 133—6 н/м<sup>2</sup> (0,01—1,0 мм рт. ст.) увеличило срок службы подшипников в 2—3 раза [168]. На рис. 101 показана стойкость подшипников из стали ШХ15, подвергнутой вакуумной обработке.

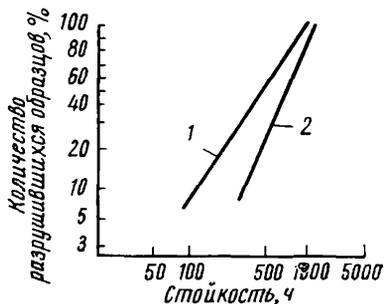


Рис. 101. Стойкость подшипников из обычной и вакуумной цементуемой стали (0,2% С, 0,5% Сг, 0,5% Ni, 0,2% Мо):

1 — обычная сталь, стойкость  $B_{10} = 140$  ч; 2 — вакуумная сталь, стойкость  $B_{10} = 360$  ч ( $B_{10}$  — время разрушения 10% образцов)

Благоприятные результаты были получены при обработке в вакууме в ковшах трансформаторной стали на заводе «Днепроспецсталь» и Верх-Исетском заводе [169]. После вакуумной обработки максимум удельных потерь при  $P_{10/50}$  сдвинулся с 1,34 вт/кг на 1,27 вт/кг. На заводе «Днепроспецсталь» ваттные потери снизились на 20—25%. Необходимо отметить, что из-за невысокой мощности вакуумных станций, вакуумная обработка проводилась при высоком давлении: на Верх-Исетском заводе при давлении 2—4 кн/м<sup>2</sup> (15—30 мм рт. ст.), а на заводе «Днепроспецсталь» 4—4,5 кн/м<sup>2</sup> (30—35 мм рт. ст.), но и при этих условиях получали трансформаторную сталь с содержанием углерода не более 0,03% и серы 0,003—0,005%.

Вакуумную обработку трансформаторной стали во Франции на заводе Дэнан проводили в 55-т ковшах при давлении 40 н/м<sup>2</sup> (0,3 мм рт. ст.) в течение 15 мин. При этом уменьшалось содержание водорода на 50—70%, кислорода на 35—70%, азота на 12—13%, улучшились механические свойства стали, устранены флокены в прокате.

Снижение содержания водорода имеет особое значение для уменьшения флокеночувствительности легированных сталей для бесшовных труб (0,9—1,2% Сг, 0,25% Мо, 0,12—0,18% С). Обычно эти стали в круге 100—200 охлаждали под слоем гравия 4—6 дней, причем это не гарантировало полного удаления флокенов. После применения вакуумной обработки длительный отжиг оказался ненужным.

### ВАКУУМИРОВАНИЕ СТРУИ

Метод ковшевого вакуумирования, хотя и является простым способом повышения чистоты стали, однако страдает тем недостатком, что после вакуумной обработки сталь разливают на воздухе, что может привести к ее загрязнению в результате вторичного окисления. Для устранения этого повсеместно прибегают к защите струи стали инертным или восстановительным газом. Разливочный стаканчик окружают патрубком, к которому подают газ, обдувающий струю стали; также наполняют изложницы защитными газами. Однако полностью устраняет возможность повторного окисления только непосредственная отливка в вакууме крупных и мелких слитков. В этом методе совмещается благоприятное влияние вакуума на очищение металла и защита его от окисления при разливке.

Отливка слитков в вакууме или вакуумирование струи при переливе из ковша в ковш привлекает к себе тем, что при падении струи стали в вакуумный объем она разбивается выделяющимися газами на множество отдельных мелких капель; поверхность стали при этом многократно возрастает, что исключительно благоприятно сказывается на повышении эффективности вакуумной обработки. Дегазированный металл попадает в изложницу или в ковш, установленные в вакуумной камере, и частично продолжает дегазироваться уже в ковше или в изложнице.

Размер капель при вакуумной отливке, как показала киносъемка, зависит от диаметра стаканчика ковша, давления в камере, поверхностного натяжения; капли имеют круглую форму. Чем меньше капли металла, тем больше эффективная поверхность дегазации, тем полнее удаляются газы из металла. Например, при образовании капель с радиусом 0,5 см даже при давлении  $650 \text{ н/м}^2$  (5 мм рт. ст.) можно получить конечное содержание водорода ниже  $2 \text{ см}^3/100 \text{ г}$  [170].

Вакуумирование струи стали при отливке крупных слитков сейчас широко применяется в СССР и во всех развитых промышленных странах. Одни из наиболее крупных установок были сооружены в США для отливки слитков диаметром до 3 м массой 250—300 т. Такие слитки необходимы для производства ответственных поковок, используемых в судостроении для изготовления коленчатых и гребных валов, роторов турбин и генераторов.

ров и т. п. К этим поковкам предъявляются особые требования по плотности и однородности структуры. Роторы крупных турбин, работающих с высокими скоростями при повышенном давлении на перегретом паре, часто разрушаются на ходу. Причина разрушения заключается в скоплениях неметаллических включений, в местах которых появляются сначала небольшие, а потом и большие трещины. В настоящее время в США все слитки для производства крупных роторов отливают в вакууме. Отливают также слитки массой 240 т для валов генераторов мощностью до 800000 квт, и слитки для кованных прокатных валков, для валков холодной прокатки с зеркальной поверхностью.

Большое значение для таких поковок имеет пониженное содержание водорода. Так как водород является причиной появления флокенов, водородной хрупкости, пористости, то для его удаления в обычном производстве крупные поковки приходится подвергать отжигу в течение многих сотен часов. И все же полностью опасность появления дефектов, связанных с присутствием водорода, не устраняется.

Хотя этот способ вакуумной обработки сопряжен со значительными тепловыми потерями (температура металла снижается на 40—60° С), это не играет большой роли, так как металл сразу заливается в изложницу. Все же приходится перегревать сталь в печи на 40—50° С. Эффективным способом уменьшения потерь тепла является повышение скорости разливки, т. е. увеличение диаметра стаканчика (рис. 102).

Однако увеличение скорости разливки отрицательно сказывается на удалении газов. Так, при скорости отливки 2 т/мин удалялось 3 мл/100 г водорода, при скорости 6 т/мин — 1,5 мл/100 г [171].

На рис. 103 представлена конструкция вакуумной камеры для отливки крупных слитков на заводе УЗТМ.

Крышка камеры обычно снимается краном. Сверху на крышке установлена воронка, вакуумплотно соединенная с крышкой. Отверстие между воронкой и камерой закрывается листом алюминия, который прожигается при наливании металла в воронку. При разливке металла из основного ковша в воронку скорость разливки поддерживают такой, чтобы воронка все время была заполнена металлом.

В ряде иностранных установок сверху на крышке устанавливается промежуточный ковш со стопором, например в камере

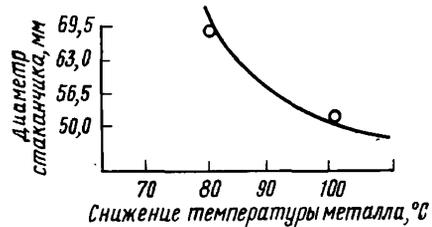


Рис. 102. Зависимость между диаметром разливочного стаканчика и понижением температуры металла во время отливки крупных слитков [170]

фирмы Юнайтед стейтс стил. В нижнем фланце промежуточного ковша устроен «нож», который входит в паз с неопределенным или резиновым уплотнением; между дном ковша и крышкой камеры имеется вакуумируемое пространство. Здесь также перед началом разливки вход в камеру закрыт листом алюминия. Сначала заполняют промежуточный ковш из основного разливочного ковша, затем открывают стопор и производят разливку. Это устройство удобнее тем, что можно регулировать скорость вакуумной разливки, а при отливке одного слитка из нескольких ковшей можно не прерывать разливку, заменяя один разливочный ковш другим. При отливке крупных слитков разливка производится со скоростью 30 т/мин в течение 10 мин, а вся операция вакуумирования продолжается 25 мин.

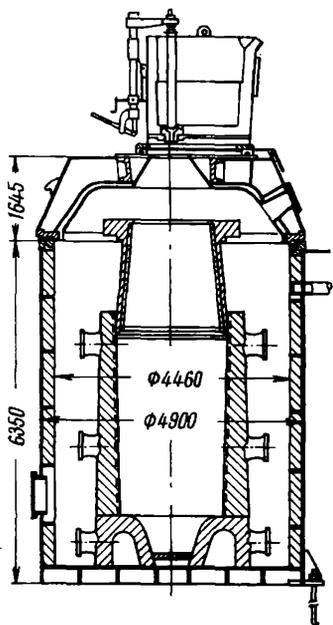


Рис. 103. Схема вакуумной камеры УЗТМ для отливки в вакууме крупных слитков

Вакуумная камера фирмы Бетлехем стил имеет диаметр 5150 мм и высоту 5750 мм, стенки ее изготовлены из листовой стали толщиной 37 мм.

Сверху камера накрывается конусообразной крышкой, имеющей высоту 2575 мм, так что общая высота камеры изнутри составляет 8300 мм. Верхняя плита крышки толщиной 150 мм служит опорой для промежуточного ковша; между промежуточным ковшом и крышкой имеется откачиваемое пространство диаметром 2150 мм и высотой 250 мм. В камере имеется патрубок

для подсоединения к вакуумной системе диаметром 900 мм. Остаточное давление при разливке  $6,5 \text{ н/м}^2$  ( $0,5 \text{ мм рт. ст.}$ ).

Установка фирмы Юнайтед стейтс стил для отливки слитков весом до 315 т отличается тем, что камера в виде вакуумного колпака накрывает сверху установленную на поддоне с фланцем изложницу. Вес камеры распределяется на конструкции из балок, поэтому стенки ее рассчитывают только на атмосферное давление и на собственный вес, а вес промежуточного ковша со сталью приходится на опоры. После заливки слитка и промывки камеры инертным газом или азотом для устранения возможности воспламенения в нее напускают воздух и колпак снимают с изложницы. Остывает слиток на воздухе, поэтому нет необходимости футеровать стенки камеры. Для защиты от теплового излучения крышка камеры имеет экран. К изложнице диаметром

3,16—3,45 м болтами прикрепляется надставка, чтобы она не могла всплыть. При работе двух камер в месяц отливают 26—28 слитков [172].

В больших камерах для отливки 265-т слитков крышка наезжает на камеру по рельсам, а поднимают и опускают крышку домкратами. Уплотнение между камерой и крышкой выполняется при помощи надувной резиновой ленты специальной конфигурации (рис. 104). Такие уплотнения обеспечивают хорошую подгонку различных частей, допуская несоосности и перекосы до 12 мм. На этой камере и на ряде других установок вообще отказались от промежуточных ковшей и от воронок, используют обычный ковш, на днище которого имеется кольцевой нож; на крышке камеры есть фланец или паз с резиновым уплотнением [175]. Правда, опыт других заводов показывает, что промежуточный ковш необходим при отливке слитков тяжелее 35 т в связи с тем, что сначала поступает слишком горячий металл, что приводит к появлению дефектов; применение промежуточного ковша позволяет выравнивать температуру стали.

Большим недостатком при разливке стали в изложницу в вакууме является сильное разбрызгивание стали. Струя стали при входе в вакуумную камеру имеет конусообразную форму с углом при вершине 90—120°. Это приводит к тому, что часть стали вообще не попадает в изложницу и забрызгиваются стенки изложницы. Поверхность отливаемого слитка получается недоброкачественной. Для устранения этого явления используют различные устройства: под разливочным отверстием в вакуумной камере устанавливают промежуточную емкость, в которую попадает стальная струя, в ней сталь дополнительно дегазируется. Из этой емкости сталь вытекает уже плотной струей. Б. Ф. Зверев [171] сообщает об установке на изложнице для отливки 100-т слитка промежуточного корыта, в котором поддерживали ванну глубиной 300—400 мм.

В установке двухзонного вакуумирования металл попадает сначала в футерованную трубу, диаметр которой значительно больше диаметра струи (рис. 105). В трубе путем индивидуальной откачки поддерживается давление 133 н/м<sup>2</sup> (1 мм рт. ст.). При прохождении стали через трубу происходит ее первичная дегазация, в связи с чем мощность откачных средств основной камеры может быть понижена. В трубе выделяется большая часть газов, поэтому откачка камеры ускоряется. Жидкий ме-

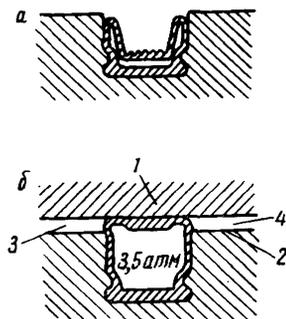


Рис. 104. Надувные вакуумные уплотнительные кольца:

*a* — обычное положение;  
*б* — положение при герметизации; 1 — верхняя плита;  
 2 — обработанный фланец;  
 3 — вакуум; 4 — атмосфера

талл является затвором, создающим перепад давления между трубой и камерой, в которой давление равно  $65 \text{ н/м}^2$  ( $0,5 \text{ мм рт. ст.}$ ). При этом диаметр откачного трубопровода уменьшен с 3 до 1,8 м, а расход пара в насосе на 30% [174].

Для отливки небольших слитков массой от 1 до 10 т на заводе фирмы Юнайтед стейтс стил имеется вакуумная камера, внутри которой расположен вращающийся стол; на столе могут быть установлены по 9 изложниц [175]. На заводе фирмы Хёш-Вестфалленхютте также практикуется отливка нескольких слитков в камере туннельного типа. Над основной камерой расположена малая камера, на которую устанавливается ковш. Сталь первично дегазируется в малой камере и уже из нее плотной струей поступает в изложницы, поочередно перемещаемые под разливочным стаканчиком малой камеры. Однако эти способы до настоящего времени не получили широкого распространения.

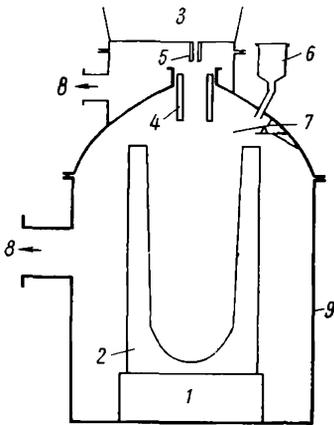


Рис. 105. Установка двухфазного вакуумирования:

1 — поддон; 2 — изложница; 3 — ковш; 4 — труба-ограничитель; 5 — разливочный стаканчик; 6 — дозатор; 7 — питатель; 8 — к вакуумной системе; 9 — вакуумная камера

Другим вариантом вакуумной обработки струи стали является перелив из одного ковша в другой, установленный в закрытую вакуумную камеру; этот способ применяется в случае необходимости заливки мелких слитков.

Перелив стали из ковша в ковш ведут до тех пор, пока на поверхности стали в ковше, находящемся в вакуумной камере, не покажется шлак. Тогда закрывают стопор верхнего ковша и в камеру напускают воздух. Для предотвращения возможных взрывов газов предварительно перед разгерметизацией камеры можно напустить азот до давления  $6,6 \text{ кн/м}^2$  ( $50 \text{ мм рт. ст.}$ ). После окончания вакуумирования ковш вынимают из камеры и производят обычную разливку на воздухе. В этом случае охлаждение металла во время вакуумирования имеет большое значение и его необходимо учитывать.

Если сравнить разливку в вакууме с переливом из ковша в ковш, то перелив всегда осуществляется с большей скоростью, чем отливка слитков, из-за необходимости избежать охлаждения металла.

На Новолипецком металлургическом заводе [176] была предложена вакуум-шлаковая обработка при переливе трансформаторной стали с целью более полного использования десульфурующей способности белых электропечных шлаков. Вакуумирование струи при переливе стали из ковша в ковш сочеталось

с обработкой металла шлаком. Сталь из печи сливали вместе со шлаком в ковш. Состав шлака: 45—49% CaO, 21% SiO<sub>2</sub>, 19% MgO, 6,0% FeO, 1% MnO. Затем специальным сифоном на 70% отсасывали шлак с поверхности ковша и перекачивали его в пустой ковш, стоящий в вакуумной камере. Камеру закрывали и откачивали до остаточного давления 800—1000 н/м<sup>2</sup> (6—10 мм рт. ст.), при котором начинали перелив металла из ковша со сталью в ковш, стоящий в камере. Благодаря хорошему перемешиванию стали со шлаком содержание серы уменьшалось с 0,015 до 0,003% и степень десульфурации от печи до разливки стали на УНРС составляла 80%. Одновременно происходило и очищение стали от оксидных неметаллических включений.

Кроме отливки стали в камерах, получает распространение и бескамерная вакуумная обработка струи. Для этого проводят вакуумную обработку непосредственно при заливке стали в изложницы путем вакуумирования внутреннего пространства изложницы. На верхнем торце изложницы делают канавку, куда заливают специальный уплотняющий высокотемпературный состав. Сверху изложницу закрывают вакуумным колпаком с гибким вакуумпроводом (рис. 106) и накрывают листом алюминия. Перед разливкой ее откачивают до остаточного давления 65 н/м<sup>2</sup> (0,5 мм рт. ст.). Разливочный ковш имеет снизу разливочную коробку, которая накрывает изложницу. После наполнения изложницы в результате нагрева уплотняющая смесь разрушается и происходит разгерметизация всего узла. Голову слитка наливают при атмосферном давлении, в это время переставляют вакуумпровод на следующую изложницу, что занимает 30—40 сек.

В последние годы в ФРГ и США в электросталеплавильных цехах получил распространение метод вакуумной обработки струи непосредственно при выпуске стали из печи (рис. 107).

Основной 70-т ковш ниже стаканчика стопора герметизируется листом алюминия; само стопорное устройство имеет сальниковое уплотнение. Сверху в ковше устанавливают экран, ковш закрывают вакуумной крышкой. На крышке размещается приемный малый ковш на 6 т стали со стопором, под которым также уложен алюминиевый диск. К крышке подходит вакуумпровод диаметром 300 мм от вакуумной линии. Откачку ведут парожетторным насосом производительностью до 1960 м<sup>3</sup>/мин при давлении 63 н/м<sup>2</sup> (0,5 мм рт. ст.). После наполнения приемного ковша автоматически открывается стопор; металл по ограни-

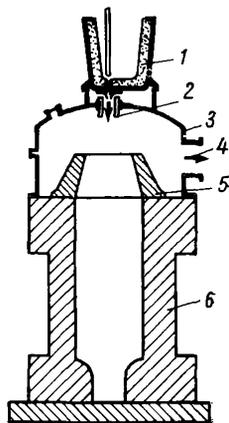


Рис. 106. Схема отливки слитков в вакуумируемую изложницу:

1 — промежуточный ковш; 2 — ограничитель струи; 3 — вакуумный колпак; 4 — вакуумный фланец; 5 — надставка; 6 — изложница

тельной трубе поступает в основной ковш; скорость выпуска 7 т/мин (меньше обычной, равной 20 т/мин). Для увеличения скорости разливки необходимо увеличивать диаметр разливочного стаканчика приемного ковша и диаметр вакуумпровода.

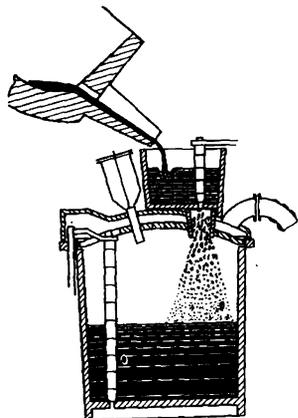


Рис. 107. Схема вакуумной обработки жидкой стали при выпуске из печи

На рис. 108 представлена схема устройства, использованного на Челябинском металлургическом заводе для обработки 15 т стали.

При вакуумировании этим методом в составе газов увеличивается содержание окиси углерода до 80—90% вследствие сильного взаимодействия металла с футеровкой ковша. Поэтому парциальные давления водорода в атмосфере камеры ковша ниже, чем при дегазации другими способами, что должно способствовать более полному удалению водорода.

Вообще при откачке газов из вакуумных камер их можно сжигать на выходе; расчеты показывают, что при удалении из

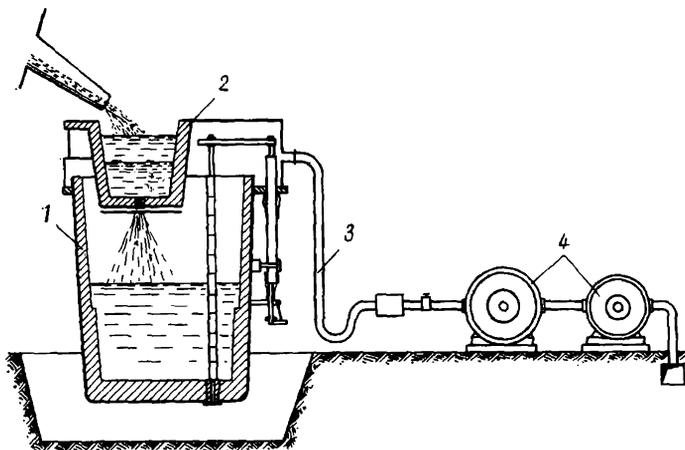


Рис. 108. Обработка жидкой стали в вакууме при выпуске из печи в ковш на ЧМЗ:

1 — ковш; 2 — вакуумплотная крышка с промежуточной емкостью; 3 — вакуумпровод; 4 — насосы

стали 3 мл/100 г водорода и 0,05% С при скорости разливки 27 т/мин теплота сгорания газов в минуту составляет 63000 ккал. Газы содержат 30% H, 30% CO и 35% N.

Перед разливкой скачивают шлак на 90%; после разливки поверхность металла в ковше защищают вермикуллитом. При необходимости раскислять сталь кремнием присаживают 75%- или 90%-ный ферросилиций на дно основного ковша; для окончательного раскисления стали дают алюминий. Так как усвоение алюминия повышается с 30 до 80%, то расход его уменьшается с 1125 до 450 г/т. Затраты на этот вид вакуумной обработки составляют 2—3 долл/т, что вполне компенсируется повыше-

нием качества металла и экономией раскислителей. По этому способу вакуумировали кипящие стали, получая из них спокойные, низкоуглеродистые и высокоуглеродистые легированные стали, роторные и подшипниковые стали. Преимущество этого метода вакуумной обработки состоит в том, что сталь прямо из печи попадает в вакуумную камеру, сводятся к минимуму температурные потери; хотя температура металла во время выпуска понижается на 70°С (при обычном выпуске на 40°С), сокращается время на вакуумную обработку, так как вакуумная обработка происходит одновременно с выпуском металла из печи, сокращается также задолженность разливочного крана.

Можно производить одновременный вакуумный выпуск из нескольких печей [177, 178].

Большинство установок вакуумной разливки оборудовано пароэжекторными насосами; зависимость между скоростью откачки насосов и количеством вакуумируемого металла представлена на рис. 109.

При выборе насосной системы определяющим фактором является скорость разливки. В свою очередь скорость разливки зависит от допустимого снижения температуры при отливке слитка. Чем выше скорость разливки, тем меньше температурные потери, но тогда необходимо устанавливать более мощные насосы и увеличивать диаметр вакуумпровода.

Например, одна из американских камер имеет вакуумпровод диаметром 3 м, чтобы обеспечить давление 65 н/м<sup>2</sup> (0,5 мм рт. ст.).

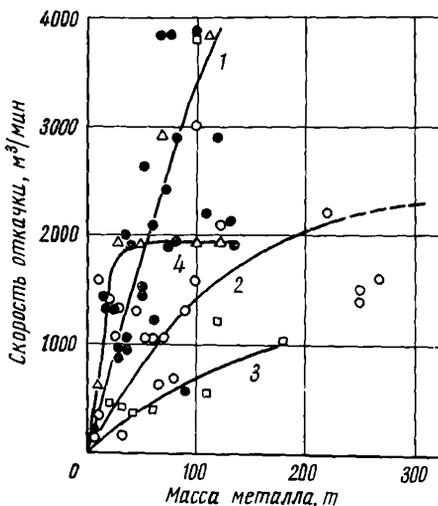


Рис. 109. Зависимость между количеством вакуумируемого металла, способом вакуумирования и скоростью откачки: 1 — вакуумирование в ковше; 2 — вакуумирование струи при разливке; 3 — порционное вакуумирование; 4 — циркуляционное вакуумирование

## РАФИНИРОВАНИЕ СТАЛИ ОТ КИСЛОРОДА, ВОДОРОДА И ОКИСНЫХ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ВКЛЮЧЕНИЙ

Как указывалось выше, при вакуумировании струи создаются исключительно благоприятные возможности для раскисления металла углеродом.

Образование большого числа мелких капель, большая удельная поверхность металла, благоприятные условия образования пузырьков окиси углерода значительно повышают эффект вакуумирования и обеспечивают получение чистого металла.

Содержание кислорода в вакуумированной стали составляет  $\frac{1}{4}$  его концентрации в обычной стали и находится в пределах 0,002—0,004%, а содержание неметаллических включений, например в кислых мартеновских сталях, уменьшается с 0,047 до 0,0087%, а по данным [179], для стали 34ХНЗМ в 4 раза.

Если загрязненность включениями обычной стали оценивалась баллами от 0 до 3 со средним значением 1,7, то вакуумированная сталь имеет средние значения 0,2 при отклонении от 0 до 1; главным образом уменьшается величина и число силикатных включений.

В кислых мартеновских сталях особенно уменьшается содержание в составе неметаллических включений кремнезема и окиси марганца, несколько возрастает содержание  $MgO$  и  $Al_2O_3$ . В большинстве крупных включений имеется окись кальция, которая своим происхождением обязана попаданию печного шлака вместе со струей стали.

При возможно полном скачивании шлака из печи перед выпуском количество грубых включений уменьшается, а содержание в них  $CaO$  снижается с 50 до 18%.

Отмечено, однако, что при вакуумной разливке нижняя часть больших слитков поражена крупными неметаллическими включениями. Это объясняется тем, что маленькие капли за время падения начинают кристаллизоваться и неметаллические включения, окруженные закристаллизовавшимся матричным раствором, не успевают всплыть или восстановиться. Чтобы устранить этот дефект, необходимо разливать более горячий металл и отказать от промежуточного ковша.

Хрупкие неметаллические включения являются одной из причин преждевременного выхода из строя прокатных валков; если хрупкие включения расположены неглубоко под поверхностью валка, то трещина, которая может образоваться в ходе эксплуатации, развивается вглубь по месту расположения включения и валок разрушается. В обычных слитках хрупкие включения располагаются в виде строчек в дендритной зоне неглубоко под поверхностью; в вакуумных слитках нехрупкие включения располагаются отдельными гнездами, но и они отсутствуют, если давление в камере при вакуумировании равно  $133 \text{ н/м}^2$  (1 мм рт. ст.) [180].

На заводе в Бохуме наблюдали, что чем выше содержание углерода в стали, подвергаемой вакуумированию при разливке, тем ниже конечное содержание кислорода. В раскисленных простых углеродистых сталях, содержащих более 0,1% С, концентрация кислорода составляла 0,002%. Чистота стали ШХ15 повысилась на 68%, а хромоникелевой стали 4118 — на 52%.

При раскислении углеродом в вакууме изменение давления от 40 до 900 н/м<sup>2</sup> (0,3—7,0 мм рт. ст.) не оказывает влияния на раскисленность стали, что в общем согласуется с теоретическими представлениями о раскислении углеродом в вакууме.

Как и при вакуумировании стали в ковшах, наилучшие результаты дает вакуумная разливка или перелив в вакууме нераскисленной или полуспокойной стали.

Так, по данным [181], оптимальные результаты получены при вакуумной обработке полуспокойной стали, выплавленной под двумя шлаками с присадкой только марганца. Кремний все же вводили в ковш при выпуске, так как если в стали слишком много растворенного кислорода, то он не успевает удалиться за время вакуумной обработки. Высокоуглеродистая сталь для лучшего раскисления в вакууме должна содержать около 0,1% Si перед вакуумной разливкой. Остальной кремний и алюминий дают в ковш, стоящий в вакуумной камере. На рис. 110 сравнивается влияние различных методов раскисления на содержание кислорода. Как видно из графика, наилучшие результаты получены при раскислении стали по варианту F.

На рис. 111 показано, насколько более полно удаляется кислород при вакуумной обработке на выпуске нераскисленной стали, содержащей менее 0,02% Si и 0,6% Mn, чем раскисленной. Если при вакуумировании стали, раскисленной кремнием в печи или силикокальцием, присажены на шлак, снижение содержания кислорода составляло 50—58%, то для нераскислен-

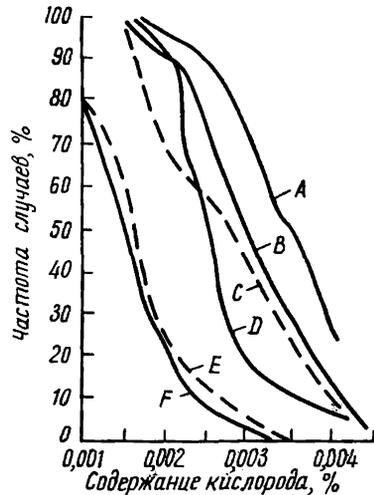


Рис. 110. Влияние способа раскисления на содержание кислорода в стали:

A — плавка с двумя шлаками с полным раскислением кремнием; B — плавка с двумя шлаками с полным раскислением Si + Al; C — вакуумная обработка стали, выплавленной по способу A; D — вакуумная обработка стали, выплавленной под одним шлаком с частичным раскислением кремнием; E — вакуумная обработка стали, выплавленной под двумя шлаками с вводом кремния в ковш (из расчета на 0,06%); F — вакуумная обработка по методу E, но с раскислением кремнием в печи на 0,08—0,12% с присадкой остального количества кремния и алюминия в конце вакуумирования

ной стали 70—75%; конечные содержания кислорода были равны 0,004 и 0,002% соответственно [178].

В Бохуме сталь для тяжелых поковок обычно совсем не раскисляли или давали немного алюминия; в слитках электростали получали 0,004% O, в слитках мартеновской стали 0,008%.

На другом заводе мартеновскую сталь выпускали из печи нераскисленной для отливки небольших слитков в индивидуально откачиваемые изложницы [182]. При отливке 8-т слитка электростали с 0,2% C без добавки кремния и алюминия в результате раскисления только углеродом содержание кислорода в заготовках снизилось до 0,0012—0,0024% при производстве  $[C] \times [O] = 24 - 58 \cdot 10^{-5}$ . Нижний уровень содержания кислорода соответствовал равновесному давлению CO 13 кн/м<sup>2</sup> (100 мм рт. ст.) при остаточном давлении 133—2000 н/м<sup>2</sup> (1—15 мм рт. ст.) [183]. Поскольку кислорода в металле немного, то усвоение алюминия, присаживаемого в металл, повышается на 30—40%, а кремния — на 10—30% [184].

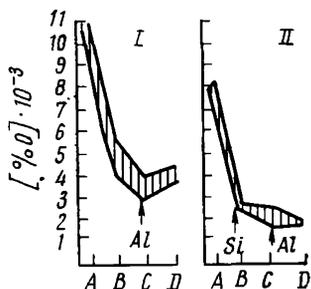


Рис. 111. Влияние метода раскисления на удаление кислорода при вакуумной обработке стали на выпуске; сталь в печи раскислена кремнием на < 0,02%, марганцем на 0,6%:

I — сталь раскислена в печи; II — сталь не раскислена в печи; A — проба отобрана из печи; B — из ковша; C — из струи; D — из жидкого металла в изложнице

Одним из важных преимуществ вакуумной разливки является снижение содержания водорода. В крупных 200—300-т слитках конструкционных сталей содержание водорода снижалось на 60—70% — до 1,2 см<sup>3</sup>/100 г в головной части слитка. В поковках на глубине 150 мм от поверхности содержание водорода было равно 0,5 см<sup>3</sup>/100 г по сравнению с 1,5 см<sup>3</sup>/100 г для обычных поковок. Особенно велико различие при сравнении содержания водорода в центре поковки. В обычных поковках концентрация водорода в центральной части равна его концентрации в головной части, в вакуумированной стали содержание водорода в центре поковки равно содержанию на поверхности. На рис. 112 показано распределение водорода по сечению поковок из вакуумированной и обычной сталей.

Содержание водорода в мартеновской стали с 5,2 мл/100 г, а в электростали — с 3,5 см<sup>3</sup>/100 г после вакуумной разливки снизилось до 1 см<sup>3</sup>/100 г.

Удаление водорода из металла зависит от содержания его перед разливкой; чем больше водорода в стали, тем больше относительное снижение его содержания.

Рядом производственных опытов было установлено, что конечное содержание водорода в среднем соответствует зависимо-

сти от корня квадратного из парциального давления водорода в камере; чем ниже давление, тем меньше водорода в металле.

Так, по данным фирмы Инглиш стил в стали, вакуумированной при давлении 520—900 н/м<sup>2</sup> (4—7 мм рт. ст.), содержание водорода составляло 2,0 см<sup>3</sup>/100 г; при давлении 2 кн/м<sup>2</sup> (14 мм рт. ст.) струя стали вообще не разрывалась и степень удаления водорода значительно снижалась.

При отливке слитка массой 32,5 т на УЗТМ из-за высокого остаточного давления 650—1330 н/м<sup>2</sup> (5—10 мм рт. ст.) содержание водорода в металле снизилось лишь до 3,7—2,7 см<sup>3</sup>/100 г.

Если готовая отожженная поковка из обычной стали содержит водорода 1,5 см<sup>3</sup>/100 г металла, то поковка из вакуумированной стали 0,7 см<sup>3</sup>/100 г. Даже при таком относительно высоком содержании водорода уменьшается количество и размер флокенов; в обычной основной стали много флокенов длиной по 2—25 мм, в вакуумной стали флокены встречаются редко, причем меньшей длины (3—10 мм).

Благодаря снижению в результате вакуумной разливки содержания водорода до 2—3 см<sup>3</sup>/100 г на заводе в Кокерилл Угре (Бельгия) отменили обезводороживающий отжиг поковок в течение 120—240 ч и оставили лишь охлаждение поковок под шлаком непосредственно послековки.

На другом заводе уменьшили время отжига роторных валов с 825 до 356 ч, а турбинных дисков — с 521 до 184 ч.

На заводе фирмы Стил Пич энд Тозер (Англия) в связи с низким конечным содержанием водорода отменили отжиг проката (квадрат 165), в то время как ранее его отжигали в течение 60—80 ч.

Фирма Шарон стил для проката квадрат 500 из конструкционной стали различных марок уменьшила время отжига с 70—140 ч до 50 ч. Однако полностью отказаться от отжига стали некоторых марок нельзя, так как она становится слишком жесткой.

Снижение содержания водорода можно использовать и для литья в земляные формы в вакууме. При этом дегазируется не только сталь, но и сами формы, что уменьшает общее содержание газов в литье. По данным Парсонаса, содержание водорода в отливках снижалось на 55—75%, а кислорода — на 60%.



Рис. 112. Распределение водорода по поперечному сечению крупных поковок:

1 — обычная сталь; 2 — вакуумированная сталь

Вакуумная обработка особенно целесообразна для нержавеющих сталей, разливаемых на УНРС, из-за повышенного содержания в них водорода.

Эти и многие другие примеры говорят о том, что вакуумная разливка является эффективным средством снижения содержания водорода в стали, благодаря чему, во-первых, повышается качество металла; во-вторых, снижается себестоимость проката и поковок вследствие исключения или значительного уменьшения операций по отжигу; в-третьих, снижаются требования к

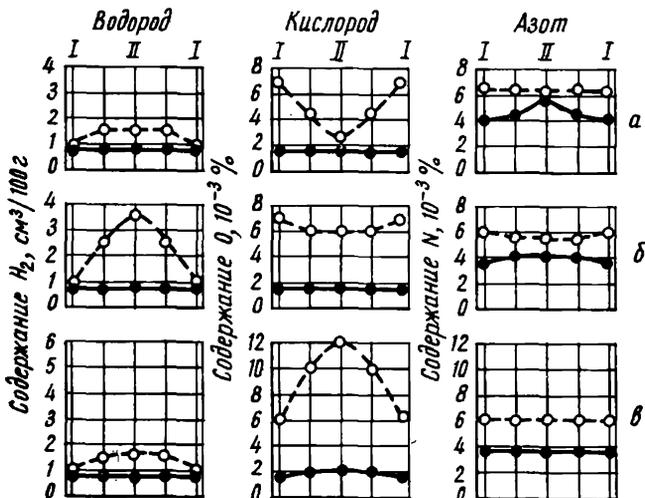


Рис. 113. Распределение газов по сечению слитка массой 21 т, отлитого в вакууме (состав стали: 0,35% С, 0,38% Si, 0,68% Mn, 0,004% Al):

○ — разливка на воздухе; ● — разливка в вакууме; а — головная часть; б — середина; в — нижняя часть [188]; I — край; II — середина

шихтовым материалам и добавкам в сталеплавильном производстве, как источникам поступления водорода в металл.

Азот при вакуумировании удаляется хуже, чем кислород и водород, причем степень удаления азота зависит от вида стали: из среднеуглеродистой раскисленной стали удаляется 25% N, из кипящей стали 10—40%; из нелегированной углеродистой 35%; из высоколегированной ферритной 10%; из аустенитной 5%.

По другим данным [177], лучше всего удаляется азот при вакуумировании кипящей или полуспокойной стали; в среднем в спокойной стали содержание азота уменьшается с 0,0068 до 0,0057%, а потом возрастает при разливке до 0,0073%, в кипящей стали — с 0,0071 до 0,0040% и возрастает до 0,0055%.

Азот, очевидно, должен выделяться в газообразном виде, так как нитридных включений в тех сталях, которые подвергают

вакуумированию, с точки зрения термодинамики не должно быть. Если их потом и обнаруживают в готовом металле, то это включения, образовавшиеся при кристаллизации стали.

В результате вакуумирования не только уменьшается общее содержание газов, но они более равномерно распределяются по сечению слитка (рис. 113).

### СТРУКТУРА СЛИТКОВ, ОТЛИТЫХ В ВАКУУМЕ

Установлено, что отлитые в вакууме слитки затвердевают быстрее, чем слитки такого же веса, отлитые на воздухе. Предполагают, что это является результатом более плотной структуры, так как наличие газовых пузырей затрудняет теплоотвод; возможно, уменьшение содержания водорода, снижающего температуру кристаллизации, также ускоряет затвердевание. Так, слитки весом 30 т, отлитые на воздухе, затвердевают в течение 12 ч, а отлитые в вакууме — 9 ч [185].

При оценке влияния температуры стали при выпуске из печи, в ковше и при разливке на структуру слитка следует отметить, что существуют весьма жесткие требования по температурному режиму, отклонения от которых, так же как и изменения в скорости разливки, вызывает появление дефектов в слитках.

При отливке слитков в вакууме эти требования смягчаются, допустимы большие колебания температуры разливки, которые не приводят к появлению дефектов.

Макроструктура 30-т вакуумного слитка в противоположность обычному слитку имеет центральную зону включений и краевую зону ликватов; между ними расположена зона чистого металла.

В. И. Дьяконов указывает на то, что вакуумные небольшие слитки массой 1,15 т имели среднюю зону из мелких равноосных кристалликов вместо зоны столбчатых кристаллов, направленных от периферии к центру.

При вакуумной отливке слитков массой 4—7,5 т на заводе Хеш с введением алюминия в слиток на 0,1% получали более равномерную структуру, чем обычно, со значительным уменьшением ликвации; более равномерным был и химический состав — как по высоте, так и по сечению слитка [186].

Несмотря на то, что в целом существует единодушное мнение о целесообразности вакуумной разливки нераскисленной и полуспокойной стали, в отдельных случаях [187] считают, что макроструктура вакуумных слитков из нераскисленной предварительно стали хуже, чем из спокойной или полуспокойной стали.

После вакуумной обработки слитки стали 5ХНВ, по данным А. В. Микульчика, получались более плотными, с менее резко выраженной осевой рыхлостью, с более тонким кристаллическим строением. Сошлемся на несколько примеров благоприят-

ного влияния вакуумной разливки на свойства различных сталей.

На пластичность кипящей низкоуглеродистой стали большое влияние оказывает содержание кислорода. После вакуумной обработки кипящей стали содержание кислорода и неметаллических включений уменьшается и пластические свойства возрастают. Это имеет особенное значение для листовой стали для глубокой вытяжки, идущей на производство тонкого листа, весьма чувствительной к наличию включений. Для листовой стали большое значение имеет также чистота поверхности.

При отливке в вакууме на заводе Хеш-Вестфалленхютте [184] мелкие слитки из кипящей мягкой листовой стали не имели усадочной раковины и подкорковых пузырей. Ликвация серы была менее ярко выражена, что повысило выход годного. Механические свойства стали получались более равномерными. Листы имели меньшую твердость, большую вытяжку и более равномерные свойства вдоль и по ширине рулона. Добавка алюминия в вакуумированную сталь делает металл устойчивым против старения.

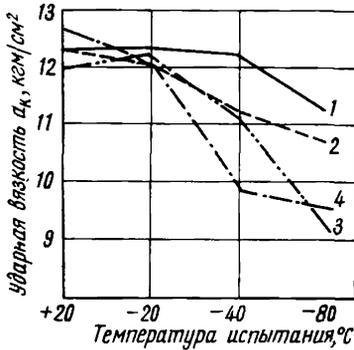


Рис. 114. Изменение пластических свойств стали после вакуумной обработки:

- 1 — вакуум, закалка в масле; 2 — без вакуумирования, закалка в масле; 3 — вакуум, выдержка в печи; 4 — без вакуумирования, выдержка в печи

На рис. 114 показано влияние вакуумной обработки на ударную вязкость при пониженной температуре; сталь, отлитая в вакууме, характеризуется меньшей хладноломкостью.

В результате вакуумирования стали не снижается пластичность послековки из-за повышенного содержания водорода. Не появляются трещины в зоне сегрегации, улучшается ударная вязкость. Исследования роторного вала турбины массой 26,3 т, изготовленного из 40-т слитка, показали исключительную однородность механических свойств.

В результате повышения степени чистоты 100-т слитков на заводе фирмы Шарон стили поверхность блюмов и слябов перед ковкой или прокаткой стала чище, что снизило расходы на глубокую зачистку.

После вакуумной разливки слитки на этом заводе подвергали упрощенной термической обработке: исключили промежуточный отжиг и закалку с 950° С, оставили только закалку с 860° С, отпуск и окончательный отжиг. Несмотря на это, все свойства обычной и вакуумной стали оказались одинаковыми. В глубинных зонах заготовки из вакуумного слитка относитель-

ное сужение составляло 37,8% по сравнению с 18—29% для обычной стали.

Снижение остаточного давления при вакуумном переливе трансформаторной стали с 1600 до 520 н/м<sup>2</sup> (с 12 до 4 мм рт. ст.) уменьшает ваттные потери листа из стали Э3 толщиной 0,5 мм с 215 до 209 вт/кг [190].

Несмотря на высокое давление при переливе стали 30ХГСН 1850—6000 н/м<sup>2</sup> (14—45 мм рт. ст.), загрязнение металла волокнами уменьшилось на 20—25%, несколько возросли значения ударной вязкости в продольном и поперечном направлениях (по данным Т. М. Воробьевой и Е. С. Калининкова).

### **ЭКОНОМИКА ВАКУУМНОЙ РАЗЛИВКИ**

Несмотря на дополнительные расходы, связанные с эксплуатацией вакуумной камеры и вакуумных насосов, все же может быть получен общий выигрыш в результате снижения себестоимости изделия. Так, по данным зарубежных фирм, применение отливки в вакууме слитка хромомолибденванадиевой стали позволяет сэкономить 6035 долл. при изготовлении турбинного вала массой 18,5 т благодаря уменьшению расходов на отливку, снижению стоимости обработки слитков, сокращению расходов на отжиг.

В других случаях, хотя себестоимость стали повышается, но повышаются и ее свойства, возрастает гарантия однородности механических свойств; изделия, изготовляемые из этой стали, могут иметь более длительный срок службы или работать в более жестких условиях. В настоящее время отсутствуют данные, позволяющие однозначно сделать вывод о том, насколько может быть повышена цена на вакуумную сталь, учитывая повышение стоимости более высококачественных изделий, изготовленных из нее. Но уже сейчас очевидно, что при правильной организации процесса вакуумной обработки металлургическое предприятие может получить ощутимую экономию в результате более рационального использования производственных площадей (например, сокращение числа отжиговых печей), упрощения технологической схемы производства стали, повышения производительности отжиговых печей.

### **ВАКУУМИРОВАНИЕ ПОРЦИЯМИ ИЗ ОТКРЫТОГО КОВША (DH)**

Впервые этот способ был предложен западногерманской фирмой Дортмунд Хердер хюттенунион, почему и получил название процесс Дортмунд — Хердер (DH).

Процесс заключается в следующем. Вакуумная камера грушевидной формы небольшого объема помещается над уровнем металла в ковше; в камере создается разрежение и сталь через

патрубок под действием атмосферного давления поднимается в камеру. Камера или ковш с металлом во время вакуумной обработки совершают циклические подъемы и опускания, в результате которых объем стали, находящейся в камере, меняется. Постепенно все новые порции металла попадают в камеру и вакуумируются.

Преимущества этого способа вакуумной обработки заключаются, во-первых, в том, что одновременно вакуумируют небольшой объем металла в камере, что обуславливает сравнительно небольшую производительность вакуумных насосов. Во-вторых, металл можно подогревать во время вакуумирования, поэтому уменьшается нежелательный перегрев стали в печи перед выпуском. В-третьих, этот метод позволяет подвергать вакуумной обработке большие объемы металла, так как вес стали в ковше не ограничен; в настоящее время обрабатывают 400-т ковша. В-четвертых, во время вакуумной обработки можно проводить легирование металла, присаживать значительные порции ферросплавов с гарантией хорошего усреднения состава.

Недостатки способа связаны с недостаточной стойкостью огнеупорных материалов, которыми футеруется камера, особенно патрубок, и со сложностью оборудования подъема камеры или ковша, наличием гибкого вакуумпровода.

### *Устройство камеры*

На рис. 115 показан принцип работы установки ДН. Вакуумная камера представляет собой грушевидный сосуд объемом 20—25 м<sup>3</sup>, футерованный изнутри огнеупорным кирпичом. В центре подины (или эксцентрично, чтобы не задевать стопора ковша) расположена труба, через которую поступает и сливается металл из камеры; диаметр патрубка 300—760 мм в зависимости от размера ковша со сталью, длина до 1800—1900 мм. Труба также футерована кирпичом снаружи и изнутри. В верхней части камеры расположен патрубок для подсоединения к вакуумной системе. На своде камеры имеются дозаторы для присадки легирующих и устройства для нагрева металла. Чаще всего для нагрева используются графитовые стержни, работающие как нагревательные элементы сопротивления. Перед началом вакуумной обработки камеру обогревают газом. Газовая форсунка или горелка вводится в камеру через патрубок, а газы отводятся через специальный дымоход в пылеуловитель и рекуператор.

После нагрева камеры до 1500—1600° С патрубок снизу закрывают алюминиевым листом и камеру откачивают, включают нагревательные устройства. На стенд под камеру подают ковш с металлом, камера опускается вниз так, что ее патрубок погружается в металл на глубину 250—375 мм; при этом алюми-

вый лист расплавляется и металл входит в камеру. Для того чтобы в камеру не попадал шлак, конец патрубка перед погружением в металл защищают жестяным колпаком. Высота столба жидкого металла составляет 1460 мм от уровня зеркала в ковше. Одновременно в камеру поступает от 4 до 20 т стали (около  $\frac{1}{10}$  от веса стали в ковше). Так, в установке, рассчитанной на обработку 400-т ковшей, за один прием в камеру диаметром 2,8 м высотой 3,66 м входит 36—40 т стали, образуя ванну глубиной 600 — 1000 мм [191].

На заводе фирмы Тинсли парк ковш со сталью поднимают до тех пор, пока металл не достигает подины камеры; это является нижним положением ковша. Затем ковш поднимают до верхнего положения — пока 10—15% стали не окажется в камере. Для смены порции металла камеру немного поднимают вверх и металл из камеры выливается в ковш; при подъеме камеры конец патрубка не должен выходить из металла. При последующем опускании камеры в нее входит новая порция металла.

В некоторых установках камера остается неподвижной, а поднимается и опускается ковш с жидким металлом. Для этого ковш устанавливают на тележку, тележка въезжает на платформу под камерой, которая затем вместе с ковшом совершает возвратно-поступательные вертикальные движения. В нижнем и верхнем положениях камера или ковш задерживаются на 4—6 сек. Полный цикл подъема и опускания, например на 500 мм, требует затраты 20 сек. При входе стали в камеру она течет со скоростью 3 м/сек и фонтан жидкого металла поднимается на высоту 900 мм, что еще более благоприятствует дегазации, поскольку условия при этом приближаются к условиям вакуумной обработки струи.

Обычно для подъема камеры или ковша используют гидропривод, перемещающий камеру со скоростью 6—12 м/мин; в некоторых конструкциях применяют рычажное устройство с

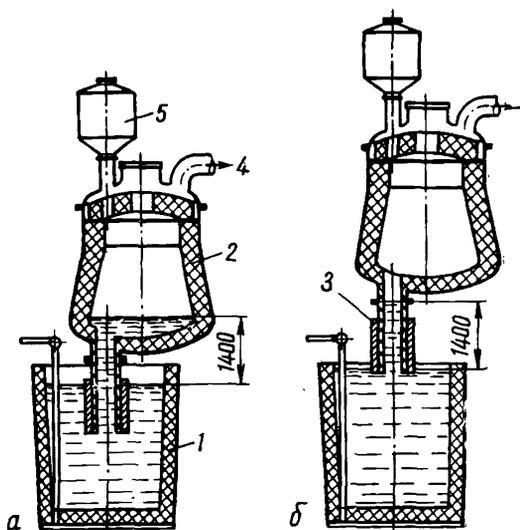


Рис. 115. Принцип вакуумной обработки по методу Дортмунд—Хердер (DH):  
 а — наполнение камеры; б — слив металла из камеры; 1 — ковш; 2 — вакуумная камера; 3 — патрубок; 4 — вакуумпровод; 5 — дозатор

противовесом и механическим приводом. В последнем варианте конструкции, когда камера отводится в верхнее положение, она открывает свободный доступ к ковшу, который может быть убран краном, и отпадает необходимость в тележке для ковша. Положительным элементом установки с подъемом ковша является то, что при выходе гидравлики из строя в системе используется байпасный маслопровод с ручным управлением, при помощи которого можно всегда опустить ковш и снять его со стенда.

Чтобы обеспечить полную дегазацию стали и перемещивание присаживаемых легирующих, необходимо от 30 до 60 циклов вакуумной обработки; например, для 170-т плавов необходимо 45 циклов, на что требуется около 12 мин.

Работа установок характеризуется также и коэффициентом рециркуляции, который показывает, сколько раз весь металл из ковша прошел через камеру. Этот коэффициент равен

$$X = \frac{n \cdot m}{M},$$

где  $n$  — число циклов;

$m$  — масса одной порции металла;

$M$  — масса металла в ковше.

Для эффективной дегазации металла обычно  $X$  должен быть не менее 3,5—4,0. В ходе вакуумной обработки снижается и давление в камере; к концу процесса оно составляет 133—65 н/м<sup>2</sup> (1—0,5 мм рт. ст.).

Футеровка камеры является одной из наиболее ответственных деталей установки.

На рис. 116 [192] показана схема футеровки камеры для обработки 600-т ковшей.

На заводе Крусибл стил стены камеры диаметром 4,5 м, высотой 4,5 м футеруют изнутри магнезитовым кирпичом толщиной 225 мм и тремя слоями изоляции (200 мм). Подина выкладывается из магнезита (300 мм) и хромитовой обожженной массы (100 мм).

Патрубок диаметром 635 мм футерован 90%-ным глиноземистым кирпичом на глиноземистой массе. Через каждые три плавки патрубок снаружи обмазывают высокоглиноземистой пастой. Футеровка стены и свода имела стойкость 200 плавов, подина и нижняя часть стен 50 плавов, патрубок 100—160 плавов. Магнезитовая футеровка камеры повреждается в том случае, если вместе с металлом в камеру попадает электропечной шлак; кирпичи растрескиваются, так как известь, кремнезем, глинозем проникают в глубь кирпичей на 25—50 мм, вследствие чего изменяется их структура и создаются благоприятные условия для образования трещин. Предполагается, что в вакууме это воздействие усиливается вследствие того, что отсутствует

защитная пленка из окислов железа и марганца, образующаяся в окислительных условиях на воздухе.

Позднее нижнюю часть камеры стали футеровать высокоглиноземистым кирпичом с глиноземистым цементом или блоками; стоимость футеровки нижней части стен и подины составила 55% от стоимости всей футеровки.

Одним из больших достоинств метода ДН является равномерное перемешивание металла и усреднение химического состава. Концентрации углерода, марганца, кремния и алюминия от плавки к плавке находятся в пределах точности химического анализа [193].

Как известно, при разливке стали в большие ковши получается нежелательный разброс в содержаниях углерода и марганца вследствие того, что пробы не отражают действительного среднего содержания этих элементов в ванне металла. При вакуумной обработке по методу ДН пробу можно взять из ковша, когда металл хорошо перемешан, и поэтому содержание элементов в пробе соответствует среднему содержанию во всем объеме и можно точно откорректировать состав металла. Точная корректировка состава основывается на высоком усвоении присаживаемых ферросплавов. Присадки легирующих и раскислителей производят обычно во второй половине процесса, так как в начале вакуумной обработки потоки металла менее интенсивны, чем в конце. Кроме того, в первый период обработки происходит максимальное удаление кислорода.

Для присадки легирующих камеры оборудованы пятью-шестью дозаторами емкостью от 0,5 до 5,5 т; дозаторы имеют триммерные питатели, которые позволяют производить дозировку с точностью до 10 кг.

В некоторых установках шиберы больших дозаторов имеют блокировку с механизмом подъема и опускания камеры, так что высывание материалов происходит тогда, когда в камере находится максимальное количество жидкого металла. Усвоение марганца и кремния достигает почти 100%, хрома 97%, углерода 75% при добавке на 0,05% и менее и 90% — при добавке более чем на 0,35%; из углеродистых ферросплавов усваивает-

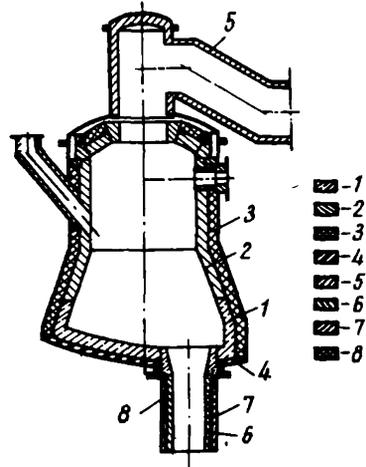


Рис. 116. Схема футеровки вакуумной камеры порционного вакуумирования [192]:

1 — электроплавленая  $MgO$ ; 2 — спеченная масса  $MgO$  на связке; 3 — изоляция; 4 — изоляция подины; 5 — изоляция вакуумпровода; 6 — высокоглиноземистый блок; 7 — высокоглиноземистые огнеупоры; 8 — высокоглиноземистая труба

ся 100% С [194]. На усвоение ферросплавов оказывает влияние их физическое состояние. Размер куска не должен превышать 20 мм, так как более крупные куски не успевают раствориться в стали и попадают на подину камеры; пыль и мелкие кусочки содержат много инородных примесей и поэтому снижают степень усвоения легирующего. Только ферросилиций можно использовать в крупных кусках.

Было замечено, что на установке фирмы Падерверке (ФРГ) из-за малой глубины ванны подина камеры разрушается более интенсивно в месте присадки легирующих. Если ферросилиций не успевал разойтись, он частично окислялся и кремнезем разрушал футеровку. Поэтому после вакуумной обработки для повышения стойкости футеровки оставшиеся на стенках силикаты нейтрализовали известью.

В камерах ДН легируют мартеновские стали с низким содержанием углерода для получения среднеуглеродистых легированных сталей.

При кислородно-конвертерном способе производства сталь выпускают с низким содержанием углерода и во время вакуумирования добавляют углерод.

Точный контроль по алюминию облегчает производство стали с мелким зерном для непрерывной разливки.

Особенно этот способ вакуумирования должен привлекать внимание при производстве кремнистых сталей, так как вводимый кремний полностью усваивается и нет необходимости переливать металл из одного ковша в другой.

### *Температурный режим*

При вакуумной обработке по методу ДН потери тепла минимальны благодаря тому, что сталь проходит через нагретую камеру, а поверхность металла в ковше защищена слоем шлака. С увеличением толщины слоя шлака до 200 мм теплотери уменьшаются; дальнейшее увеличение толщины слоя шлака уже не оказывает влияния.

Наибольшие потери тепла возникают из-за охлаждения верхних рядов футеровки ковша, когда 15—30 т стали уходят в вакуумную камеру и уровень металла в конше понижается. Падение температуры во время вакуумной обработки зависит от емкости ковша (рис. 117); при емкости ковша более 150 т падение температуры во время вакуумной обработки мало отличается от изменения температуры при обычной выдержке стали в ковше.

Имеет значение, безусловно, и длительность всех операций, связанных с проведением вакуумной обработки. На одном из заводов Западной Германии [195] общее время процесса составляет 28 мин. Оно складывается из операций по переносу ковша к камере — 5 мин, вакуумной обработки — 18 мин и переноса

ковша на разливочную площадку — 5 мин. Без вакуумной обработки время от выпуска до начала разливки составляет 10 мин.

До начала обработки в вакууме температура снижается в среднем на 50°С, в последующие 18 мин — на 25—30°С. Если температура камеры низкая — 1250°С, то сталь остывает на 100°С и для успешной разливки приходится перегревать сталь перед выпуском на 30°С. При нагреве камеры до 1600°С общие потери к началу разливки составляют 80°С, снижение температуры имеет тот же характер, что и для стали в ковше без обработки ее в вакууме. Поскольку сталь после вакуумной обработки становится чище, то температура ее разливки снижается на 15—20°С и для компенсации тепловых потерь при выпуске из печи сталь должна быть перегрета всего на 10—30°С [191].

По данным японской фирмы, при разливке стали из 80-т ковша при диаметре стаканчика 50 мм время налива поддонов составляло для вакуумной стали  $\frac{2}{3}$  времени от обычной разливки.

Необходимо отметить также, что при дальнейшей разливке стали температура снижается меньше, чем при разливке невакуумированной стали. Это можно объяснить тем, что во время вакуумирования футеровка ковша прогревается более сильно, свидетельством чего является отсутствие, как правило, скрапины на подине ковша после разливки.

Если по ходу вакуумной обработки производится легирование металла большими порциями ферросплавов, то приходится сильнее перегревать металл в печи. При даче ферросилиция металл несколько разогревается, присадка феррохрома или ферромарганца охлаждает сталь, так же как и введение углеродистых ферросплавов, из-за дополнительного расхода тепла на диссоциацию карбидов.

Дополнительные расходы в связи с вакуумной обработкой по методу ДН по американским источникам, составляют 2,041 долл. на 1 т, в том числе, долл/т:

Капитальные затраты и стоимость установки . . . . .	0,70
Зарплата . . . . .	0,430
Обслуживание . . . . .	0,156
Ремонт и эксплуатационные расходы . . . . .	0,630
Материалы и прочее . . . . .	0,125

Итого . . . . . 2,041

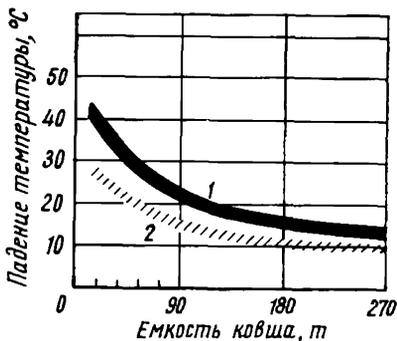


Рис. 117. Изменение температуры металла при вакуумной обработке по методу ДН:

1 — вакуумная разливка; 2 — обычная выдержка ковша со сталью

## Рафинирование стали

Удаление кислорода и неметаллических включений. При попадании первых порций стали в вакуумную камеру происходит интенсивное выделение окиси углерода и раскисление металла. Порция стали находится в камере 17—19 сек при продолжительности цикла вакуумирования около 40 сек. В ходе процесса скорость выделения окиси углерода уменьшается, а содержание кислорода в стали становится все более низким, что видно из следующих данных [197]:

Цикл	Содержание кислорода в стали с 0,04%С, %
1	0,028
5	0,025
10	0,022
20	0,019
25	0,017
30	0,014

На рис. 118 показано изменение содержания углерода и кислорода при обработке 400-т плавки. В первый момент попадания металла в камеру выделение газа из стали максимальное.

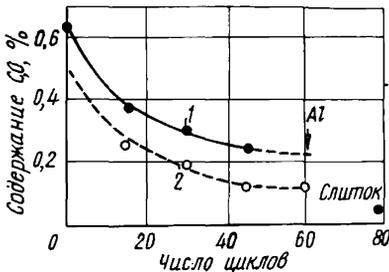


Рис. 118. Изменение содержания кислорода и углерода при порционной вакуумной обработке плавки массой 400 т [203]:

1 — кислород; 2 — углерод

С последующим подъемом металла в камере на высоту около 600 мм газовыделение уменьшается, причем чем глубже ванна, тем хуже дегазация; при выливании металла выделение газов снова возрастает. Поэтому рекомендуют увеличить скорость вертикального перемещения камеры и уменьшить выдержку ее в нижнем положении. При большей скорости перемещения камеры возрастает турбулентность потока в патрубке, что должно привести к большей коагуляции неметаллических включений. Опыты пока-

зали, что удаление кислорода и газов идет более интенсивно при обработке больших плавков, что объясняется более стремительным движением стали в патрубке. Чем больше металла за один прием засасывается в камеру, тем более эффективен весь процесс вакуумной обработки, несмотря на то, что в отдельном цикле из-за увеличения глубины ванны условия для дегазации ухудшаются.

Расчеты, выполненные Х. Кньюпелем, показали, что если в камеру попадает  $\frac{1}{6}$  всего металла из ковша, то содержание кислорода снижается с 0,025 до 0,005% за 8 мин, в то время как

при засасывании  $1/12$  металла то же конечное содержание кислорода достигается за 17,5 мин. На удаление кислорода из стали влияет и давление в вакуумной камере; целесообразно снижать давление, как только возможно. Если давление к концу первого цикла снижается до  $13 \text{ кн/м}^2$  (100 мм рт. ст.), то содержание кислорода будет на 0,002% ниже, чем если бы такое же давление достиглось к концу второго цикла. Поэтому к началу вакуумной обработки эжектор должен быть в состоянии полной готовности, а главный шибер открывают сразу. И при этом способе вакуумной обработки наилучшие результаты по раскислению достигаются при раскислении стали перед обработкой только кремнием. Конечное раскисление кремнием и алюминием проводят по ходу вакуумной обработки с промежуточными 3—4 циклами между присадками того и другого [198].

При вакуумной обработке полуспокойных сталей сначала проводили вакуумное раскисление (2—5 циклов), потом добавляли достаточное количество алюминия малыми порциями; в сталь с 0,2% С требовалось внести от 0,005 до 0,01% Al [191].

При вакуумной обработке высокоуглеродистых сталей, содержащих около 1% С, применение алюминия не дает такого эффекта, как одно раскисление в вакууме (рис. 119).

Используя раскисление металла углеродом, можно не только снизить концентрацию кислорода, но и получить сталь с низким содержанием углерода, что важно для низкоуглеродистых нелегированных сталей для глубокой вытяжки. Так, например, для получения стали с 0,04% С до вакуумирования необходимо иметь в ней 0,07% С.

В результате вакуумной обработки содержание кислорода в среднем снижается на 55—90%, при этом содержание неметаллических включений в мартеновской стали уменьшается с 0,012 до 0,006%.

Чистота стали по строчечным и по крупным включениям повышается как в низкоуглеродистых сталях, так в сталях с 0,4—0,5% С; количество мелких сульфидных включений возрастает, а крупных — убывает.

Особенно заметно уменьшается балл по оксидным строчечным включениям — с 6—7 до 4 в стали типа ШХ15.

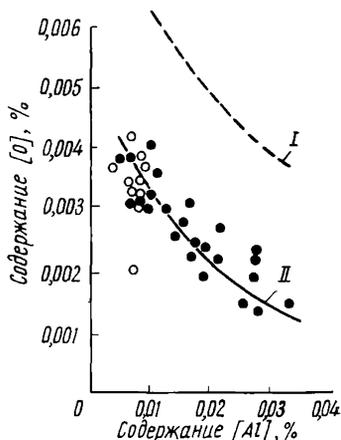


Рис. 119. Раскисление алюминием углеродистых сталей в вакууме в 100-т ковшах [192]:

○ — раскисление Al; ● — без раскисления Al; I — обычные плавки; II — плавки с вакуумной обработкой

В вакуумной стали включений не только меньше, но они более равномерно распределены по слитку, головная и донная части слитка чище чем обычно, поэтому после вакуумной обработки сокращается донная и головная обрезь [199].

В прокате обычных углеродистых и цементуемых улучшаемых сталей содержание кислорода у краев заготовки было примерно в два раза выше, чем в центре; прокат из вакуумной

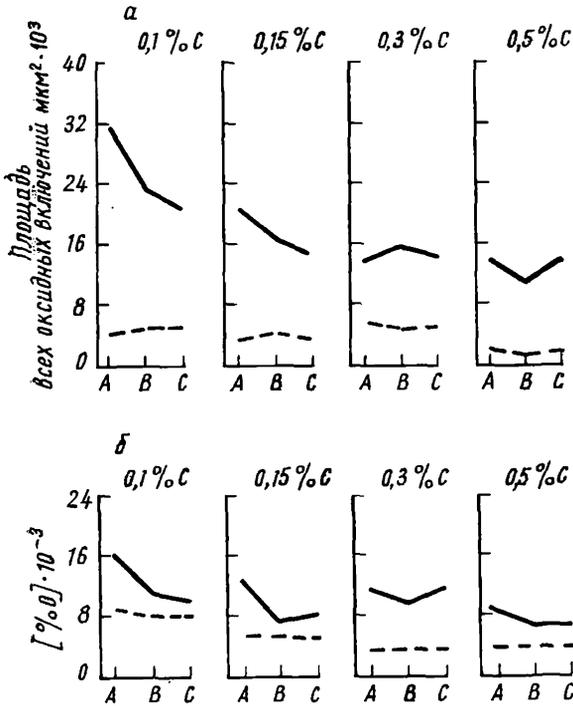


Рис. 120. Распределение кислорода (а) и окисных неметаллических включений (б) по сечению слитка, отлитого из стали, обработанной методом ДН (площадь образца, на котором подсчитывали включения,  $3,54 \text{ см}^2$ ):

А — край слитка; В — половина радиуса; С — середина;  
 — — — — — обычная сталь; - - - - - вакуумированная сталь

стали имел в центре и у края одинаковое низкое содержание кислорода вследствие равномерного распределения его по слитку (рис. 120).

Удаление водорода. Содержание водорода удавалось снизить до  $2 \text{ см}^3/100 \text{ г}$ , а азота на 25—30%, и то только при высоком его исходном содержании. Для более полного удаления водорода необходимо, чтобы давление в конце вакуумной обработки не превышало  $133 \text{ н/м}^2$  (1 мм рт. ст.). На рис. 121 показано, что содержание водорода в металле зависит от фактора ре-

циркуляции; необходимо не менее 3—4 раз пропустить металл через камеру для получения степени удаления водорода на 60—80%. Снижение содержания водорода устраняет флокеночувствительность. Для сталей 4340 и 1045 появилась возможность отказаться от длительного отжига крупных поковок, например 560 × 400 мм. Слябы из никельхромомолибденовой стали толщиной 460 мм после проката охлаждали на воздухе.

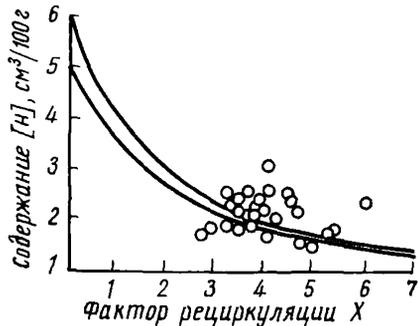


Рис. 121. Изменение содержания водорода в стали в зависимости от фактора рециркуляции в установке ДН [192]

### *Механические свойства и качество слитков и поковок*

После вакуумной обработки выравниваются свойства стали в поперечном и продольном направлении. Так, в мартеновской стали для глубокой вытяжки отношение пределов пластичности в поперечном и продольном направлениях составляло 40 : 100, в вакуумированной стали 60 : 100; в среднем пластичность ( $\delta$ ,  $\psi$ ,  $\sigma_s$ ) в поперечном направлении повысилась на 50%.

Пластичность конструкционной стали 4340 ( $\delta$ ) поперек волокон возросла с 4,5 до 6,2%.

Вакуумная обработка грубозернистых сортов нелегированной твердеющей стали повышает однородность стали по твердости, разброс твердости по Роквеллу, измеренной в девяти точках по сечению слитка, составлял для вакуумированной стали 3 единицы, а для обычной стали 15 единиц. При рассмотрении однородности стали следует учитывать, что при разливке крупных плавок размер зерна и твердость стали были одинаковыми от первого до последнего слитка и от плавки к плавке. При изготовлении труб или других сортаментов путем вытяжки вакуумная сталь меньше наклепывается, чем обычная, в некоторых случаях можно даже исключить отжиг после холодной деформации (за исключением воздушнозакаливающихся сталей). Вакуумная обработка сталей, подверженных трещинообразованию, ослабляет это свойство. После выемки из изложниц слитки не нуждаются в замедленном охлаждении для предотвращения появления внутренних трещин. Также не дает трещин и быстро охлажденный прокат из вакуумированной стали.

Вакуумная сталь лучше обрабатывается резанием. На рис. 122 показана стойкость инструмента при обработке стали с 0,35% С. Скорость резания инструмента из вакуумированной

стали на 15% выше, чем из обычной, а стойкость режущего инструмента выше на 90%.

Вакуумная обработка низкоуглеродистой стали со свариваемой усадочной раковиной повышает выход годного (табл. 36 [199]). Так как вакуумированная сталь чище, то у нее лучше заваривается усадочная раковина и головная обрезь сокращается.

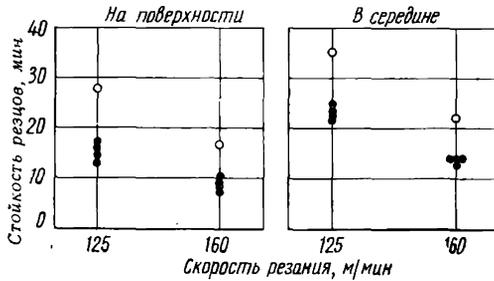


Рис. 122. Сравнение обрабатываемости резанием обычной стали и стали, вакуумированной по методу DH:

○ — вакуумированная сталь; ● — обычная сталь

Если для обычной стали глубина усадочной раковины составляла 30% от длины сляба, то для вакуумированной стали 10%. Повышается выход годного для хромистой стали с 1% Cr при ковке. Повышается плотность больших блюмов из вакуумированной стали, так как жидкий металл в головной части более интенсивно затекает в пустоты при усадке (он более жидкотекуч благодаря меньшему содержанию газов и неметаллических включений).

Таблица 36

Повышение выхода годного

Технология производства стали	Выход годного, %	Головная обрезь, %	Окалина, %	Обдирка, %	Донная обрезь, %
Обычная сталь, раскисленная Al	75—79	12—16	1	4	4
Вакуумная сталь, раскисленная Al	84—86	5—7	1	4	4
Вакуумированная сталь, полуспокойная с бором . . . . .	88—89	4—5	1	2	4

ЦИРКУЛЯЦИОННОЕ ВАКУУМИРОВАНИЕ (RH) \*

Схема установки, работающей по этому методу, показана на рис. 123.

Жидкая сталь из разливочного ковша по всасывающей трубе поднимается в вакуумную камеру, подвергается воздействию

\* Метод Ruhrstahl — Heraus (Руршталь — Хереус).

низкого давления и стекает по второй трубе в ковш. Подъем стали в трубе происходит в результате эжектирующего действия нейтрального газа, который вводят в сталь в подъемной трубе. Преимущества этого метода заключаются в малом объеме камеры, оперативности, в возможности подогрева металла при вакуумной обработке больших масс стали. Отрицательной стороной процесса является низкая стойкость огнеупорных материалов в трубке.

Перед началом работы трубы закрывают алюминиевыми прокладками, а в камере создают вакуум. При погружении труб металл прожигает алюминиевые прокладки и засасывается в камеру на высоту 1,4 м. В нижней части всасывающей трубы имеется ввод для газа. Газ (аргон) попадает в сталь, расширяется и поток газовых пузырей устремляется в сторону вакуумной камеры. По мере всплывания пузыри увеличиваются в объеме, что создает направленный поток стали. Сталь поднимается по одной трубе, вакуумируется и по другой трубе сливается в ковш. Количество газа, необходимого для циркуляции, невелико и составляет 5—10% от общего количества газа, выделяющегося из стали в результате вакуумной обработки.

Скорость подъема стали в трубе достигает 5 м/сек, втекающая в камеру струя фонтанирует на высоту до 1 м. В сливной трубе металл движется под действием ферростатического напора, создаваемого разностью уровней стали в камере и в ковше и благодаря тому, что дно камеры наклонное. Если разность уровней стали в камере составляет 50 мм, то скорость движения в сливной трубе равна 1 м/сек. Благодаря динамическому напору струя стали, попадая в ковш, достигает его дна, создавая хорошее перемешивание. Разбрызгивание стали в вакуумной камере и образование пузырей аргона увеличивают поверхность раздела металл — газ, что благоприятствует выделению из металла газов.

Вакуумная камера состоит из цилиндрического стального корпуса, свода и днища. К днищу приварены два патрубка с

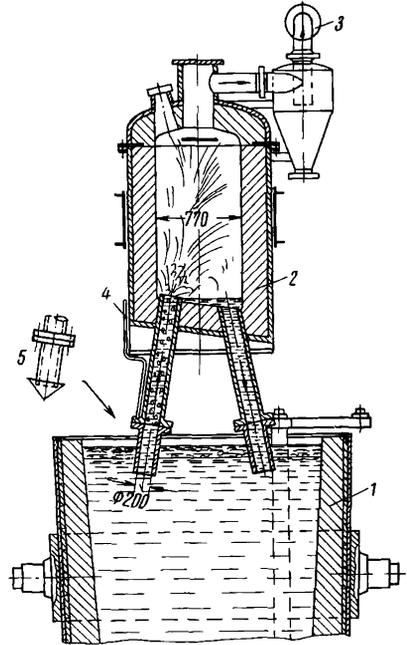


Рис. 123. Схема установки циркуляционного вакуумирования (RH):  
1 — ковш; 2 — вакуумная камера; 3 — вакуумпровод; 4 — подвод аргона; 5 — наконечники труб

фланцами, к которым подсоединяются стальные наконечники, погружаемые в металл. От свода камеры отходит трубопровод к вакуумной системе. Имеется смотровое устройство и дозаторы для присадки легирующих. Камера и трубы футерованы огнеупорным кирпичом. В верхней части камеры расположен экран, предохраняющий трубопровод от брызг. Объем камеры невелик — около 1—2 м<sup>3</sup> при внутреннем диаметре 0,7—1,0 м и высоте до 5 м. К стальным наконечникам внизу прикреплены через вакуумплотное соединение огнеупорные трубы. Диаметр труб определяется желательной скоростью вакуумной обработки. При скорости обработки 15 т/мин диаметр всасывающей

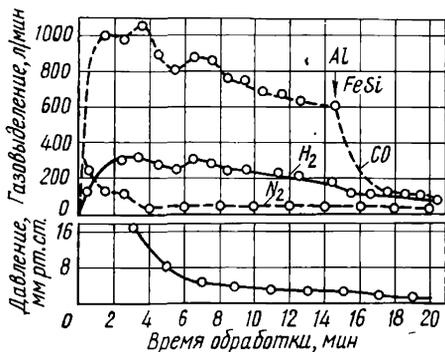


Рис. 124. Понижение давления в камере установки РН по ходу вакуумной обработки и газовыделение из стали 25СгМо4

трубы 250 мм, при 30 т/мин — 330 мм. Обычно сливная труба расположена вертикально, а всасывающая — под углом 10°. Это сделано для того, чтобы вытекающий металл достигал дна ковша, а во всасывающую трубу не захватывался бы только что вытекший из камеры металл. Дегазированная и недегазированная сталь отличаются по своему удельному весу, однако смешивания только вследствие разности удельных весов еще недостаточно и приходится принимать во внимание и смешивание от циркуляции. Поэтому при скорости 20 т/мин, при обработке 100-т ковша требуется 20—30 мин на дегазацию. В месте подсоединения огнеупорных труб подводится газ для циркуляции через кольцо диффузора с 10—15 отверстиями диаметром по 3 мм. Расход аргона 3,5—6 л/т; по другим данным, при скорости циркуляции 14—21 т/мин он составляет 10—28 л/т. На концы труб надевают металлические конусные чехлы для отгона шлака и помещают в центре трубы деревянную пробку, которая, сгорая, не пропускает шлак. Глубина погружения труб в металл должна быть такой, чтобы подина камеры была покрыта слоем металла толщиной 200 мм. Подачу аргона начинают до погружения труб, чтобы не образовывались настлы металла.

По ходу вакуумной обработки давление в камере постепенно снижается (рис. 124).

Камера может располагаться на консоли с поворотным устройством, позволяющим отводить ее в сторону для установки и съема ковша со стенда. Во время вакуумной обработки температура жидкого металла снижается на 30—40° С; непрерывный

контроль температуры металла в ковше позволяет во время прерывать вакуумирование и начинать разливку. Чтобы уменьшить потери тепла, камеру перед вакуумированием прогревают или перегревают сталь перед выпуском из печи. Предварительный подогрев камеры уменьшает падение температуры до  $5^\circ/\text{мин}$  при обработке 70-т плавок и до  $3^\circ/\text{мин}$  при обработке 150-т плавок [200].

Для предварительного подогрева можно подавать горючий газ по одной трубе, а продукты сгорания отводить по другой.

На некоторых установках циркуляционного вакуумирования применяют индукционный подогрев металла, для чего вокруг сливной трубы устанавливают индуктор. Мощность индуктора 2000—5000 *кв*. В установке фирмы Стокс (США) при обработке 400-т ковшей индукционный подогрев осуществляют на обеих трубах, причем на всасывающей трубе индуктор является также и магнитным насосом, что позволило отказаться от применения газа для циркуляции. Газ используют только для продувки металла — кислород для обезуглероживания и четыреххлористый углерод для удаления водорода. Однако, несмотря на принимаемые меры по компенсации тепловых потерь, во время циркуляционной вакуумной обработки в камере накапливается скрапина металла, поэтому время от времени камеру необходимо вскрывать и очищать ее от настилей.

На заводе фирмы Бетлехем стил этот метод применяют для обработки стали непосредственно в печи емкостью 65 т (рис. 125). Камера имеет стальной корпус толщиной 25 мм; снизу она закрыта футерованным экраном. Свод-экран опирается на стены печи. Две трубы установки имеют длину 700 мм и внешний диаметр 460 мм. Камера расширяется кверху от диаметра 740 до 1800 мм, высота от подины до свода 3,8 м.

### Футеровка камеры

При циркуляционном вакуумировании служба огнеупоров имеет первостепенное значение. Для футеровки камер используют магнетитовые или высокоглиноземистые огнеупоры.]

Так, например, на заводе Билстон айрон энд стил (Англия) камера общей высотой 5 м до отметки 3,6 м футерована высоко-

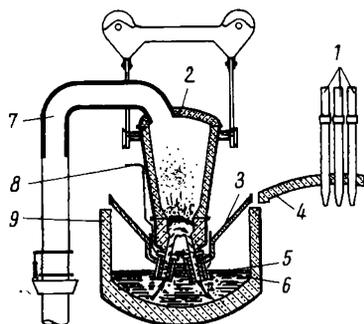


Рис. 125. Схема вакуумирования металла по методу RH в электродуговой печи [196]:

1 — электроды; 2 — вакуумная камера; 3 — экран; 4 — печной свод; 5 — шлак; 6 — металл; 7 — вакуумпровод; 8 — подача аргона; 9 — электрод

глиноземистым кирпичом (85%  $Al_2O_3$ ), а верх кирпичом с 35%  $Al_2O_3$ ; верхняя часть стен имеет стойкость 100 плавов, а низ — 40 плавов. Стены камеры компании Бетлехем стил (США) футерованы магнезитовым кирпичом (75 мм) и спеченной массой, содержащей 60% окиси магния (340 мм); свод камеры защищен глиноземистым огнеупорным кирпичом (96%  $Al_2O_3$ ).

Верхняя часть камеры одной из японских установок футерована литыми шамотными изделиями, которые выдерживали до 300 плавов, а стена и подина набраны из специально отожженного корундового кирпича.

Неплохую стойкость имеет футеровка верхней части стен или даже всей камеры из магнезитохромитового кирпича.

По данным различных фирм, стойкость подины колеблется от 40—50 до 100 плавов, стен — от 100 до 200 плавов, свода — от 100 до 125 плавов.

↓ Плохо отражается на стойкости футеровки подогрев ее газом, так как окислительные условия способствуют образованию закиси железа, разрушающей огнеупорную кладку. ↓

В более тяжелых условиях работает футеровка труб, испытывающая эрозионное разрушение потоком горячей стали.

Камера фирмы Билстон айрон энд стил имеет трубы с внутренним диаметром 200 мм, футерованные высокоглиноземистым кирпичом (85%  $Al_2O_3$ ). Наконечники труб обмазывают пастой, состоящей на 93% из  $Al_2O_3$  (или наносят эту пасту методом литья), которую затем сушат на воздухе и спекают при 400° С. Изнутри их набивают массой с 83%  $Al_2O_3$ .

В других установках трубы изнутри оклеены 6-мм слоем термостойкой бумаги, затем идет спеченный слой массы толщиной 12,5 мм и, наконец, глиноземистые кирпичи (90%  $Al_2O_3$ ) толщиной 112 мм (внутренний диаметр канала — не менее 200 мм). Снаружи трубы также обернуты слоем бумаги и обмазаны пастой, состоящей на 75% из  $Al_2O_3$  (слой толщиной 75 мм). Стойкость труб 25—40 плавов.

Внимание должно уделяться не только футеровке камеры, но и стойкости стопорных катушек в ковше.

↓ При вакуумировании этим способом, так же как и при порционном вакуумировании, проблемой является стойкость самого стопора в ковше. Во время вакуумной обработки в течение 15—20 мин в горячем металле стопор прогревается выше допустимого предела. Поэтому повсеместно при вакуумировании для набора стопоров употребляют огнеупорные катушки большого диаметра. ↓

*Удаление кислорода, очищение от неметаллических включений*

↓ Снижение содержания кислорода при циркуляционной обработке зависит от метода выплавки и от способа предварительного раскисления.

При вакуумной обработке стали, выплавленной в электропечи под карбидным шлаком, содержание кислорода снижается на 40—50%, а под белым шлаком — на 20—30%; в полуспокойных сталях концентрация кислорода уменьшается на 50—80%, в шарикоподшипниковой стали — с 0,0025—0,0083 до 0,0029%.

Раскисление стали перед дегазацией на заводе Билстон в Англии показало, что конечное содержание кислорода ниже в случае вакуумирования раскисленной стали — содержание кис-

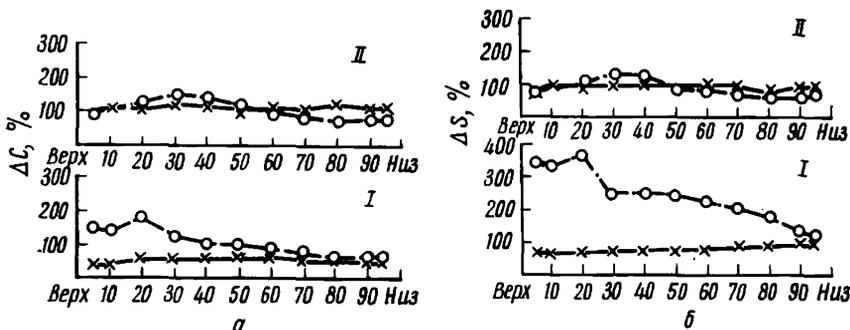


Рис. 126. Распределение (а) углерода и (б) серы в слитке вакуумированной стали ( $\Delta C$  и  $\Delta S$  степень сегрегации =  $\frac{\text{концентрация элемента в слитке в данной точке}}{\text{концентрация в ковше}} \cdot 100$ );

I — обычный слиток; II — вакуумный слиток кипящей стали

лорода уменьшается с 0,01 до 0,0047% (в нераскисленной стали — с 0,0192 до 0,0090%).

Однако имеются сообщения, что содержание кислорода перед вакуумной обработкой должно быть средним, сталь должна быть полуспокойной.

Циркуляционное вакуумирование позволяет получать из кипящей стали спокойную без присадки раскислителей. Слитки вакуумированной стали имеют усадочную раковину, характерную для спокойной стали; в структуре почти отсутствует зона сегрегации, характерная для кипящей стали. В центральной зоне значительно более равномерно распределены сера и углерод (рис. 126). Это особенно важно при производстве листов с гладкой поверхностью для автомобильной промышленности и для эмалирования.

Наиболее серьезным дефектом при производстве стали, раскисленной алюминием, являются поверхностные дефекты, обусловленные наличием глиноземистых включений. При вводе алюминия в дегазированную сталь в конце вакуумирования чистота поверхности значительно выше (только 1—2% листов имели брак по выходу неметаллических включений на поверхность; при этом твердость несколько снизилась, в то время как относи-

тельное удлинение и пластичность по Эриксену возросли). Вакуумированная сталь для эмалирования совершенно не имела дефектов типа рыбьей чешуи.

Как известно, при ~~любой~~ вакуумной обработке происходит не только раскисление металла, но и восстановление окислов из шлака, уменьшается количество закиси железа. При циркуляционной вакуумной обработке слой шлака в ковше остается неподвижным, только при введении наконечников происходит некоторое его перемешивание, а потом корка шлака прочно закрывает металл, поэтому шлак мало участвует в вакуумном процессе и эффективность дегазации стали повышается. При этом способе вакуумной обработки удобно проводить легирование и раскисление металла. Скорость введения легирующих на установке для обработки 100-т ковшей может достигать 400 кг/мин, если их вводят в гранулированном виде.

~~Рекомендуется~~ присаживать легирующие в ковш, а не в камеру, чтобы избежать разрушения футеровки. При использовании раскислителей необходимо учитывать содержание кислорода в них. При слишком поздней присадке раскислителей неметаллические включения могут не успеть всплыть. Так, доменный ферромарганец следует вводить обязательно до вакуумной обработки в связи с высоким содержанием в нем газа: 0,02—0,1% O и до 30 см<sup>3</sup>/100 г N.

При циркуляционном вакуумировании так же, как и при вакуумировании другими методами, значительно снижается содержание водорода. Выделение водорода из спокойной стали зависит от количества подаваемого аргона — чем больше аргона подается, тем больше водорода удаляется.

На заводе Руршталъ этим методом обрабатывают марганцовистые, хромистые, хромомолибденовые и хромоникельмолибденовые стали из 30-т и 100-т дуговых печей. В 95% всех плавок содержание водорода снижается ниже 2 см<sup>3</sup>/100 г.

Снижение содержания водорода ниже 2—3 см<sup>3</sup>/100 г позволяет поковки сечением до 500 мм выдерживать послековки на воздухе; для более крупных поковок время отжига сокращается на 70%. Например, для поковок для изделий диаметром около 2 м время отжига сокращается со 164 суток до 58.

На заводе в Билстоне (Англия) из большей части спокойной стали после вакуумной обработки отливают слитки массой до 5,5 т для пильгерной прокатки труб. Поскольку потери металла уменьшились с 3,5 до 2,9%, то увеличился выход годного при производстве труб (это объясняется измельчением включений, которые перестали портить поверхность слитков). Дегазация позволила отказаться от операции дрессировки стали при производстве труб.

После вакуумной обработки усталостная стойкость контактных поверхностей роликовых подшипников возросла на 250%, уменьшился преждевременный износ, возросла надежность.

Сталь AMS 6304CrMoV для дисков компрессоров реактивных самолетов после вакуумной обработки при нагрузке  $63 \text{ кг/мм}^2$  и  $525^\circ \text{C}$  для гладких образцов должна иметь стойкость 20 ч и для надрезанного образца — 30 ч; вакуумированная сталь имеет стойкость 80 ч. Штампы из вакуумированной стали выдерживают на 24,7% больше поковок, чем штампы из обычной стали.

Сталь для нитрирования, содержащая 0,95—1,30% Al, стала чище; до вакуумирования отбраковка готовых изделий — шестерен и валов — по дефектам в критических местах была высокой, после вакуумирования количество и длина волосовин сократились в несколько раз.

### ИЗМЕНЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОЦЕССА

В результате широкого распространения различных способов вакуумной обработки стали во многих сталеплавильных цехах с целью повышения эффективности вакуумной обработки, с одной стороны, и повышения производительности сталеплавильных агрегатов и снижения себестоимости стали — с другой, изменили технологию выплавки стали. Вакуумная обработка включается теперь в технологию производства стали как составной ее элемент.

В связи с тем что наиболее эффективной является вакуумная обработка нераскисленной или полураскисленной стали, можно проводить плавку в электропечи не с двумя шлаками, а с одним, что значительно повышает производительность дуговой печи; при этом можно значительно сократить восстановительный период плавки или совсем отказаться от него.

На заводе в Падерверке, после того как сталь для УНРС стали обрабатывать в вакууме методом ДН, отказались от работы с двумя шлаками и период рафинировки сократили на 30%. При этом чистота листа для сварных труб повысилась на 50%, содержание азота в результате сокращения восстановительного периода уменьшилось с 0,01 до 0,006%, а продолжительность плавки в 20-т печи сократилась до 85 мин.

Однако при сокращении восстановительного периода необходимо обратить особое внимание на содержание серы. Высказывается мнение [201], что содержание марганца в стали можно уменьшить, что должно привести к получению стали, более чистой по сере.

Г. Н. Ойкс считает, что основным вопросом при вакуумной обработке нераскисленной шарикоподшипниковой стали должен быть вопрос о том, какой степени раскисленности должен быть металл. В результате вакуумирования стали, выпущенной под шлаком, содержащим более 2,5—3,0% FeO, получали металл чище обычного, но с более высоким баллом по сульфидам. В стали, выплавленной на отходах, концентрация серы была

ниже, но так как металл получался частично раскисленным, то кипение в вакууме было неактивным. Чтобы увеличить окислен-

боксит, что повысило содержание закиси железа до 2,5—3,5%. После вакуумной обработки сталь содержала меньше оксидов и глобулей; включения в основном были мелкими. Брак стали по оксидам с баллом 2,5 и выше снизился с 6,7 до 5,6%, по сульфидам — с 4,1 до 0,8 и глобулям с 2,1 до 1,5% [202].

Описывается следующая технология выплавки беспокойных сталей, предназначенных для вакуумирования: после обезуглероживания в окислительный период последующего раскисления не проводили, а необходимые раскислители присаживали по ходу вакуумной обработки; сталь выпускали из печи под окислительным шлаком с содержанием кремния около 0,02%.

Весьма перспективным является применение вакуумной обработки в производстве кипящих сталей.

При выплавке кипящей стали для получения слитков с хорошей структурой требуется вводить в сталь марганец и кремний, чтобы она содержала определенные концентрации кислорода и углерода, необходимые для получения слитка с корочкой нужной толщины. Вакуумная обработка позволяет почти полностью раскислять эти стали только углеродом и расходовать значительно меньшие порции раскислителей после или по ходу вакуумной обработки для окончательной корректировки содержания кислорода. Листы из кипящей стали марки ГВ, подвергнутой вакуумной обработке, имели меньше внутренних и поверхностных дефектов и их переназначали на марку ОГВ.

Как известно, преимуществом кипящей стали является более высокий выход годного из слитка, но это преимущество теряется при разливке на УНРС, так как на УНРС и из спокойной стали может быть получен выход годного до 95%. Поэтому желательно на УНРС разливать спокойную сталь, но сталь с присадкой Mn, Si и Al не пригодна для изготовления многих изделий глубокой вытяжкой и желательно для УНРС применять низкоуглеродистую спокойную сталь с малым содержанием раскислителей.

Такую сталь можно получить в результате вакуумной обработки.

Вопреки большинству исследователей, только Р. Парки делает заключение, что сталь получается наиболее чистой при присадке всех раскислителей в печь. Правда, и он оговаривается, что поскольку раскисленная сталь весьма слабо кипит в вакууме, то выделения водорода почти не происходит и поэтому для флокеночувствительных сталей необходимо раскисление алюминием проводить уже по ходу вакуумной обработки. По данным Дж. Хорнак, при вакуумировании раскисленной стали содержание водорода снижалось до  $1 \text{ см}^3/100 \text{ г}$  при давлении в камере  $15 \text{ н/м}^2$  (0,5 мм рт. ст.); при вакуумировании нераскисленной

стали такое же содержание водорода получали при давлении  $650 \text{ н/м}^2$  (5 мм рт. ст.).

---

альных сталей позволяет перенести операций по легированию металла из печи в ковш или в вакуумную камеру.

Леглирующие, присаживаемые после вакуумной обработки или во время нее равномерно распределяются в ванне. Легирование во время или после вакуумной обработки имеет следующие преимущества перед обычным процессом:

1) можно расширить сортамент металла, выплавляемого в обычных сталеплавильных агрегатах;

2) более точно регулируется состав металла; в тех случаях, когда состав стали во время выпуска из печи отличается от заданного, его можно откорректировать, поэтому повышается производительность сталеплавильных печей, сокращается число контрольных проб металла;

3) повышается усвоение окисляющих добавок;

4) можно добавлять малые количества элементов, например алюминия при выплавке стали ГВ; в обычных условиях присаживают алюминия больше, чем нужно для страховки, что отражается на качестве поверхности слябов (повышаются расходы по их зачистке); можно вводить малые количества титана, бора, ниобия, ванадия.

Вакуумная обработка позволяет работать по точной программе, и сталеплавильный процесс становится управляемым, не зависящим от субъективного подхода.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Мармер Э. Н., Ферштер Л. М. Расчет и проектирование вакуумных систем электропечей. Госэнергоиздат, 1960.
2. Джонс У. В кн. «Вакуумная металлургия» под ред. Р. Ф. Бунша. Пер. с англ. под ред. А. М. Самарина. ИЛ, 1959, стр. 123—134.
3. Цейтлин А. Б. В сб. «Вакуумная металлургия», под ред. А. М. Самарина. Металлургиздат, 1962, стр. 350—389.
4. Востров Г. А., Розанов Л. Н. Вакуумметры. Изд-во «Машиностроение», 1967.
5. Григорьев А. М. В сб. «Вакуумная металлургия», под ред. А. М. Самарина. Металлургиздат, 1962, стр. 424—450.
6. Ланис В. А., Левина В. Е. Техника вакуумных испытаний. Госэнергоиздат, 1963.
7. Самарин А. М. В сб. «Вакуумная металлургия». Металлургиздат, 1962, стр. 267—289.
8. Лиичевский Б. В., Соболевский А. Л. Изв. вузов. Черная металлургия, 1968, № 11.
9. Samarin A. M., Karasew R. A. Fifth National Vacuum Symposium, Trans. Pergamon Press, 1958.
10. Филипп Г. И. и др. В сб. «Процессы восстановления и плавления железа». Изд-во «Наука», 1965, стр. 87—96.
11. Бурцев В. Т. и др. Изв. АН СССР, Металлы, 1965, № 1, стр. 55.
12. Сапиро С. И. ЖФХ, 1959, т. 33, стр. 688.
13. Есин О. А., Гельд П. В. Физическая химия пирометаллургических процессов. Изд-во «Металлургия», 1966.
14. Tieberg L. Jernkontorets. ann., 1960, 144, № 10, p. 771.
15. Андреев И. А. Труды ЦНИИ НКТП, 1945, № 2—3, стр. 17.
16. Vallet P. Iron and Steel, 1955, v. 28, p. 463.
17. Шалимов Ал. Г. и др. Изв. АН СССР, Металлургия и горное дело, 1964, № 5, стр. 35.
18. Venpet H. J. J. Iron and Steel Inst., 1960, v. 195, № 2, p. 174.
19. Николаев Б. Д. и др. Изв. вузов. Черная металлургия, 1966, № 5, стр. 61.
20. Николаев Б. Д. и др. Изв. вузов. Черная металлургия, 1966, № 5, стр. 51.
21. Лиичевский Б. В., Самарин А. М. Изв. АН СССР, ОТН, 1957, № 2, стр. 9.
22. Сүй Цзен-цзи и др. Изв. АН СССР, ОТН, Металлургия и топливо, 1961, № 1, 50.
23. Чимпан Дж., Эллиот Дж. В сб. «Производство стали в электропечах». Пер. с англ. под ред. В. А. Григоряна. Изд-во «Металлургия», 1965, стр. 92—166.
24. Поляков А. Ю. В сб. «Вакуумная металлургия», под ред. А. М. Самарина. Металлургиздат, 1962, стр. 7—75.
25. Лиичевский Б. В., Самарин А. М. Изв. АН СССР, ОТН, 1953, № 5.

26. Вишкарев А. Ф., Кондаков В. В. В сб. «Применение вакуума в металлургии». Изд-во АН СССР, 1960, стр. 230—242.
27. Филиппычева М. М. В сб. «Применение вакуума в металлургии». Изд-во АН СССР, 1960, стр. 60—62.
28. Fischer W. A. Arch. Eisenhüttenwesen, 1960, v. 31, № 1, p. 1.
29. Кузнецов В. М., Самарин А. М. В сб. «Физико-химические основы производства стали». Изд-во АН СССР, 1961, с. 11.
30. Meadowcroft T. R. Metal Ind., 1966, v. 33, № 8, p. 1485.
31. Pfeiffer A., Z. Metallkunde, 1958, № 9, S. 455.
32. Brotzmann K. Arch. Eisenhüttenwesen, 1960, Bd. 31, № 2, S. 67.
33. Knüppel H., Oeters F. Arch. Eisenhüttenwesen, 1962, Bd. 33, № 11, S. 729.
34. Parlee N. A.; El-Taieb N. M. Trans. AIME, 1967, v. 239, № 9, p. 1345.
35. Морозов А. Н. Водород и азот в стали. Изд-во «Металлургия», 1968.
36. Левин Е. С. и др. Изв. вузов. Черная металлургия, 1963, № 6, стр. 58.
37. Емяшев А. В. и др. Сталь, 1963, № 11, стр. 999.
38. Pehlke R. D., Elliott J. F. Trans. AIME, 1960, v. 218, p. 1088.
39. Курочкин К. Т. и др. ДАН СССР, ОТН, 1952, 384, № 2, стр. 329.
40. Schenck H. u. a. Arch. Eisenhüttenwesen, 1959, Bd. 30, S. 533.
41. Шалимов Ал. Г. и др. В сб. трудов ЦНИИЧМ, вып. 56. Изд-во «Металлургия», 1967, с. 72.
42. Fischer W. A. Arch. Eisenhüttenwesen, 1960, Bd. 31, № 1, S. 1.
43. Fischer W. A., Hofmann A. Arch. Eisenhüttenwesen, 1960, Bd. 31, № 7, S. 411.
44. Бурцев В. Т. и др. В сб. «Применение вакуума в металлургии». Изд-во АН СССР, 1960, с. 223.
45. Ward R. G., Hall R. J. Iron Steel Inst., 1960, v. 195, p. 75.
46. Черняков В. М., Самарин А. М. Изв. вузов. Черная металлургия, 1960, № 11, с. 32.
47. Линчевский Б. В. Изв. АН СССР, ОТН, Металлургия и горное дело, 1963, № 2, с. 28.
48. Lux B., Kurz W. Giessereitechnik, 1967, Bd. 19, № 1, S. 43.
49. Ward R. G. J. Iron Steel Inst., 1963, v. 201, № 1, p. 11.
50. Аитипов В. М., Окороков Г. Н. Изв. АН СССР, Металлы, 1967, № 6, стр. 38.
51. Reichert K. Tech. Rundschau, 1963, Bd. 55, № 30, S. 17.
52. Поташников М. Д. В сб. «Применение вакуума в металлургии». Изд-во АН СССР, 1963, стр. 22.
53. Фролов А. В., Гречи В. П. Сталь, 1960, № 6, стр. 47.
54. Köthemann K. H. u. a. Arch. Eisenhüttenwesen, 1956, Bd. 26, S. 563.
55. Renkey A., Mcswalter H. G. J. Metals, 1965, v. 17, № 7, p. 678.
56. Leinbach R. C., Hamjian H. J. J. Metals, 1966, v. 18, № 2, p. 219.
57. Child H. C., Harris G. T. Blast Furnace and Steel Plant, 1959, v. 47, № 3, p. 281.
58. Бармотин И. П. и др. Огнеупоры, 1967, № 1, стр. 11.
59. Hadley R. L., Bianchi L. M. Vacuum Metallurgy Symp., Electrochem. Soc., 1954, № 1—7, p. 106.
60. Moore W. F. J. Metals, 1963, v. 15, № 12, p. 918.
61. Левин Е. С. и др. Изв. вузов. Черная металлургия, 1963, № 12, стр. 38.
62. Шалимов Ал. Г. Труды ЦНИИЧМ, вып. 55. Изд-во «Металлургия», 1967, стр. 93.
63. Волков С. Е. и др. Сталь, 1965, № 2, стр. 129.
64. Шалимов Ал. Г. и др. Изв. вузов. Черная металлургия, 1967, № 9, стр. 48.
65. Metallurgia, 1959, v. 60, № 361, p. 204.
66. Stawicki W. Giesserei, 1966, Bd. 53, № 8, S. 229.
67. Бокшицкий Я. М. и др. Сталь, 1958, № 6, стр. 521.
68. Линчевский Б. В., Самарин А. М. В сб. «Применение вакуума в металлургии». Изд-во АН СССР, 1960, стр. 45.
69. Berwick J. D. G. Metallurgia, 1966, Bd. 73, № 439, p. 218.

70. Moore J. H. Third Nat. Sympos. Vacuum Technology, 1956, p. 202.
71. Binder W. O. a. o. Trans. ASM, 1951, v. 43, p. 95.
72. Spindelov H. R. e. a. Vacuum Metallurgy Symp., Boston, 1955, p. 160.
73. Кашин В. И., Самарин А. М. Изв. АН СССР, ОТН, Metallurgy и топливо, 1959, № 3, стр. 29.
74. Амоненко В. М. и др. В сб. «Применение вакуума в металлургии». Изд-во АН СССР, 1963, стр. 61.
75. Nabraker L. Vacuum, 1960, v. 10, № 6, p. 412.
76. Гариык Г. А. и др. В сб. «Применение вакуума в металлургии». Изд-во АН СССР, 1963, стр. 27.
77. Горлач И. А. и др. Труды Уральского НИИЧермет, 1963, вып. 2, стр. 219.
78. Красных В. И., Соколов В. И. Сталь, 1965, № 3, с. 236.
79. Fischer W. A., Hoffmann A. Stahl u. Eisen, 1960, Bd. 80, № 22, S. 1497.
80. Джоис А. В сб. «Вакуумная металлургия». Пер. с англ. под ред. А. М. Самарина. ИЛ, 1959, с. 123.
81. Oelsen K. M. Metal Progr., 1957, № 9, p. 105.
82. Child H. C., Harris G. T. Blast Furnace a. Steel Plant, 1959, v. 47, № 4, p. 384.
83. Child H. C., Harris G. J. Blast Furnace a. Steel Plant, 1959, v. 47, № 3, p. 281.
84. Lamphier V. T. Metal Progr., 1966, v. 90, № 8, p. 91.
85. Post C. V., Leinbach R. C., Industr. heat, 1965, v. 32, № 11, p. 2185.
86. Daruga F. N. J. Iron and Steel Inst., 1959, v. 190, № 3, p. 266.
87. Полин И. В. В сб. «Металлургия», вып. 2, Судпромгиз, 1959, стр. 188.
88. Смелянский М. Я., Бояршинов В. А. и др. Дуговые вакуумные печи и электронные плавильные установки. Metallurgizdat, 1962.
89. Белячиков Л. Н. и др. Изв. вузов. Черная металлургия, 1960, № 2, стр. 32.
90. Смелянский М. Я., Гутермаи К. Д. Рабочий процесс и расчет вакуумных дуговых печей. Госэнергоиздат, 1962.
91. Хвошинский А. В., Розенцвейг В. С. Сталь, 1966, № 11, стр. 1002.
92. Изакои-Демидов Ю. А., Рабинович В. А. Электротермия, 1967, вып. 50, стр. 27.
93. Scheidia H. Trans. 7th Vac. met. conf., 1964, N-Y., p. 399.
94. Окороков Г. Н. и др. Сталь, 1963, № 1, стр. 30.
95. Ирини А. М., Гречин В. П. Сталь, 1963, № 12, стр. 1091.
96. Вульфович М. С. и др. Metallurg, 1967, № 5, стр. 19.
97. Каравашкин Б. К., Баев И. А. Труды Челябинского НИИМ, 1966, вып. 8, с. 208.
98. Bungardt K., Trömel K. Arch. Eisenhüttenwesen, 1964, Bd. 35, № 8, S. 725.
99. Белячиков Л. И. и др. Изв. вузов. Черная металлургия, 1960, № 2, стр. 39.
100. Busby P. E. Trans. Vacuum Met. Conf., 1964, N-Y., p. 380.
101. Роменец В. А. и др. Исследование эффективности стадеплавильных процессов (МИС). Сборник научных трудов, вып. 44, Изд-во «Металлургия», 1967, с. 353.
102. Cooper D. E. J. Metals, 1965, v. 17, № 12, p. 1368.
103. Hornbraker R. W., Sieckman W. Trans. Vac. Met. Conf., 1965, p. 318.
104. Неуструев А. А., Ходоровский Г. Л. Вакуумные гарнисажные печи. Изд-во «Металлургия», 1967.
105. Sprenger F., Persson G. Stahl u. Eisen, 1962, Bd. 82, № 16, S. 1099.
106. Хасин Г. А. и др. Изв. вузов. Черная металлургия, 1965, № 1, с. 43.
107. Швед Ф. И. и др. Сталь, 1964, № 9, с. 809.
108. Приданцев М. В. и др. Изв. АН СССР. Металлургия и горное дело, 1964, № 6, стр. 81.
109. Gould G. C. Trans. AIME, 1965, v. 233, № 7, p. 1345.
110. Peter W., Spitzer H. Stahl u. Eisen, 1962, Bd. 82, № 19, S. 1287.

111. Долинин Д. П. и др. Изв. вузов. Черная металлургия, 1965, № 12, с. 57.
112. Nishihara M. Tetsu to hagane overseas, 1963, v. 3, № 3, p. 190.
113. Окороков Г. Н. Вакуумная металлургия. Под ред. А. М. Самарина, Металлургиздат, 1962, стр. 206—241.
114. Jagi Y. Trans. 8th Vac. Met. Conf., 1965, N-Y., p. 326.
115. Peter W., Spitzer H. Stahl u. Eisen, 1966, Bd. 86, № 21, S. 1383.
116. Хасии Г. А. и др. Сталь, 1967, № 8, с. 710.
117. Brandt H. G. Stahl u. Eisen, 1963, Bd. 83, № 1, S. 30.
118. Gervais A. Metallurgie et constr. mec., 1966, v. 98, № 3, p. 171.
119. Barraclough K. C. Steel Times, 1964, v. 188, № 4992, p. 376.
120. Привалов И. Т. и др. Сталь, 1967, № 7, стр. 610.
121. Busby P. E. Trans. 7th Vacuum Met. Conf., N.-Y., 1964, p. 380.
122. Scholz K. Industrieblatt. 1960, Bd. 60, № 10, S. 623.
123. Peter W., Spitzer H. VDI—Zeitsch., 1964, 106, № 31, 81564.
124. Bungardt K., Folmer H. Stahl u. Eisen, 1962, Bd. 82, № 7, S. 401.
125. Durkacz W. W. Metal Progr., 1961, 79, № 5, p. 65.
126. Fiedler H., Scharf G. Freiburger Forschungsh., 1967, Bd. 126, S. 31.
127. M. von Ardenne u. a. Neue Hütte, 1963, Bd. 8, № 1, S. 21.
128. M. von Ardenne u. a. Freiburger Forschungsh., 1966, Bd. 122, S. 57.
129. Hensel A. Freiburger Forschungsh., 1966, Bd. 122, S. 37.
130. Gruber H. Trans. Vac. Met. Conf., N.-Y., 1962, p. 68.
131. M. von Ardenne, Förster H. Neue Hütte, 1963, Bd. 8, № 6, S. 312.
132. Thiel H., Schulz W. D., Wilde E. Neue Hütte, 1967, Bd. 12, № 5, S. 269.
133. Будзинский О. З., Ефимов В. Е. Электротермия, 1967, № 56, стр. 20.
134. Юнаков В. М. и др. Бюллетень ЦИИНЧМ, 1966, № 22, стр. 57.
135. Юнаков В. М. и др. Сталь, 1967, № 7, стр. 606.
136. Scharf G. u. a. Neue Hütte, 1968, Bd. 11, № 1, S. 19.
137. Iron Steel Eng., 1966, v. 3, № 5, p. 147.
138. Гуттерман К. Д. и др. Электротермия, 1964, вып. 40, стр. 6.
139. Smith H. R. Trans. Vacuum Met. Conf., 1962, p. 95.
140. Miller G. L. Iron a. Steel, 1963, v. 36, № 1, p. 2.
141. Thield H. u. a. Neue Hütte, 1963, Bd. 8, № 6, S. 318.
142. Ефименко Ю. М. и др. Сталь, 1966, № 3, стр. 230.
143. Tauschner H., Fleischer H. Neue Hütte, 1963, Bd. 8, № 6, S. 326.
144. Weiss C., Scharf G. Technik, 1966, Bd. 21, № 5, S. 314.
145. Fiedler H., Spies H. J. Freiburger Forschungsh., 1967, Bd. 126, S. 153.
146. Weiss C. u. a. Freiburger Forschungsh., 1967, Bd. 126, S. 183.
147. Metallkunde, 1964, Bd. 55, № 11, S. 674.
148. Förster H. Freiburger Forschungsh., 1967, Bd. 126, S. 41.
149. Ogiermann G. Arch. Eisenhüttenwesen, 1965, Bd. 36, № 6, S. 423.
150. Lindner E. u. a. Neue Hütte, 1967, Bd. 13, № 8, S. 76.
151. Sprenger F. Elektrowärme, 1966, Bd. 24, № 2, S. 33.
152. Заборонок Г. Ф. и др. Электронная плавка металлов. Изд-во «Металлургия», 1965.
153. Courette W. Giesserei, 1966, Bd. 53, № 8, S. 224.
154. Самарин А. М., Новик Л. М. и др. Сталь, 1956, № 8, стр. 45.
155. Speith K. u. a. Stahl u. Eisen, 1960, Bd. 80, № 11, S. 737.
156. Kosfeld G. Vakuu degassing of Steel Lnd, 1965, p. 103.
157. Iron Steel Eng., 1966, v. 43, № 5, p. 147.
158. Smith R. D. J. Metals, 1966, № 1, p. 59.
159. Чухлов В. И. и др. Изв. вузов. Черная металлургия, 1967, № 1, стр. 41.
160. McMillan A. G. Vacuum degassing of Steels, London, 1965, p. 63.
161. Чуйко Н. М., Рутковский В. Б. Металлург, 1963, № 8, стр. 19.
162. Verge J. Bull. inform. Henrtey, 1964, № 28, p. 16.
163. Tieberg M. Mining Magas., 1966, v. 114, № 1, p. 22.
164. Самарин А. М. и др. Сталь, 1959, № 3, 301.

165. Рогулев Б. А. *Металлург*, 1966, № 10, стр. 23.
166. Фаткуллин О. Х. и др. *Металлург*, 1965, № 12, стр. 20.
167. Ойкс Г. Н. и др. *Сталь*, 1960, № 4, стр. 308.
168. Church C. P. *J. Metals*, 1966, v. 18, № 1, p. 62.
169. Самарин А. М. *Обработка жидкой стали в вакууме*. *Металлургиздат*, 1960.
170. Sharp J. D. *Vacuum degassing of Steel Lnd*, 1965, p. 50.
171. Зверев Б. Ф. и др. *Изв. вузов. Черная металлургия*, 1966, № 3, стр. 64.
172. Stoll J. H. *J. Iron Steel Inst.*, 1959, v. 191, № 1, p. 67.
173. Leach J. C. *C. Steel Internat.*, 1966, v. 1, № 2, p. 53.
174. Hunter C. J., Hornach J. N. *Blast Furnace Steel Plant*, 1965, v. 53, № 8, 699.
175. Hornak J. *Iron Steel Eng.*, 1965, v. 42, № 6, p. 73.
176. Ойкс Г. Н. и др. *Сталь*, 1965, № 8, стр. 711.
177. Тих А. у. а. *Stahl u. Eisen*, 1965, Bd. 85, № 17, S. 1033.
178. Ford G. M., Mager A. C. *Proc. Electr. Furn. Steel Conf.*, 1965, v. 23, p. 118.
179. Склюев П. В. и др. *Сталь*, 1961, № 7, стр. 642.
180. Levaux J., Hannon L. *Vacuum.*, 1960, v. 10, № 6, p. 435.
181. Кнаус К., Вроххам Р. H. *Vacuum degassing of Steel, Lnd*, 1965, p. 170.
182. Корінек Г. J. у. а. *Stahl u. Eisen*, 1962, Bd. 82, № 13, S. 846.
183. Ockenhause G. H., Werner J. E. *J. Metals*, 1966, v. 18, № 1, p. 53.
184. Hoff H. у. а. *Stahl u. Eisen*, 1959, Bd. 79, № 7, S. 408.
185. Schöberl A. у. а. *Radex—Rundschau*, 1964, № 6, S. 341.
186. Leach G. C. C., Watson E. H. *Vacuum degassing of Steel, Lnd*, 1965, p. 80.
187. Neherenberg A. E. *J. Metals*, 1965, v. 17, № 5, p. 537.
188. Тих А. J. *Iron Steel Inst.*, 1959, v. 191, № 82, p. 260.
189. Маркарьянц А. А. и др. *Сталь*, 1960, № 2, стр. 148.
190. Чуйко Н. М. и др. *Труды Днепропетровского металлургического института*, 1963, вып. 51, стр. 17.
191. Parke A. J. *J. Metals*, 1965, v. 17, № 8, p. 897.
192. Leach J. C. C., Sorby W. J. *Iron Steel Inst.*, 1965, v. 203, № 2, p. 116.
193. Kütischer H. у. а. *Industriekurier*, 1966, Bd. 11, № 170, S. 749.
194. MacLean I. K., Lupton J. M. *Vacuum degassing of Steel, Lnd*, 1965, p. 176.
195. Darmann H. J. *Berg. Hüttenmännische Monatsh.*, 1960, Bd. 105, № 1, S. 144.
196. Lehman A. L. *Iron a. Steel Eng.*, 1966, v. 43, № 1, p. 75.
197. Knüppel G. *Arch. Eisenhüttenwesen*, 1966, Bd. 37, № 8, S. 621.
198. Fogleman E. L. *J. Metals*, 1966, v. 18, № 5, p. 623.
199. Harders F. J. *J. Metals*, 1960, v. 12, № 5, p. 398.
200. Scherrer E. D. *J. Metals*, 1966, v. 18, № 8, p. 977.
201. Weymueller C. R. *Metal Progress*, 1964, v. 86, № 3, p. 74.
202. Ойкс Г. Н. и др. *Сталь*, 1966, № 4, стр. 327.
203. Shemp E. C. *Iron Steel Eng.*, 1967, v. 44, № 4, p. 89.

**ЛИНЧЕВСКИЙ Борис Вадимович**

**ВАКУУМНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ СТАЛИ  
И СПЛАВОВ**

Редактор издательства **Я. Д. Розенцвейг**  
Технический редактор **Т. С. Пронченкова**  
Переплет художника **В. Н. Тихунова**

Сдано в производство 30/X 1969 г.  
Подписано в печать 13/IV—70 г.  
Бумага №2 типографская 60 × 90<sup>1</sup>/<sub>16</sub>  
бум. л. 8,125 печ. л. 16,25  
Уч.-изд. 16,34  
Заказ 1040 Изд. № 4983  
Г-05863 Тираж 3000 экз. Цена 1 р. 02 к.

Издательство «Металлургия», Москва Г-34.  
2-й Обыденский пер. 14

Экспериментальная типография  
ВНИИ полиграфии  
Комитета по печати  
при Совете Министров СССР  
Москва К-51, Цветной бульвар, 30