

Внепечная обработка стали: Учеб. пособие / В.И.Валтунисский, А.Г.Величко, Е.Н.Исаев. - К.: УМК ВО, 1968. - 52 с.

В данном пособии приведено введение, изложены основные понятия и определения современных методов внепечной обработки стали. Даны методики расчетов основных процессов, которые протекают при обработке стали в ковше: снижения температуры стали, раскисления и легирования стали, дегазации стали при продувке инертным газом и вакуумировании и др.

Предназначено для студентов специальности 1101 "Металлургия черных металлов" при изучении дисциплины "Новые процессы и внепечная обработка стали", а также может использоваться студентами других специальностей, изучающих дисциплину "Металлургия стали".

Применяется при проведении практических занятий и организацией самостоятельной работы студентов.

Учеб. 15 Библиогр.: 4 назв.

Рецензенты: А.П.Огурцов, д-р техн. наук (ДПИ)
В.Г.Городец, канд. техн. наук (Днепропетровский филиал института "Черметинформация")

© Учебно-методический кабинет по высшему образованию при Минвузе УССР, 1968

ВВЕДЕНИЕ

Для получения качественного металла все в больших масштабах применяются специальные методы обработки стали за пределами сталеплавильного агрегата. Проведение таких технологических операций получило название "внепечная обработка" или "ковшовая металлургия". К наиболее широко применяемым способам внепечной обработки относятся: а) раскисление и легирование стали в ковше; б) обработка металла вакуумом; в) продувка металла инертными газами; г) обработка стали синтетическими шлаками или лигатурой; д) продувка металла порошкообразными материалами и др.

При этом решаются ряд задач повышения качества сталеплавильной продукции: раскисление стали; регулирование температуры металла; дегазация, глубокое обезуглероживание металла; выравнивание температуры и снижение химической неоднородности стали; десульфурация стали; модифицирование немагнетических включений, их удаление и др.

Процесс внепечной обработки - это целый комплекс сложных физико-химических явлений и взаимодействий, протекающих в сталеразливочном ковше или специальном агрегате. Более глубокому пониманию физико-химических процессов ковшовой металлургии способствует выполнение расчетных заданий, описывающих эти процессы.

1. РАСЧЕТ СНИЖЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ СТАЛИ В КОВШЕ

В течение всего времени внепечной обработки стали в ковше расплав теряет теплоту излучением с поверхности и теплопроводностью через огнеупорную кладку ковша. Эти потери теплоты должны быть компенсированы соответствующим нагревом расплава в плавильном агрегате или

дополнительным подогревом металла во время внепечной обработки или после ее окончания. Поэтому особенно важно уметь правильно оценивать потери теплоты в ковше с момента окончания выпуска стали из сталеплавильного агрегата до момента завершения разливки.

1.1. Снижение температуры стали при выпуске и выдержке стали в ковше

Доминирующую роль в потерях теплоты сталью при выдержке и обработке металла в ковше играет теплопередача теплопроводностью через огнеупорную кладку и излучением через открытую поверхность металла. Этот процесс может быть рассмотрен как нестационарная теплопередача, так как теплота передается через огнеупорные материалы очень медленно, и тепловой поток изменяется во времени.

Теплота, отданная сталью на нагрев футеровки ковша,

$$Q_{\Sigma} = M c \Delta T, \quad (1.1)$$

где M - масса стали, кг; c - удельная теплоемкость стали, Дж/(кг·К); ΔT - снижение температуры стали, К.

Потери теплоты через кладку ковша

$$Q_{\Sigma} = Q F, \quad (1.2)$$

где Q - потеря теплоты с 1 м² футеровки в течение времени пребывания стали в ковше t , Дж; F - площадь огнеупорной кладки ковша (дно + стены), м².

$$Q_{(t)} = \frac{2\lambda(T_1 - T_0)}{\sqrt{\pi\alpha}} \sqrt{t}, \quad (1.3)$$

где λ - теплопроводность огнеупора, Вт/(м·К); T_1, T_0 - температуры соответственно стали и огнеупора ковша, К; α - температура проводимости огнеупора, м²/ч; t - время контакта огнеупора с жидкой сталью, ч:

$$\alpha = \frac{\lambda}{\rho c_p}. \quad (1.4)$$

Тепловой поток через поверхность кладки в этом случае

$$J_{(t)} = \lambda \frac{T_1 - T_0}{\sqrt{\pi\alpha t}}. \quad (1.5)$$

Если ковш в момент слива стали уже нагрет за время t_0 до определенной температуры T_0 , то для момента t значение определяется из уравнения

$$Q_{(t)} = \frac{2\lambda}{\sqrt{\pi\alpha}} \left[(T_1 - T_0) \sqrt{t} + T_0 (\sqrt{t+t_0} - \sqrt{t_0}) \right]. \quad (1.6)$$

При этом тепловой поток

$$J_{(t)} = \lambda \left[\frac{T_1 - T_0}{\sqrt{\pi\alpha t}} + \frac{T_0}{\sqrt{\pi\alpha(t+t_0)}} \right]. \quad (1.7)$$

Привлекая правые части в уравнениях (1.1) и (1.2) и используя выражения (1.3) и (1.6) для определения теплового потока к единице кладки разливочного ковша, можно с достаточной степенью точности определить снижение температуры стали ΔT за счет отдачи теплоты футеровке ковша.

Значения объемной плотности ρ , теплопроводности λ , температуропроводности α и средней удельной теплоемкости c некоторых огнеупорных материалов при различных температурах приведены в табл. 1.1.

При непрерывном цикле работы сталеплавильных цехов можно считать, что температура футеровки ковша к началу выпуска равна в среднем 400 °С.

К потерям температуры стали, связанным с нагревом кладки ковша, добавляются еще потери, связанные с теплоизлучением при выпуске и выдержке в ковше и разливке.

Если τ - время выпуска или выдержки и разливки, мин, а F - теплоизлучающая поверхность видной стали, м², то

$$M c \Delta t = \epsilon \epsilon_{\text{ж}} T^4 F \tau, \quad (1.8)$$

где ϵ - степень черноты жидкой стали, $\epsilon = 0,4$, для шлака $\epsilon = 0,9$; $\epsilon_{\text{ж}}$ - константа излучения абсолютно черного тела, $\epsilon_{\text{ж}} = 5,776 \cdot 10^{-8}$ Вт/(м²·К⁴); T - температура стали на выпуске, К.

Площадь излучающей поверхности видной стали может быть принята (на желобе ~ 1 м²); в струе $\sim 2,5$ м², на зеркале ковша

$$S = \frac{M_{\text{ст}}}{\rho_{\text{ст}}} 1 H_{\text{к}}$$

Таблица I.1

Значение объемной плотности ρ , теплопроводности λ , температуропроводности α и средней удельной теплоемкости C_p некоторых отливочных материалов при различных температурах

Стелочные материалы	λ , Вт/(м·К)		α , 10^{-3} м ² /с		C_p , Дж/(кг·К)								
	300°C	1500°C	300°C	1500°C									
Шамот	1,84...2,0	1,10	1,13	1,15	1,22	2,2	2,1	2,0	1,5	0,27	0,29	0,31	0,34
Магнезит	2,9...3,0	8,84	5,60	3,50	2,33	9,4	5,4	3,1	2,0	0,31	0,35	0	-0,41
Альмоматин-Экт	3,10...3,25	3,50	2,56	2,33	2,1	4,3	2,8	2,2	1,8	0,27	0,29	0,31	0,34
Ильмакитовые кирпичи	1,75...1,85	1,33	1,56	1,77	1,92	2,8	3,0	3,0	3,0	0,27	0,29	0,31	0,34
Корундовые кирпичи	2,3...2,6	1,50	1,52	1,51	1,49	2,3	2,1	1,9	1,8	0,29	0,31	0,34	0,37
Стеклопоровые и шамотные кирпичи:													
Шамот 1	0,7	0,23	0,28	0,38	-	1,2	1,4	1,7	-	0,27	0,29	0,31	0,34
Шамот 2	1,0	0,29	0,34	0,52	-	1,1	1,3	1,6	-	0,27	0,29	0,31	0,34
Шамот 3	1,2	0,41	0,50	0,65	-	1,3	1,4	1,7	-	0,27	0,29	0,31	0,34

6

Зависимость потерь температуры стали за счет излучения от времени выпуска t

$$\Delta T = \frac{\epsilon \epsilon_{\text{ст}} T^4 F t}{60 M C} \quad (I.9)$$

I.2. Изменение температуры металла при раскислении и легировании

Температура стали при выпуске в ковш изменяется не только за счет потерь теплоты теплоизлучением или теплопроводностью, но и за счет присадки легирующих элементов.

Легирующие элементы используются либо в чистом виде, либо в виде сплавов, большей частью в виде сплавов с железом (ферросплавов).

При присадке легирующих материалов следует учитывать следующие изменения энтальпии стали, отнесенные к единице массы:

- нагрев и плавление присадок, происходящие с затратой теплоты $\Delta H^{\text{п}}$;
- разложение интерметаллических соединений, имеющихся в сплавах, с подводом теплоты $\Delta H^{\text{р}}$;
- смешение расплавленной присадки с жидкой сталью, при этом теплота смешения $\Delta H^{\text{м}}$ в случае образования идеального раствора равна нулю; если образующийся раствор не является идеальным, то может быть как выделение ($\Delta H^{\text{м}} < 0$), так и поглощение ($\Delta H^{\text{м}} > 0$) теплоты при смешении;
- взаимодействие между легирующей присадкой и кислородом, растворенным в стали, с выделением теплоты реакции $\Delta H^{\text{к}}$.

Если в стальной расплав вводится $X\%$ сплава, а C - удельная теплоемкость стали, то изменение температуры расплавленной стали при легировании

$$100 C \Delta T = X (\Delta H^{\text{п}} + \Delta H^{\text{р}} + \Delta H^{\text{м}} + \Delta H^{\text{к}}). \quad (I.10)$$

Тогда

$$\Delta T = \frac{X (\Delta H^{\text{п}} + \Delta H^{\text{р}} + \Delta H^{\text{м}} + \Delta H^{\text{к}})}{100 C} \quad (I.11)$$

Приведенный расчет по выражению (I.11) позволяет оценить изменение температуры жидкой стали при введении в нее 1% легирующего элемента.

7

Таблица 1.2

Изменение температуры жидкой стали
при введении в нее 1% легирующего элемента

Вещество и легирующие элементы	ΔT , °C
Алюминий	-3 (снижение температуры стали)
<i>FeAl</i> (50%)	-40 То же
Углерод	-77,6 "
Хром	-20 "
<i>FeCr</i> (70%)	-30 "
Марганец	-20 "
<i>FeMn</i> (75%)	-31 "
<i>FeMn</i> (65%)	-16 "
Кремний	+15 (повышение температуры стали)
<i>FeSi</i> (90%)	+11 То же
<i>FeSi</i> (75%)	+1 "

Таким образом, с помощью приведенных данных можно оценить изменение температуры жидкой стали при раскислении и легировании, выдержке металла в ковше.

1.3. Варианты заданий на расчет

1.3.1. Дать оценку изменению температуры стали при ее науглероживании, раскислении и легировании в ковше.

1.3.2. Рассчитать снижение температуры стали в результате потери через футеровку ковша (при выдержке в ковше стали 0,5; 0,75; 1,0; 1,25 ч). Построить график зависимости $\Delta T \sim f(t)$.

1.3.3. Рассчитать тепловой поток через поверхность кладки ковша.

1.3.4. Определить потери температур стали, связанные с теплоизлучением при выпуске и выдержке в ковше в разливке.

1.3.5. Определить снижение температуры жидкой стали за счет охлаждения огнеупорной кладкой, которая в течение 1 ч предварительно нагревалась до различных исходных температур (0, 400, 800, 1200 °C). Построить график зависимости $\Delta T \sim f(t, T_0)$. Индивидуальные задания приведены в табл. 1.3.

8

Таблица 1.3

Индивидуальные задания

№ п/п ковша	Температура п/п ковша, °C	Материал футеровки ковша	Раскисляющее	Масса раскислителя от процента массы стали	Температура стали на выпуске, °C	Время выдержки в ковше, ч	Температура ковша перед выпуском, °C
1	150	Шмот	<i>FeMn</i> (75%)	0,5	1615	7	0,50
2	150	Матриалит	<i>FeSi</i> (90%)	1,0	1620	7	0,75
3	150	Хромоматриалит (20%)	<i>FeMn</i> (65%)	0,5	1600	7	1,00
4	150	Силикатные кирпичи	<i>FeSi</i> (75%)	1,0	1610	7	1,00
5	150	Шмот 1	<i>FeSi</i> (90%)	0,5	1605	7	0,75
6	150	Шмот 2	<i>FeMn</i> (75%)	1,0	1610	7	1,00
7	150	Шмот 3	<i>FeMn</i> (65%)	0,5	1600	7	1,00
8	150	Корунд (50%)	<i>FeSi</i> (75%)	1,0	1600	7	0,50
9	200	Шмот	<i>FeSi</i> (75%)	1,0	1615	7	0,75
10	200	Матриалит	<i>FeMn</i> (65%)	0,5	1600	7	0,75
11	200	Хромоматриалит (20%)	<i>FeMn</i> (75%)	0,5	1610	7	0,50
12	200	Силикатный кирпич	<i>FeMn</i> (65%)	1,0	1605	7	1,00
13	200	Шмот 1	<i>FeSi</i> (90%)	1,0	1600	7	1,00
14	200	Шмот 2	<i>FeSi</i> (75%)	0,5	1600	7	0,50
15	200	Шмот 3	<i>FeSi</i> (75%)	1,0	1615	7	1,00
16	300	Шмот	<i>FeMn</i> (65%)	0,5	1630	7	0,50

34

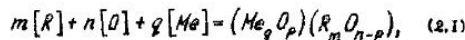
9

	1	2	3	4	5	6	7	8
17	300	Магnezит		FeMn (75%)	0,5	1625	0,75	500
18	300	Хромомagneзит (20%)		FeMn (55%) I	1,0	1615	0,75	400
19	300	Сыпучий оксид		FeMn (75%)	1,0	1605	1,00	300
20	300	Шайот 1		FeSi (90%)	0,5	1600	0,50	200
21	300	Шайот 2		FeSi (75%)	1,0	1605	0,75	300
22	300	Шайот 3		FeSi (90%)	1,0	1620	1,00	400
23	300	Корунд (50%)		FeMn (75%)	0,5	1610	0,75	500
24	300	Магнезитовый кирпич		FeMn (55%) 0	0,5	1605	0,75	600
25	300	Шайот высококремне- регулярный		FeMn (75%)	1,0	1610	1,00	100

2. РАСКИСЛЕНИЕ И ЛЕГИРОВАНИЕ СТАЛИ

Для получения качественного заданного типа стального слитка необходимо регулировать содержание растворенного кислорода в жидкой стали перед ее разливкой. Содержание растворенного в металле кислорода в конце плавки в результате регулирующего действия углерода обычно не совпадает с тем его содержанием, которое нужно иметь в жидкой стали при ее разливке. Для каждого типа стали содержание кислорода должно иметь определенных значения, соответствующее содержанию углерода в металле: оно должно быть очень низким при получении спокойной стали и находиться в определенных оптимальных пределах при разливке полуспокойной и кипящей стали.

С целью связывания растворенного в металле кислорода в прочные оксиды сталь раскисляют осаждающими методами. Большая часть образующихся оксидов удаляется из металла. Процесс раскисления стали или вообще какого-либо металла (назовем его растворителем) можно представить так:



где R - элемент-раскислитель; Me - раскисляемый металл-растворитель; $(Me_p O_p)(R_m O_{n-p})$ - продукт раскисления, в составе которого может содержаться то или иное количество оксида металла-растворителя.

В качестве раскислителей - элементов, соединяющихся с растворенным в металле кислородом и обеспечивающих получение требуемого при данной концентрации углерода в металле содержания растворенного кислорода, чаще всего применяются марганец, кремний и алюминий, реже кальций, титан, цирконий, ванадий.

Осаждающее раскисление дает наилучшие результаты при сочетании следующих условий:

- а) достаточной прочности оксидов, образующихся при соединении элементов-раскислителей с кислородом;
- б) быстрого растворения раскислителей;
- в) большой скорости всплывания продуктов раскисления;
- г) хорошего поглощения продуктов раскисления оксидной фазой (шлаком, пленкой оксидов), соприкасающейся с раскисляемым жидким металлом;
- д) отсутствия нежелательного влияния раскисляющих элементов.

Этим свойствам наиболее полно отвечают ферросплавы - ферро-марганец, ферросилиций, металлургический алюминий, комплексные раскислители - силикомарганец, АМС и др. Реже применяются ферротитан, ферро-цирконий, ферроникобий и др.

Химический состав некоторых раскислителей приведен в табл. 2.1-2.6.

Таблица 2.1

Химический состав ферромарганца

№ п/п	Группа	Марка	Содержание марганца, %	Содержание компонента, % (не более)			
				C	Si	P	S
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Высокоуглеродистый	ФМн78	78-82	2,0	2,0	0,35	0,03
		ФМн75	75	2,0	1,0	0,45	0,03
2	Среднеуглеродистый	ФМн2,0	75	2,0	2,0	0,35	0,03
		ФМн1,0	75	1,0	2,0	0,35	0,03
3	Низкоуглеродистый	ФМн0,5	65	0,5	2,0	0,30	0,03

Таблица 2.2

Химический состав ферросилиция

№ п/п	Марка	Содержание кремния, % (не менее)	Содержание компонента, % (не более)					
			C	S	P	Al	Mn	Cr
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	ФС 90	89	-	0,02	0,03	2,5	0,2	0,2
2	ФС 75	74-80	-	0,02	0,05	-	0,4	0,4
3	ФС 45	41-47	-	0,02	0,05	2,0	0,6	0,5
4	ФС 20	19-23	1,0	0,02	0,10	1,0	1,0	-

Таблица 2.3

Химический состав феррохрома

Группа	Марка	Содержание хрома, % (не менее)	Содержание компонента, % (не более)			
			C	Si	P	S
Углеродистый	ФХ 605А	65	6,5	2,0	0,03	0,06
	ФХ 800 А	65	8,0	2,0	0,03	0,06
Среднеуглеродистый	ФХ 400А	65	4,0	2,0	0,03	0,04
	ФХ 200 А	65	2,0	2,0	0,03	0,04
Низкоуглеродистый	ФХ 050А	65	0,5	2,0	0,03	0,03
	ФХ 010А	65	0,1	1,0	0,03	0,03
	ФХ 003А	68	0,03	1,0	0,02	0,03
	ФХ 001А	68	0,01	0,2	0,02	0,03

Таблица 2.4

Химический состав силикомарганца

Марка	Содержание, %		Содержание компонента, % (не более)		
	кремния	марганца (не менее)	Углерод	Фосфор	Сер
СМн26	≥ 26,0	60	0,2	0,005	0,03
СМн20	20-25	60	1,7	0,100	0,03
СМн17	17-20	60	1,7	0,100	0,03
СМн17	14-17	60	2,5	0,250	0,03

Таблица 2.5

Химический состав силикокальция

Марка	Кальций (не менее)	Железо	Содержание компонента, % (не более)		
			Алюминий	Углерод	Фосфор
СК10	10	≥ 25	1,0	0,2	0,02
СК15	15	≥ 20	1,0	0,2	0,02
СК20	20	≤ 15	2,0	1,0	0,04
СК30	30	≤ 6	2,0	0,5	0,04

Таблица 2.6

Химический состав прочих ферросплавов

Название ферросплава	Марка	Ведущий элемент	Содержание компонента, % (не более)					
			C	P	S	Mn	Al	Cr
Ферромolibден	ФМ060	60	0,05	0,05	0,10	0,30	-	0,50
Ферровольфрам	ФВ70	70	0,30	0,04	0,08	0,40	-	0,15
Феррованадий	ФВд75	75	0,10	0,05	0,05	0,40	2,0	0,20
	ФВд35	35	1,00	0,20	0,10	-	2,0	0,50
	ФВд50	50	0,75	0,10	0,10	0,20	2,5	0,20
Ферротитан	ФТн68	68	0,20	0,05	0,05	0,05	5,0	0,20

Обычно металл раскисляют не одним раскислителем. Например, марганец обладает очень низкой раскислительной способностью. Он не может обеспечить такой малой активности кислорода, которая необходима для спойского затвердевания металла без образования оксида углерода в участках локальных скоплений (следствие ликвиции) кислорода и углерода. Поэтому марганец как единственный (или почти единственный) раскислитель применяется только для поддержания активности кислорода в оптимальных пределах при производстве кипящей стали.

Кремний также не применяется как единственный раскислитель, так как при значительных содержаниях кремния, необходимых для получения низких концентраций кислорода, продуктами раскисления являются относительно тугоплавкие кварцевые и силикатные включения, а возможно даже и мелкие включения монооксида кремния, весьма отрицательно влияющие на механические свойства стали. Поэтому сталь раскисляют последовательно несильными сначала более слабыми, затем более сильными или комплексными раскислителями, содержащими в своем составе несколько элементов-раскислителей: а) кремний и марганец; б) кремний, марганец и алюминий; в) кремний и кальций и т.п.

Цель применения нескольких простых или комплексных раскислителей - получить легкоплавкие продукты раскисления, быстро формирующиеся в относительно крупные капельки, которые быстро всплывают и легко ассимилируются теми или иными шлаками, покрывающими металл.

Вторая цель применения нескольких раскислителей - стремление получить наиболее благоприятную форму неметаллических включений, все же частично оставшихся в металле.

Наиболее правильно вводить сначала ферромарганец, а затем ферросилиций. Таким образом легче получить жидкие продукты раскисления.

Предпочтительнее раскисление в ковше, чем в сталеплавильном агрегате, так как при этом угар раскислителей меньше.

Для ускорения плавления и достижения большей равномерности распределения в объеме металла раскислителей их присаживают в ковш не крупными кусками (50...60 мм в диаметре) или в расплавленном виде. Последний предпочтительнее, особенно тогда, когда раскислитель одновременно является и легирующим компонентом, и его придется вводить в больших количествах.

Перспективно применение раскислителей и легирующих добавок в дробленном и брикетированном виде. В этом случае для ускорения плавления и растворения брикетов и уменьшения тепловых потерь иногда применяются экзотермические добавки (алюминия, силикокальций), которые выделают при сгорании больших количествах теплоты, достаточное для расплавления легирующих и раскисляющих материалов.

При легировании стали элементы, обладающие меньшим сродством к кислороду, чем железо (Ni, Mo, Cu и др.) можно давать в завалку, так как они практически не окисляются. Наоборот, легирующие элементы, обладающие более высоким сродством к кислороду, чем железо (Cr, W, V, Ti и др.), дают в ковш после раскисления металла ферросилицием и алюминием.

2.1. Расчет расхода ферросплавов для раскисления и легирования стали

Для проведения раскисления необходимо задаваться условиями проведения раскисления стали. От правильного выбора условий раскисления в значительной мере зависит соответствие результатов расчета практическим данным.

Раскислители присаживаются в ковш в количестве, обеспечивающем получение (с учетом угара) среднезаданного содержания элементов в готовой стали. Их количество $M_{FeMn}^0, M_{FeSi}^0, M_{SiMn}^0$ рассчитывается по уравнениям:

при раскислении ферромарганцем кипящих сталей

$$M_{FeMn}^0 = \frac{M_{нов}^{CP} (Mn_{ст}^{CP} - Mn_{нов}^{нов})}{Mn_{FeMn} (1 - 0,01 Y_{Mn})}; \quad (2.2)$$

при раскислении ферромарганцем и ферросилицием спокойных и полуспокойных сталей

$$M_{FeSi} = \frac{M_{поб} Si_{ст}^{CP}}{Si_{FeSi} (1 - 0,01 Y_{Si})}; \quad (2.3)$$

$$M_{FeMn} = \frac{M_{впл} (Mn_{ст}^{CP} - Mn_{впл})}{Mn_{FeMn} (1 - 0,01 Y_{Mn})} - \frac{Mn_{FeSi}}{Mn_{FeMn}} M_{FeSi} (1 - 0,01 Y_{Mn}); \quad (2.4)$$

при раскислении силикомарганцем с корректировкой ферромарганцем

$$M_{SiMn} = \frac{M_{поб} Si_{ст}^{CP}}{Si_{SiMn} (1 - 0,01 Y_{Si})}; \quad (2.5)$$

$$M_{FeMn} = \frac{M_{поб} (Mn_{ст}^{CP} - Mn_{поб})}{Mn_{FeMn} (1 - 0,01 Y_{Mn})} - \frac{Mn_{SiMn}}{Mn_{FeMn}} M_{SiMn} (1 - 0,01 Y_{Mn}); \quad (2.6)$$

при раскислении силикомарганцем с корректировкой ферросилицием

$$M_{SiMn} = \frac{M_{поб} (Mn_{ст}^{CP} - Mn_{поб})}{Mn_{SiMn} (1 - 0,01 Y_{Mn})}; \quad (2.7)$$

$$M_{FeSi} = \frac{M_{поб} Si_{ст}^{CP}}{Si_{FeSi} (1 - 0,01 Y_{Si})} - \frac{Si_{SiMn}}{Si_{FeSi}} M_{SiMn} (1 - 0,01 Y_{Si}). \quad (2.8)$$

Расход коксика для науглероживания

$$M_{\text{к}} = \frac{M_{впл} (C_{ст}^{CP} - C_{поб})}{C_{\text{к}} (1 - 0,01 Y_{\text{C}})} - \frac{C_{FeMn}}{C_{\text{к}}} M_{FeMn} (1 - 0,01 Y_{\text{C}}) - \frac{C_{SiMn}}{C_{\text{к}}} M_{SiMn} (1 - 0,01 Y_{\text{C}}); \quad (2.9)$$

В уравнениях (2.2) - (2.9) $C_{ст}^{CP}$, $Mn_{ст}^{CP}$, $Si_{ст}^{CP}$ - среднее содержание элементов готовой стали, %;

$$C_{ст}^{CP} = \frac{C_{\text{к}}^{\text{н}} + C_{ст}^{\text{в}}}{2};$$

$C_{поб}$, $Mn_{поб}$, $Si_{поб}$ - содержание элементов в конце плавки перед выпуском из сталеплавильного агрегата, %; $M_{поб}$ - масса стали в сталеплавильном агрегате перед выпуском в ковш; Y_{C} , Y_{Mn} , Y_{Si} - угар

элемента-раскислителя; Mn_{FeMn} , Si_{FeSi} , Mn_{SiMn} , Si_{FeMn} , $C_{\text{к}}$ - содержание элементов-раскислителей в ферросплавах и коксике.

Угар элемента-раскислителя определяется в основном содержанием углерода в металле перед выпуском, условиями проведения выпуска и ... раскисления и выбирается студентом из табл. 2.7 или рассчитывается по следующим формулам.

При $[C]_{поб} < 0,1\%$ угар углерода

$$Y_{\text{C}} = 0,7 - 2,0 [C]_{поб}; \quad (2.10)$$

при $[C]_{поб} \geq 0,1\%$

$$Y_{\text{C}} = 0,537 - 0,34 [C]_{поб}; \quad (2.11)$$

при $[C]_{поб} < 0,1\%$ угар марганца

$$Y_{Mn} = 0,4 - 2,0 [C]_{поб}; \quad (2.12)$$

при $[C]_{поб} \geq 0,1\%$

$$Y_{Mn} = 0,217 - 0,17 [C]_{поб}; \quad (2.13)$$

Выражениями (2.12) и (2.13) можно воспользоваться при расчете угара кремния (Y_{Si}).

Угар раскислителя в ковше при обработке зависит не только от содержания углерода в стали перед выпуском (определяющим концентрацию растворенного кислорода), но и от количества печного окисленного шлага в сталеразливочном ковше, организации струи металла при выпуске стали в сталеразливочный ковш и ряда других факторов. Чаще всего эти параметры (кроме содержания углерода в стали) трудно поддаются количественной оценке. Поэтому ориентировочная величина возможного угара раскислителя определяется по содержанию углерода в стали перед выпуском.

Неправильный выбор величины угара раскислителя приводит к несоответствию химического состава стали заданному или перерасходу раскислителей и соответствующему увеличению себестоимости стали.

Таблица 2.7

Углерод элементов при раскислении
и легировании стали

№ п/п	Ферросплав	Цель и условия введения ферросплава	Углерод основного элемента, %
1	Ферромарганец	Раскисление кипящей стали < 0,1% [C] ≥ 0,1% [C]	20-30 15-20
2	Ферросилиций	После предварительного раскисления Без предварительного раскисления	5-15 15-30
3	Силикомарганец		
4	Алюминия	Раскисление Дегирование	до 100 10-50
5	Ферротитан	После раскисления в печи и ковше	35-60

Расчет массы стали после раскисления и ее состава

Масса стали после раскисления

$$M_{ст} = M_{пов} + 0,01 M_{FeMn} (100 - 0,01 M_{FeMn} \gamma_{Mn} - 0,01 Si_{FeSi} \gamma_{Si} - AP_{FeMn}) + 0,01 M_{FeSi} (100 - 0,01 M_{FeSi} \gamma_{Mn} - 0,01 Si_{FeSi} \gamma_{Si} - AP_{FeSi}) + 0,01 M_{SiMn} (100 - 0,01 M_{SiMn} \gamma_{Mn} - 0,01 Si_{SiMn} \gamma_{Si} - AP_{SiMn}) + 0,01 M_{\kappa} (100 - 0,01 \gamma_{\kappa}). \quad (2.14)$$

Тогда химический состав стали после раскисления

$$C_{ст} = \frac{1}{M_{ст}} [M_{пов} C_{пов} + (1 - 0,01 \gamma_{\kappa}) (M_{\kappa} C_{\kappa} + M_{FeMn} C_{FeMn} + M_{FeSi} C_{FeSi} + M_{SiMn} C_{SiMn} + M_{\kappa} C_{\kappa})]; \quad (2.15)$$

$$Mn_{ст} = \frac{1}{M_{ст}} [M_{пов} Mn_{пов} + (1 - 0,01 \gamma_{Mn}) (M_{FeMn} Mn_{FeMn} + M_{SiMn} Mn_{SiMn} + M_{\kappa} Mn_{\kappa})]; \quad (2.16)$$

$$Si_{ст} = \frac{1}{M_{ст}} (1 - 0,01 \gamma_{Si}) (M_{Si} Si_{Si} + M_{FeMn} Si_{FeMn} + M_{FeSi} Si_{FeSi} + M_{SiMn} Si_{SiMn}); \quad (2.17)$$

$$S_{ст} = \frac{1}{M_{ст}} (M_{пов} S_{пов} + M_{FeMn} S_{FeMn} + M_{FeSi} S_{FeSi} + M_{SiMn} S_{SiMn} + M_{\kappa} S_{\kappa}); \quad (2.18)$$

$$P_{ст} = \frac{1}{M_{ст}} (M_{пов} P_{пов} + M_{FeMn} P_{FeMn} + M_{FeSi} P_{FeSi} + M_{SiMn} P_{SiMn}). \quad (2.19)$$

Себестоимость раскисления стали определяется с использованием данных табл. 2.8

$$C_{сб} = C [\mathcal{E}]_{ст} - [\mathcal{E}]_{пов}, \quad (2.20)$$

где C - оптовая цена за 1% ведущего элемента (табл. 2.8), руб.-коп.;
 $[\mathcal{E}]_{ст}$, $[\mathcal{E}]_{пов}$ - содержание элемента соответственно после раскисления и на повалке, %.

Таблица 2.8

Оптовые цены на ферросплавы
(Прейскурант № 01-05, введен в действие с 01.01.82 г.)

Вид продукции	Марка	Стандарт или ТУ	Ведущий элемент	Оптовая цена за 1% ведущего элемента, руб.-коп.	
				4	5
Ферросилиций	ФС90	ГОСТ 1445-78	Si	4-30	
	ФС75		То же	2-85	
	ФС65		"	2-80	
	ФС45		"	2-40	
	ФС25		"	2-10	
	ФС20		"	1-75	
Силикомарганец	СМн-25	ГОСТ 4656-77	Mn	5-90	
	20		То же	5-05	
	14		"	3-80	
	26		"	2-40	
	20		"	2-05	
	14		"	1-05	
Ферромарганец	ФМн78а	ГОСТ 4755-80	"	6-40	
	78		"	4-00	
	75А		"	6-25	
	75К		"	3-90	
	75		"	3-60	

I	2	3	4	5
Марганец металличе- ский	МР00	ГОСТ 6008-75	Mn	16-50
	МР1	"	"	7-90
	МР2	"	"	7-40
Феррохром низко- углеродистый	ФХ001А	ГОСТ 4717-79	Cr	9-75
	В	"	То же	9-50
	6А	"	"	6-15
	6В	"	"	6-05
	ФХ100А	ГОСТ 4717-74	"	5-15
Феррохром сред- неуглеродистый	400А	"	"	4-60
	650А	"	"	4-30
	800А	"	"	3-15
	Хром металличе- ский	Х99	ГОСТ 5905-87	"
Ферровольфрам	ФВ70	ГОСТ 17-293-82	W	175-00
Ферромolibден	ФМ60	ГОСТ 4759-79	Mo	169-00
Ферр-ванадий	ФВд235А	ТУ14-5-98-78	V	83-00
Ферроникобий	ФН6	ГОСТ 16773-71	Ni	251-00
Ферротитан	ФТх30А	ГОСТ 4861-80	Ti	29-00
Ферробор	ФБ20	ГОСТ 14848-69	B	240-00
Ферросиликоцир- коний	ФСЦр50	ТУ-5-83-77	Zr	29-30
				2-85

В реальных условиях проведения раскисления стали в ковш результаты процесса и его себестоимость обеспечиваются точностью определения расхода раскислителя. Эта величина, в свою очередь, зависит от правильной оценки утара раскислителя для конкретных исходных параметров процесса.

Получение стали с минимальным содержанием легирующего элемента в диапазоне, заданном химическим составом стали по стандарту, обеспечивает необходимые для данной марки стали свойства. При этом расход раскислителей и себестоимость стали уменьшаются. Эти моменты необходимо также учитывать при проведении процесса раскисления и легирования стали.

При совместном раскислении кремнием и марганцем (например, силикомарганцем), приняв в продуктах раскисления $(Si)_k \text{ нас} \sim 50\%$, можно рассчитать

$$[O] = \frac{50 K_o}{1 + K_o K_{MnO}} [Mn]; \quad (2.21)$$

$$[X Si] = \frac{(1 + K_o K_{MnO}) [Mn]^2}{50^2 + K_o K_{MnO}}; \quad (2.22)$$

$$[FeO] = \frac{50}{1 + K_o K_{MnO}}; \quad (2.23)$$

где K_o - константа равновесного распределения кислорода между металлом и шлаком,

$$K_o = \frac{[O]}{[FeO]};$$

$$\lg K_o = \lg \frac{[O]}{[FeO]} = - \frac{14000}{T} + 5,67. \quad (2.24)$$

Для выяснения влияния температуры процесса на раскисляющую способность элементов-раскислителей расчет K_o проводится при температурах 1650, 1600 и 1650 °C.

Концентрация Al в стали после раскисления принимается равной в диапазоне 0,002-0,01%.

2.2. Расчет равновесной концентрации кислорода

Равновесная концентрация кислорода для реакции (2.1)

$$[O]_{\text{равн}} = \sqrt{\frac{\alpha(RmO_{n-p})(Me_p O_p)}{[R]^m K_p}}. \quad (2.25)$$

Из уравнения (2.25) видно, что степень раскисления стали, определяемая равновесной концентрацией кислорода, зависит от температуры через K_p ; концентрации элемента-раскислителя в металле ($[R]^m$), активности оксида в шлаке ($\alpha(RmO_{n-p})(Me_p O_p)$).

Чем меньше активность оксида, тем ниже равновесная концентрация кислорода. На этом принципе основано применение комплексных раскислителей, в которых содержится несколько элементов-раскислителей (силикомарганец, силикокальций, алюминий, марганец, кремний и др.).

Для реакции раскисления марганцем константа равновесия

$$\lg K_{MnO} = \lg \frac{[Mn] a_o}{\alpha(MnO)} = - \frac{1900}{T} + 4,06. \quad (2.26)$$

При содержании марганца в расплаве менее 0,8 % активность MnO в продуктах раскисления вследствие образования раствора $FeO \cdot MnO$ понижается. Поэтому при вычислении равновесной концентрации кислорода

$$\alpha_{(MnO)} = 0,67 + 0,21 [Mn]. \quad (2.27)$$

Для реакций раскисления углеродом, кремнием и алюминием активность продуктов раскисления можно рассчитать из выражений

$$\lg K_{CO} = \lg [C] [O] = -\frac{1168}{T} + 2,07; \quad (2.28)$$

$$\lg K_{SiO_2} = \lg [Si] \alpha_o = -\frac{27860}{T} + 10,28; \quad (2.29)$$

$$\lg K_{Al_2O_3} = \lg \alpha_{[Al]}^2 \alpha_o^3 = -\frac{62780}{T} + 20,17. \quad (2.30)$$

2.3. Варианты заданий на расчет

2.3.1. В соответствии с индивидуальным заданием выбрать ферросплавы для раскисления стали и рассчитать необходимое их количество (индивидуальные задания приведены в табл. 2.9).

2.3.2. Рассчитать результаты раскисления: массы стали, ее химического состава после раскисления.

2.3.3. Проанализировать затраты на раскисление стали. Оценить экономическую целесообразность выбора ферросплавов для раскисления стали (справочные цены на ферросплавы приведены в табл. 2.8).

2.3.4. Рассчитать равновесную концентрацию кислорода после раскисления стали. Построить зависимость $[O] - f(T, \epsilon)$.

2.3.5. Проанализировать результаты расчета и сделать выводы.

3. РАСЧЕТ ПРОЦЕССОВ ДЕСУЛЬФУРАЦИИ И РАСКИСЛЕНИЯ СТАЛИ В КОШЕ СИНТЕТИЧЕСКИМИ ШЛАКАМИ

3.1. Расчет процессов десульфурации стали

В настоящее время обработка металла жидким основным и маложелезистым шлаком является наиболее эффективным методом глубокой десульфурации стали. Это обусловлено следующими его преимуществами: десульфурация сочетается с глубоким раскиснением жидкой стали; жидкое состояние шлага и высокая его температура позволяют использовать для рафинирования металла большое количество десульфуратора (до 6% массы металла

Таблица 2.9

Индивидуальные задания

№ п/п	Состав стали, %		3	4		5	6		7	8
	Углерод	Кремний		Марганец	Жаргач		Состав стали перед раскислением, %	Массы стали перед раскислением, т		
1	0,06-0,12	0,05		0,25-0,50	0,10	0,12	1590	160		
2	0,09-0,15	0,07		0,25-0,50	0,12	0,16	1590	150		
3	0,13-0,22	0,07		0,3-0,60	0,18	0,20	1590	300		
4	0,14-0,22	0,12-0,30		0,40-0,65	0,20	0,22	1590	250		
5	0,18-0,27	0,07		0,40-0,70	0,21	0,19	1590	220		
6	0,18-0,27	0,12-0,30		0,40-0,70	0,25	0,24	1590	130		
7	0,28-0,37	0,15-0,35		0,50-0,80	0,29	0,21	1600	50		
8	0,38-0,49	0,15-0,35		0,50-0,80	0,40	0,26	1590	100		
9	0,50-0,62	0,15-0,35		0,50-0,80	0,54	0,28	1590	130		
10	0,09-0,12	0,05-0,15		0,25-0,50	0,08	0,10	1600	150		
11	0,09-0,15	0,05-0,15		0,25-0,50	0,10	0,12	1590	180		
12	0,14-0,22	0,05-0,15		0,40-0,65	0,15	0,15	1630	250		
13	0,18-0,27	0,05-0,15		0,40-0,70	0,20	0,16	1620	220		
14	0,28-0,37	0,05-0,15		0,50-0,80	0,30	0,18	1610	240		
15	0,22-0,30	0,15	0,8-1,2	0,25	0,25	0,16	1600	250		
16	0,38-0,49	0,05-0,15		0,5-0,80	0,44	0,20	1590	280		
17	0,27-0,37	0,05-0,15		0,5-0,80	0,52	0,22	1600	300		
18	0,40-0,50	0,05-0,15		0,5-0,80	0,46	0,24	1620	320		
19	0,50-0,60	0,12		0,50-0,80	0,54	0,19	1590	340		

	1	2	3	4	5	6	7	8
20	0,60-0,80	0,15-0,30	0,6-0,80	0,68	0,20	1590	360	
21	0,50-0,75	0,15-0,30	0,6-1,00	0,60	0,16	1590	360	
22	0,47-0,53	0,15-0,40	0,50-0,80	0,50	0,19	1500	380	
23	0,12	1,00-1,40	0,15-0,35	0,10	0,12	1580	100	
24	0,10	0,12-0,17	0,15-0,45	0,08	0,10	1640	160	
25	0,101	2,00-2,60	0,30-0,50	0,09	0,14	1630	200	
26	0,41-0,48	0,17-0,37	0,35-0,90	0,46	0,26	1660	240	
27	0,77-0,85	0,17-0,60	0,30-0,60	0,60	0,32	1580	260	

и выше) без охлаждения стали; длительное использование во время выпуска плавки энергии падающей в ковше струи металла для эмульгирования стали и шлака обеспечивает почти полное приближение к равновесию системы металл - шлак и максимальное использование десульфуряющей способности (сульфидной емкости) шлака.

Как правило, используются синтетические шлаки системы $CaO-Al_2O_3$. Содержащаяся в металле сера взаимодействует с CaO шлака и переходит в шлак. Для глубокой десульфурации необходимо повышенное содержание CaO , пониженное содержание SiO_2 и $FeO < 1\%$. Равновесный коэффициент распределения серы между шлаком и металлом $\eta_s = \frac{[\%S]}{[\%S]}$ особенно резко снижается даже при небольшом повышении концентрации в оксидов железа. Даже при $\frac{(CaO)}{(SiO_2)} = 2,5$; $\eta_s = 20$ при $(FeO) = 3\%$. Наличие фосфора в синтетических шлаках исключается, так как при обработке он переходит в металл.

В связи с большим отношением суммарной поверхности канальей металла и шлака к объему металла в ковше и значительной длительностью выпуска металла из печи в ковше термодинамическое состояние металла, близкое к равновесию со шлаком. Поэтому содержание серы в металле после его обработки синтетическими шлаками можно рассчитать по балансовым уравнениям.

Содержание серы в системе металл, печной и синтетической шлаки перед обработкой

$$S_x = [\%S]_{мет} M_{мет} + (\%S)_{п.ш} M_{п.ш} + (\%S)_{с.ш} M_{с.ш}, \quad (3.1)$$

где $[\%S]_{мет}$, $(\%S)_{п.ш}$, $(\%S)_{с.ш}$ - содержание серы соответственно в металле (ковше обработки), печном и синтетическом шлаках, $M_{мет}$, $M_{п.ш}$, $M_{с.ш}$ - масса соответственно металла, печного и синтетического шлаков.

Содержание серы в системе после обработки металла синтетическим шлаком

$$S_x = [\%S] M_{мет} + \eta_s [\%S] M_{п.ш} + \eta_s [\%S] M_{с.ш}, \quad (3.2)$$

где $[\%S]$ - содержание серы в металле в ковше после обработки, η_s ,

$\eta_s = \frac{[\%S]}{[\%S]}$ - равновесный коэффициент распределения серы после обработки металла синтетическим шлаком (с учетом влияния некоторого повышения (FeO) при раскислении металла шлаком).

Приравняв правые части в уравнениях (3.1) и (3.2), получаем

$$\begin{aligned} & [\%S]_{нач} M_M + (\%S)_{п.ш} M_{п.ш} + (\%S)_{с.ш} M_{с.ш} = \\ & = [\%S] M_M + \eta_s [\%S] M_{п.ш} + \eta_s [\%S] M_{с.ш}. \end{aligned} \quad (3.3)$$

Тогда содержание серы в металле после обработки

$$[\%S] = \frac{[\%S]_{нач} + (\%S)_{п.ш} \frac{M_{п.ш}}{M_M} + (\%S)_{с.ш} \frac{M_{с.ш}}{M_M}}{1 + \left(\frac{M_{п.ш}}{M_M} + \frac{M_{с.ш}}{M_M} \right) \eta_s}. \quad (3.4)$$

Относительное количество синтетического шлака, необходимое для достижения заданного $[\%S]$, можно рассчитать по следующему уравнению, основанному на балансе серы в металле и шлаке при известном $[\%S]$:

$$\frac{[\%S]}{\frac{M_{с.ш}}{M_M}} = \frac{[\%S]_{нач} + (\%S)_{п.ш} \frac{M_{п.ш}}{M_M} - [\%S] \left(1 + \eta_s \frac{M_{п.ш}}{M_M} \right)}{[\%S] \eta_s - (\%S)_{с.ш}}. \quad (3.5)$$

3.2. Расчет раскисления стали

При использовании известково-глиноземистого синтетического шлака обеспечивается не только глубокая десульфурация металла, но и одновременное раскисление стали.

Наличие большой поверхности контакта металла и шлака (100... 300 м²/м³), а также турбулентизация металла и шлака обеспечивает резкое ускорение переноса кислорода из металла в шлак по сравнению с переносом при диффузионном раскислении.

Конечное содержание кислорода (при известном количестве синтетического шлака) можно рассчитать на основе баланса массы кислорода в конце обработки металла шлаком и приближением системы к равновесию по кислороду:

$$\begin{aligned} & [\%O]_{р.ш} = \alpha_{(FeO)} L_o = (\%FeO) \gamma_{FeO} L_o = \\ & = \left[(\%FeO)_{нач} + \frac{([\%O]_{нач} - [\%O]_{р.ш}) 72 \cdot 100}{16 M_{с.ш}} \right] \gamma_{FeO} L_o. \end{aligned} \quad (3.6)$$

Решая уравнение (3.6) относительно $[\%O]_{р.ш}$, получаем

$$[\%O]_{р.ш} = \frac{[(\%FeO)_{нач} + [\%O]_{нач} \frac{7200}{16 \cdot M_{с.ш}}] \gamma_{FeO} L_o}{1 + 7200 \gamma_{FeO} \frac{L_o}{16 M_{с.ш}}}, \quad (3.7)$$

где $(\%FeO)_{нач}$ - начальное содержание оксида железа в шлаке; γ_{FeO} - коэффициент активности оксида железа в шлаке; L_o - коэффициент распределения кислорода между металлом и шлаком ($L_o = f(\eta)$); $[\%O]_{нач}$ - начальное содержание кислорода в металле (до раскисления).

3.3. Варианты заданий на расчет

3.3.1. Определить содержание серы в металле после обработки отлаки синтетическими шлаками (исходные данные в табл. 3.1).

3.3.2. Для исходных данных таблицы определить необходимое количество синтетического шлака для получения в стали конечного содержания серы 0,005% и 0,01%.

3.3.3. Оценить влияние величины $M_{п.ш}$ на конечное содержание серы в металле при $\frac{M_{п.ш}}{M_M} = 0,001; 0,005; 0,01; 0,015; 0,02$. Построить график зависимости $[\%S] \sim f\left(\frac{M_{п.ш}}{M_M}\right)$.

3.3.4. Оценить влияние величины $(\%S)_{с.ш}$ на конечное содержание серы в металле при $(\%S)_{с.ш} = 0,05; 0; 1; 0,2; 0,5\%$. Построить график зависимости $[\%S] \sim f(\%S)_{с.ш}$.

3.3.5. Оценить влияние состава шлака (через $\eta_s = 60; 80; 100; 120; 140$) на необходимое количество синтетического шлака для обеспечения содержания серы в металле после обработки 0,01%. Построить график зависимости.

3.3.6. Определить содержание кислорода в стали после обработки заданным количеством синтетического шлака: $(\%FeO) = 0,5; [\%O]_{нач} = 0,03; L_o = 0,0023$ (при $t_{ст} = 1600^\circ C$); $\gamma_{FeO} = 1$.

4. ДЕГАЗАЦИЯ СТАЛИ В КОВШЕ ПРИ ПРОДУВКЕ ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ

Продувка металла инертными газами как метод повышения качества металла получила широкое промышленное распространение. При продувке металла инертными газами уменьшается химическая неоднородность стали в ковше: уменьшается содержание газов в металле; происходит энергичное

Таблица 3.1

Индивидуальные задания

№ п/п	Состав шлага, %					M _н [*] г	K _{н.ш} M _н	M _{с.ш} M _н	η _с	[%S] _{н.ш}	(%S) _{н.ш}	(%S) _{с.ш}
	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	FeO								
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
1	56	44,00	-	-	150	0,010	0,06	180	0,04	0,2	0,10	
2	56	44,00	-	-	150	0,010	0,06	180	0,04	0,2	0,10	
3	56	44,00	-	-	150	0,010	0,06	180	0,03	0,2	0,10	
4	56	44,00	-	-	150	0,010	0,06	180	0,03	0,2	0,15	
5	56	44,00	-	-	150	0,010	0,06	180	0,04	0,2	0,15	
6	56	44,00	-	-	150	0,005	0,05	180	0,04	0,2	0,10	
7	56	44,00	-	-	150	0,005	0,05	180	0,03	0,2	0,10	
8	56	44,00	-	-	150	0,005	0,05	180	0,03	0,2	0,10	
9	56	44,00	-	-	150	0,005	0,05	180	0,04	0,2	0,15	
10	56	44,00	-	-	180	0,005	0,05	180	0,04	0,2	0,15	
11	50	39,25	10,75	-	300	0,010	0,08	52	0,03	0,2	0,10	
12	50	39,25	10,75	-	300	0,010	0,08	52	0,03	0,2	0,10	
13	50	39,25	10,75	-	300	0,010	0,08	52	0,04	0,2	0,10	
14	50	39,25	10,75	-	300	0,010	0,08	52	0,04	0,2	0,15	
15	50	39,25	10,75	-	300	0,010	0,08	52	0,03	0,2	0,15	
16	50	39,25	10,75	-	300	0,005	0,07	52	0,03	0,2	0,15	
17	50	39,25	10,75	-	300	0,005	0,07	52	0,03	0,2	0,10	
18	50	39,25	10,75	-	300	0,005	0,07	52	0,04	0,2	0,10	
19	50	39,25	10,75	-	300	0,005	0,07	52	0,04	0,2	0,10	
20	50	39,25	10,75	-	300	0,005	0,07	52	0,03	0,2	0,15	
21	56	44,00	-	-	300	0,005	0,07	52	0,03	0,2	0,15	
							0,06	180	0,04	0,2	0,10	

88

Окончание табл. 3.1

I	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
22	56	44,00	-	-	300	0,005	0,06	180	0,04	0,2	0,10
23	56	44,00	-	-	300	0,005	0,06	180	0,03	0,2	0,10
24	56	44,00	-	-	300	0,005	0,06	180	0,03	0,2	0,15
25	56	44,00	-	-	300	0,005	0,06	180	0,04	0,2	0,15
26	50	39,25	10,75	-	150	0,005	0,07	52	0,04	0,2	0,10
27	50	39,25	10,75	-	150	0,005	0,07	52	0,03	0,2	0,10
28	50	39,25	10,75	-	150	0,005	0,07	52	0,03	0,2	0,10
29	50	39,25	10,75	-	150	0,005	0,07	52	0,04	0,2	0,10
30	50	39,25	10,75	-	150	0,005	0,07	52	0,04	0,2	0,145

перемешивание расплава, облегчается удаление в шлак неметаллических включений; снижается и выравнивается температура металла.

Для вдувания инертного газа используются дутьевые устройства, через которые газ подводится сверху или снизу. Верхние погружные фурмы представляют собой трубку с цилиндрическим соплом, футерованную высокоглиноземистым огнеупором. При подаче газа через дно применяются дутьевые устройства, устанавливаемые в затвора виберного типа или продувку производят через пористые пробки. В пористых пробках диаметр пор составляет 1...1,6 мм. При продувке вблизи среза сопла формируются газовые полости, которые увеличиваются в размерах за счет нагрева газа до температуры металла и изменения физического давления, приобретают грибовидную форму, пульсируют и могут распадаться на группы пузырьков меньших размеров.

Для условий продувки металла в ковшах вместимостью 100...350 т средний размер образующихся пузырьков можно определить по эмпирической формуле:

$$Z_{\text{пузыря}} = \sqrt{\frac{3}{4\pi} 0,976 \left(\frac{Q^{0,5}}{q^{0,5}}\right)}, \quad (4.1)$$

где Q - объемный расход нейтрального газа через сопло, определяется с учетом температуры газа перед соплом и давления, с которым подается газ.

Если радиус пузыря больше критического, пузырь разрушается. Вторичное дробление может происходить многократно до тех пор, пока размер пузыря $Z_{\text{пузыря}}$ не станет меньше критического $Z_{\text{критич}}$.

При выводе нейтрального газа через пористые донные блоки размеры пузырьков можно оценить исходя из предположения, что к моменту отрыва от поры его подъемная сила равна удерживающей силе поверхностного натяжения по периметру поры. Тогда диаметр пузыря можно определить из равенства

$$LD_{\text{пор}} \sigma = \frac{4}{3} \pi Z_{\text{пузыря}}^3 \rho (P_1 - P_2), \quad (4.2)$$

где $D_{\text{пор}}$ - диаметр пор, см; σ - поверхностное натяжение, $\sigma = 1200...1500$ дин/см; P_1, P_2 - плотность соответственно металла и газа, г/см³.

Пренебрегая плотностью газа, получаем

$$Z_{\text{пузыря}} = \frac{3\sigma D_{\text{пор}}}{4\rho P_1}. \quad (4.3)$$

4.1. Расчет удаления водорода

Продувка жидкой стали в ковше инертным газом сопровождается удалением из металла растворенных в нем водорода и азота. В пузырьке чистого газа, используемого для продувки (аргона), парциальные давления других газов, таких как водород, азот равны нулю, и поэтому эти газы стремятся выделиться из расплава в пузырьке инертного газа. Этот процесс продолжается до тех пор, пока в пузырьке инертного газа парциальное давление удаляемых газов не достигнет давления насыщения:

$$P_{N_2} = \frac{[\%N]^2}{(K_{N_2})^2}; \quad (4.4)$$

$$P_{H_2} = \frac{[\%H]^2}{(K_{H_2})^2}. \quad (4.5)$$

При практическом использовании продувки жидкой стали аргоном достигший результат по дегазации металла зависит от многих факторов: температуры, способа продувки, расхода газа, наличия поверхности активной примесей (кислорода, серы) в расплаве и др.

Процессу дегазации способствуют малые расстояния между отдельными пузырьками инертного газа, большое время пребывания пузырьков в расплаве, высокая стойкость диффузии удаляемых газов, большая поверхность раздела и высокий градиент концентраций удаляемых газов между расплавом и пузырьком инертного газа. При постоянном расходе продуваемого газа диффузионный путь растворенных в стали газов тем меньше, чем больше число пузырьков, т.е. чем они мельче. Мелкие пузырьки всплывают медленнее и более длительное время находятся в расплаве.

Для ориентировочной оценки эффективности обработки стали аргоном можно воспользоваться уравнением Геллера, в вводе которого использован равновесный закон Сиверта. В основу этого уравнения положены следующие соображения. Газ, используемый для продувки, практически инертным в расплавленной стали и не реагирует ни с ней, ни с удаляемым газом; в стали растворен только один газ; в пузыре вдуваемого газа, имеющем бесконечно малые размеры, за время его всплывания достигается равновесное давление насыщения удаленного из расплава газа.

Рассмотрим процесс удаления водорода из стали при продувке аргоном. Пусть водород объемом V_N растворен в металле.

При продувке аргоном и прохождении через металл пузырька аргона объемом dV_{Ar} последний увлекает с собой малый объем водорода dV_H . Общее давление газа в пузырьке P включает в себя парциальные давления водорода и аргона ($P = P_H + P_{Ar}$), определяемые концентрациями этих газов в пузырьке.

Отношение объемных концентраций обоих газов в пузырьке пропорционально отношению их парциальных давлений. Таким образом, для соотношения объемов водорода и аргона будет справедливо выражение

$$\frac{dV_H}{dV_{Ar}} = \frac{P_H}{P_{Ar}} \quad (4.6)$$

или с учетом, что $P_{Ar} = P - P_H$,

$$\frac{dV_H}{dV_{Ar}} = \frac{P_H}{P - P_H} \quad (4.7)$$

Тогда в пузырьке переходит растворенный газ:

$$dV_H = \frac{P_H}{P - P_H} dV_{Ar} \quad (4.8)$$

Объему водорода, растворенного в стали, соответствует весовое количество газа $[\%H]$:

$$V_H = \frac{1000 C_T [\%H] 22,4}{M_{H_2} 100} \quad (4.9)$$

где C_T - массов % стали, г; M_{H_2} - молекулярная масса водорода, $M_{H_2} = 2$; 22,4 м³ - объем, занимаемый 1 кг-молей водорода, или

$$dV_H = \frac{22,4 C_T}{M_{H_2}} d[\%H] \quad (4.10)$$

В соответствии с законом Сиверта массовая концентрация водорода пропорциональна его парциальному давлению над расплавом:

$$[\%H] = K_H \sqrt{P_H} \quad (4.11)$$

где K_H - константа равновесия реакции растворения газа;

$$P_H = \frac{[\%H]^2}{K_H^2} \quad (4.12)$$

Приравняв правые части в выражениях (4.8) и (4.10), получим

$$\frac{22,4 C_T}{M_{H_2}} d[\%H] = \frac{P_H}{P - P_H} dV_{Ar} \quad (4.13)$$

откуда с учетом (4.12)

$$dV_{Ar} = \frac{22,4 C_T}{M_{H_2}} \frac{PK_{H_2}^2 - [\%H]^2}{[\%H]^2} d[\%H] \quad (4.14)$$

Далее в интегральной форме

$$\int_0^V dV_{Ar} = \frac{22,4 C_T}{M_{H_2}} \int_{[\%H]_{исх}}^{[\%H]_{кон}} \frac{PK_{H_2}^2 - [\%H]^2}{[\%H]^2} d[\%H] \quad (4.15)$$

или

$$\int_0^V dV_{Ar} = \frac{22,4 C_T}{M_{H_2}} \left[\int_{[\%H]_{исх}}^{[\%H]_{кон}} \frac{PK_{H_2}^2}{[\%H]^2} dH \int_{[\%H]_{исх}}^{[\%H]_{кон}} d[\%H] \right] \quad (4.16)$$

где $[\%H]_{исх}$, $[\%H]_{кон}$ - концентрации водорода соответственно до и после продувки аргоном, %.

Интегрирование выражения (4.16) в пределах исходной $[\%H]_{исх}$ и конечной $[\%H]_{кон}$ концентрации удаляемого газа приводит к следующему уравнению для определения количества газа для продувки:

$$V_{Ar} = \frac{22,4 C_T}{M_{H_2}} \left[PK_{H_2}^2 \left(\frac{1}{[\%H]_{кон}} - \frac{1}{[\%H]_{исх}} \right) + ([\%H]_{исх} - [\%H]_{кон}) \right] \quad (4.17)$$

Если давление P выделено в паскалях, необходимо его значение разделить на коэффициент $9,8066 \cdot 10^4$.

Удельный расход аргона $V_{Ar}' = V_{Ar} / C_T$, м³/т:

$$V_{Ar}' = \frac{V_{Ar}}{C_T} = 112 K_{H_2}^2 P \left(\frac{1}{[\%H]_{кон}} - \frac{1}{[\%H]_{исх}} \right); \quad (4.18)$$

$$\lg K_{H_2} = -\frac{1900}{T} - 1,577 \quad (4.19)$$

Концентрация водорода принято выражать в миллилитрах на 100 г металла.

Перевод массовой концентрации водорода в миллилитрах на 100 г и обратно можно производить, используя выражение (4.20):

$$[\%H] = \left[\frac{M_H}{100g} H \right] / H_{200}. \quad (4.20)$$

Сопоставление результатов расчета по выражению (4.16) с практическими данными показывает, что уравнение Геллера дает заниженный расход аргона. Поэтому в выражение (4.16) вводится поправочный коэффициент L , характеризующий степень приближения к равновесию процесса удаления водорода при продувке аргоном, т.е.

$$V'_{Ar} = \frac{H_2 K_{N_2}^2 P}{L} \left(\frac{1}{[\%H]_{кон}} - \frac{1}{[\%H]_{усл}} \right). \quad (4.21)$$

По данным практики, коэффициент L изменяется в интервале 0,5...0,75 для раскисленной и в интервале 0,8...0,9 - для перераскисленной стали. В последнем случае эффективность удаления водорода повышается за счет дополнительного дегазирующего воздействия оксида углерода. Коэффициент L уменьшается с увеличением расхода аргона.

Приведенное уравнение Геллера для водорода справедливо для всплывающих пузырьков продуваемого газа в тот момент времени, когда они непосредственно достигают поверхности расплава.

Было выведено дифференциальное уравнение, описывающее изменение общего количества газа в пузырьках продуваемого газа в зависимости от высоты всплывания для любого момента времени:

$$\frac{dV_{N_2+Ar}}{dh} = \Phi \pi \frac{sh}{r} \rho^{sh} \left([\%H]_{усл} - K_s \sqrt{\frac{V_{N_2+Ar} - V_{Ar}}{V_{N_2+Ar}}} \rho' \right), \quad (4.22)$$

где V_{N_2+Ar} - общее количество содержащегося в пузырьках газа, моль; h - высота всплывания пузырька от дна ковша к моменту времени t , см;

$$\Phi = \left[\frac{6\pi DRT}{\sqrt{\frac{4}{3}} g \left(\frac{3RT}{4H} \right)^{1/2}} \right]^{1/2}, \quad (4.23)$$

D - коэффициент диффузии удаляемого газа, cm^2/s ; R - газовая постоянная; $R = 8,311 \cdot 10^7$ г.см²/(с².моль.К); T - абсолютная температура; g - ускорение свободного падения, см/с²; P - общее давление на пузырек ко времени t , г/см.с²; K_s - константа равновесия реакции растворения удаляемого газа; V_{Ar} - количество молекул продуваемого газа в одном пузырьке.

Согласно расчетам насыщение пузырьков небольшого размера (до 3 мм) удаляемыми газами происходит очень быстро.

4.2. Расчет удаления азота

При продувке стали аргоном удаление азота рассчитывается по формуле, аналогичной (4.18):

$$V'_{Ar} = \frac{V_{Ar}}{G} = H_2 K_{N_2}^2 P \left(\frac{1}{[\%N]_{кон}} - \frac{1}{[\%N]_{усл}} \right) \quad (4.24)$$

или с учетом коэффициента L

$$V'_{Ar} = \frac{8K_{N_2}^2 P}{L} \left(\frac{1}{[\%N]_{кон}} - \frac{1}{[\%N]_{усл}} \right). \quad (4.25)$$

Величину K_{N_2} можно найти из уравнения

$$\lg K_{N_2} = -\frac{767}{T} - 0,95. \quad (4.26)$$

Степень приближения к равновесию процесса удаления газов при продувке аргоном будет определяться процессами их массопереноса в жидком металле и десорбции с поверхности в газовый пузырек. Известно, что скорости этих процессов для азота значительно меньше, чем для водорода (например, коэффициент диффузии водорода и азота в жидком железе составляет соответственно $1,2 \cdot 10^{-5}$ и $9,2 \cdot 10^{-5}$ см²/с).

На основании практики вакуумирования стали, где условия дегазации близки к условиям продувки аргоном, степень удаления азота может быть принята в 4-7 раз меньше, чем водорода. Соответственно следует скорректировать и значения коэффициента L в выражении (4.26).

4.3. Расчет снижения температуры металла при продувке аргоном

При продувке металла в ковше аргоном происходит снижение температуры стали в результате подогрева аргона до температур жидкого металла и за счет повышенной теплоотдачи через зеркало металла и плаки и нагрева огнеупорной кладки.

Расчитать затраты теплоты на нагрев аргона и снижение вследствие этого температуры стали можно, используя балансовое уравнение

$$V_{Ar} C_{Ar} \Delta T_{Ar} = C_{ст} C_{ст} \Delta T_{ст} \quad (4.27)$$

где V_{Ar} - расход аргона, м³; C_{Ar} , $C_{ст}$ - теплоемкость соответственно аргона и стали; ΔT_{Ar} , $\Delta T_{ст}$ - изменение в процессе продувки температуры соответственно аргона и стали, К; $G_{ст}$ - масса стали, кг.

Значения теплоемкости можно принять следующими: $C_{Ar} = 0,932$ кДж/м³·К; $C_{ст} = 0,836$ кДж/кг·К.

Окончание табл. 4.1

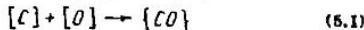
1	2	3	4	5	6	7
5	1,0	6		5		1620

В настоящее время наиболее распространенными способами обработки металла вакуумом в ковше являются:

- помещение ковша с металлом в вакуумную камеру и последующее перемещение металла инертным газом;
- парцидное и циркуляционное вакуумирование;
- вакуумирование при переливе из ковша в изложницу (струйное вакуумирование).

5.1. Удаление кислорода и обезуглероживание стали

Анализ равновесия реакции углерод-кислород



при пониженных парциальных давлениях оксида углерода можно выполнить при

$$K'_{c-o} = \frac{P_{CO}}{[C][O]}, \quad (5.2)$$

где P_{CO} выражено в атмосферах (ати)
или

$$K'_{c-o} = \frac{P_{CO}}{[C][O]} \frac{1}{760}, \quad (5.3)$$

где P_{CO} выражено в миллиметрах ртутного столба.

Экспериментально установлено, что отношения Вачера и Гамильтона $[C][O] = 0,0025$ в области давлений 20...300 мм рт.ст. справедливо, а в области давлений ниже 10 мм рт.ст. наблюдаются отклонения этой величины от значений 0,0025.

Из уравнения (5.3) следует

$$[C][O] = 0,0025 \frac{P_{CO}}{760} = 3,3 \cdot 10^{-6} P_{CO}. \quad (5.4)$$

Значение P_{CO} в уравнении (5.4) выражено в миллиметрах ртутного столба.

Таким образом, понижение давления в системе приводит к уменьшению $[C][O]$, и это является действенным средством в снижении концентрации кислорода в жидкой стали.

При вакуумной обработке стали очень важно знать, как изменяется концентрация кислорода в стали при постоянном содержании углерода в зависимости от давления.

При концентрации углерода в стали $< 0,1\%$

$$[O] = 0,0575 \sqrt{P_{CO}}. \quad (5.5)$$

В этом случае содержание растворенного в стали кислорода пропорционально корню из парциального давления оксида углерода. Формула (5.5) по записи аналогична формуле Сиверта.

При более высокой концентрации $[C] > 0,1\%$

$$[O] = -\frac{2}{3} [C]_0 + \frac{2}{3} [C]_0 \sqrt{1 + 3K \frac{P_{CO}}{[C]_0^2}}. \quad (5.6)$$

При $[CO] = 0,1\%$

$$[O] = \frac{K}{[C]_0} P_{CO}. \quad (5.7)$$

Таким образом, при повышенных концентрациях содержание кислорода в стальном расплаве обратно пропорционально концентрации углерода и пропорционально давлению P_{CO} :

$$K = \frac{1}{K'_{c-o}} \approx 0,0025. \quad (5.8)$$

Если предположить, что конечное содержание кислорода в металле после вакуумной обработки пренебрежительно мало по сравнению с исходным, можно рассчитать максимально возможное снижение концентрации углерода:

$$\Delta [C] = 0,75 [O]_{нач} = \frac{0,75 \cdot 3,3 \cdot 10^{-3}}{[C]_{нач}}, \quad (5.9)$$

где $3,3 \cdot 10^{-3}$ - произведение $[C][O]$ для реальных условий практики.

Если по Вачеру и Гамильтону $[C][O] = 2,5 \cdot 10^{-3}$, то выражение (5.9) примет вид

$$\Delta [C] = \frac{0,75 \cdot 2,5 \cdot 10^{-3}}{[C]_{нач}}. \quad (5.10)$$

5.2. Удаление водорода и азота

Согласно уравнению Сиверта растворимость газов (азота и водорода) при постоянной температуре пропорциональна квадратному корню из парциального давления:

$$[H] = K'_{N_2} \sqrt{P_{N_2}}; \quad (5.11)$$

$$[N] = K_{N_2} \sqrt{P_{N_2}}. \quad (5.12)$$

Следовательно, снижение давления над металлом является действенным средством уменьшения концентрации водорода и азота в стали.

Значения K'_{H_2} , K'_{N_2} , K'_{CO} можно найти из уравнений

$$\lg K'_{H_2} = -\frac{1900}{T} - 1,577; \quad (5.13)$$

$$\lg K'_{N_2} = -\frac{767}{T} - 0,95; \quad (5.14)$$

$$\lg K'_{CO} = \frac{1860}{T} + 1,643. \quad (5.15)$$

5.3. Образование газовых пузырей

Дегазация металла возможна при условии, что давление выделения больше внешнего противодавления $P_{вн}$:

$$P_{вн} \geq P_{вн}. \quad (5.16)$$

Давление выделения в пузырьке соответствует внутреннему давлению, которое устанавливается в зависимости от концентрации соответствующих элементов. Например, давление насыщения (выделения) водорода P_{H_2} , азота P_{N_2} и оксида углерода P_{CO} устанавливается в зависимости от концентрации водорода $[H]$, азота $[N]$, кислорода $[O]$ и углерода $[C]$.

Давление выделения определяется на приведенных ранее закономерностей:

$$P_{H_2} = \frac{[H]}{K'_{H_2}}; \quad (5.17)$$

$$P_{N_2} = \frac{[N]^2}{K'_{N_2}}; \quad (5.18)$$

$$P_{CO} = K'_{CO} [C][O]. \quad (5.19)$$

Внешнее противодавление складывается из остаточного давления P в вакуум-каме, столба жидкости над пузырьком P_3 и капиллярного P_6 :

$$P_{вн} = P + P_3 + P_6. \quad (5.20)$$

Капиллярное давление P_6 связано с поверхностным натяжением:

$$P_6 = \frac{2\sigma}{r}, \quad (5.21)$$

где σ - поверхностное натяжение, дин/см, для сталей в диапазоне концентрации кислорода 0,02-0,08% σ изменяется в интервале 1200...1500 дин/см; r - радиус пузырька, см.

Давление столба жидкости

$$P_3 = \rho g h, \quad (5.22)$$

где ρ - плотность стали, г/см³; g - ускорение свободного падения, см/с²; h - высота столба жидкости, см.

Тогда выражение (5.20) можно представить в виде

$$P_{вн} = P + \rho g h + \frac{2\sigma}{r}, \quad (5.23)$$

если P_3 и P_6 выражены в динах на квадратный сантиметр (дин/см²) или в граммах в сантиметрах на секунду в квадрате (г/(см.с²)). Или

$$P_{вн} = P + \frac{h}{142} + \frac{26 \cdot 10^{-5}}{9,81 r}, \quad (5.24)$$

если $P_{вн}$ выражено в атмосферах.

Из уравнения (5.24) следует, что критический радиус зародыша, см:

$$r_{кр} = \frac{2,046 \cdot 10^{-6}}{P_{вн} - P - \frac{h}{142}}. \quad (5.25)$$

Для пузырьков оксида углерода при

$$P_{CO} = K'_{CO} [C][O] = 400 [C][O] \quad (5.26)$$

запишем

$$r_{CO} = \frac{2,046 \cdot 10^{-6}}{400 [C][O] - P - \frac{h}{142}}. \quad (5.27)$$

При образовании пузырьков оксида углерода максимальная глубина зарождения определяется из уравнения

$$P + \frac{h}{142} < 400 [C][O]. \quad (5.28)$$

Если принять давление насыщения для водорода

$$P_{H_2} = \frac{[H]^2}{615}, \quad (5.29)$$

те размер критического зародыша пузырька водорода

$$r_{H_2} = \frac{2,04 \cdot 10^{-6}}{\frac{[H]^2}{615} - p - \frac{h}{142}} \quad (5.80)$$

Здесь $[H]$ выражено в промилле; P_{H_2} - в атмосферах.

Газ из расплава можно выделить по двум принципиально отличным схемам:

в готовую газовую фазу с поверхности расплава; в газовую пору или пузырек другого газа, например, аргона; гомогенным зарождением и ростом собственного пузырька в объеме расплава.

В первом случае внешнее противодействие будет определяться величиной парциального давления данного газа в имеющейся газовой фазе, во втором случае - суммой $P_{вн}$.

5.4. Варианты заданий на расчет

5.4.1. Определить необходимую глубину вакуума, обеспечивающую удаление газов с поверхности расплава до следующей концентрации при температуре процесса 1550, 1580, 1500, 1620 и 1650 °C (табл. 5.1).

5.4.2. Определить высоту осы от зеркала металла, в котором газ из расплава в готовую фазу можно выделить с $r_{кр} = 1$ мм при температуре металла 1580, 1600, 1620 °C; $P = 0,1$ МПа (0,001 атм); $P_{H_2} = 7$ г/см³.

5.4.3. Оценить возможность гомогенного зарождения газовой фазы H_2 , N_2 и CO в объеме жидкого металла, для чего рассчитать $P_{вн}$ из уравнения (5.23).

Величина $r_{кр} = 10^{-4}$ см; 10^{-3} см; 10^{-2} см.

При расчете $\sigma = 1400$ МН/м (для перевода в Н/см² ввести множитель 10^{-5}), $\sigma = 1,8 \cdot 10^{-6}$.

Зарождение пузыря происходит в поверхностном слое металла с $h = 0$ и величиной $\rho g h$ можно пренебречь, в середине объема ковша $h = 1,0$ и; 1,4 м; 1,8 м.

5.5. Расчет концентрации кислорода при вакуумировании в ковше

В производственных агрегатах равновесные концентрации углерода и кислорода

$$C_p = \frac{C_0 - \frac{A_c}{A_o} O_0}{2} + \sqrt{m P_{вн} \frac{A_c}{A_o} + \left(\frac{C_0 - \frac{A_c}{A_o} O_0}{2} \right)^2}; \quad (5.31)$$

42

$$O_p = \frac{A_o}{A_c} \left(\frac{C_0 - \frac{A_c}{A_o} O_0}{2} - \sqrt{m P_{вн} \frac{A_c}{A_o} + \left(\frac{C_0 - \frac{A_c}{A_o} O_0}{2} \right)^2} \right), \quad (5.32)$$

где A_c, A_o - атомный вес соответственно углерода и кислорода; O_0 - исходные концентрации растворенного кислорода; $m = 0,0025$; $P_{вн}$ - внешнее давление, Н/см².

Используя уравнения (5.31) и (5.32), можно получить конечные значения концентрации углерода и кислорода приковоме вакуумировании. При этом могут быть рассмотрены два крайних случая:

перемешивание металла в ковше не происходит; происходит полное перемешивание металла в ковше.

В первом случае вакуумированию подвергается лишь "активный" слой металла высотой h , где $P_{co} = P + \rho g h$, и значение суммарного давления в формулах (5.31) и (5.32) можно принять равным сумме остаточного давления в камере и половине давления столба металла $1/2 \rho g h$.

Остаточные концентрации углерода и кислорода могут быть вычислены усреднением по всему объему металла высотой H , например:

$$O_{cp} = \frac{O_0(H-h) + C_p h}{H}. \quad (5.33)$$

Во втором случае глубокому вакуумированию подвергается весь объем металла, и давление можно принять равным остаточному давлению в камере $1/2 \rho g h$.

В реальных условиях эффективность вакуумной обработки в ковше занимает промежуточное положение и определяется как степень приближения процесса к равновесию, так и интенсивностью перемешивания металла в ковше. В этом случае можно считать, что за счет частичного перемешивания весь объем металла за время вакуумирования пройдет через "активный" слой.

5.6. Варианты заданий на расчет

5.6.1. Определить конечное содержание углерода и кислорода для условий:

начальное содержание углерода (C_0): 0,35; 0,30; 0,25; 0,20; 0,15; 0,10;

начальное содержание кислорода:
а) в нераскисленной стали

$$O_0 = 0,00384 + \frac{0,00313}{\%C}; \quad (5.34)$$

43

б) в раскисленной стали, содержащей 0,10...0,25% Si при $t = 1600$ °C, из константы

$$lg K_{Si} = lg [Si] [O]^2 = -\frac{30410}{T} + 11,56. \quad (5.35)$$

Высота металла в ковше (H), м: 2,5; 3,5; 4,5.

Остаточное давление в камере 0,2, 1,0, 2,0 кПа.

Расчет выполнить для условий отсутствия перемешивания, частичного и полного перемешивания стали в ковше.

5.6.2. Определить конечное содержание водорода и азота, считая, что гомогенное образование пузырьков H_2 и N_2 не происходит, а дегазация осуществляется за счет пузырьков CO. Исходное содержание $[H] = 0,0005\%$, $[N] = 0,006\%$. Оценить роль дегазации стали за счет пузырьков CO и с поверхности металла.

5.7. Расчет дегазации стали при порционном вакуумировании

При расчете раскисления углеродом при порционном вакуумировании принимается, что за время выдержки порции металла в вакууматоре достигаются равновесные для условий вакуумирования концентрации кислорода O_p и углерода C_p , которые можно определить по (5.31) и (5.32). При этом внешнее давление следует принять равным сумме остаточного давления в камере (P) и половине давления приведенного столба металла в вакууматоре h_{np} :

$$P_{\text{вн}} = P + \frac{\rho g h_{np}}{2}. \quad (5.36)$$

Величину h_{np} можно определить с учетом времени заполнения τ_1 , выдержки τ_2 и слива металла τ_3 из камеры:

$$h_{np} = \frac{h \left(\frac{\tau_1}{2} - \tau_2 - \frac{\tau_3}{2} \right)}{\tau_1 + \tau_2 + \tau_3}, \quad (5.37)$$

где h - полная высота слоя металла в камере.

Значение остаточного давления в камере в процессе вакуумирования изменяется по эмпирическим зависимостям

$$P = A \exp(-B_n), \quad (5.38)$$

а ее среднее значение для числа циклов n может быть принято:

n	10	20	30	40	50
$P_{\text{ост}}$, атм:	0,02	0,010	0,005	0,003	0,001
$P_{\text{ср}}$, атм:	0,05	0,035	0,025	0,020	0,015

Допускается также, что при сливе порции металла из вакууматора она равномерно распределяется по всему объему ковша.

Тогда после первого цикла вакуумирования получим для среднего содержания углерода C_1 и кислорода O_1 ,

$$C_1 = C_0 - (g/G)C_0 + (g/G)C_p; \quad (5.39)$$

$$O_1 = O_0 - (g/G)O_0 + (g/G)O_p, \quad (5.40)$$

где C_0, O_0 - исходная концентрация соответственно углерода и кислорода; G - масса порции металла в вакууматоре; g - масса металла в ковше.

Для n -го цикла соответственно

$$C_n = C_{n-1} - (g/G)C_{n-1} + (g/G)(\alpha + \beta); \quad (5.41)$$

$$O_n = O_{n-1} - (g/G)O_{n-1} - (g/G)(\alpha - \beta) \frac{A_0}{A_c}, \quad (5.42)$$

где

$$\alpha = \frac{C_0 - \frac{A_c}{A_0} O_0}{2}; \quad \beta = \sqrt{m P_{\text{вн}} \frac{A_c}{A_0} + \left(\frac{C_0 - \frac{A_c}{A_0} O_0}{2} \right)^2}.$$

Используя (5.41) и (5.42), можно получить выражения для концентрации углерода и кислорода после n -го цикла вакуумирования в виде

$$C_n = C_0 \left(1 - \frac{g}{G}\right)^n + (\alpha + \beta) \frac{g}{G} \left[1 + \left(1 - \frac{g}{G}\right) + \left(1 - \frac{g}{G}\right)^2 + \dots + \left(1 - \frac{g}{G}\right)^{n-1} \right], \quad (5.43)$$

$$O_n = O_0 \left(1 - \frac{g}{G}\right)^n - \frac{A_0}{A_c} (\alpha - \beta) \frac{g}{G} \left[1 + \left(1 - \frac{g}{G}\right) + \left(1 - \frac{g}{G}\right)^2 + \dots + \left(1 - \frac{g}{G}\right)^{n-1} \right]. \quad (5.44)$$

Суммируя ряды (5.43) и (5.44), получаем

$$C_n = \left(1 - \frac{g}{G}\right)^n \left[C_0 - (a+b)\right] + (a+b); \quad (5.45)$$

$$O_n = \left(1 - \frac{g}{G}\right)^n \left[O_0 + \frac{A_0}{A_c} (a+b)\right] + \frac{A_0}{A_c} (a-b). \quad (5.46)$$

По аналогии с рассмотренными выводами можно получить также формулы для определения среднего содержания водорода и азота после n -го цикла вакуумирования:

$$[H]_n = \left(1 - mg/G\right)^n (H_0 - H_p) + H_p; \quad (5.47)$$

$$[N]_n = \left(1 - mg/G\right)^n (N_0 - N_p) + N_p, \quad (5.48)$$

где H_p, N_p - условно принимаемое равновесное содержание соответственно водорода и азота при достигнутой величине вакуума в камере,

$$H_p = K_H \sqrt{P_{ост}}; \quad (5.49)$$

$$N_p = K_N \sqrt{P_{ост}}; \quad (5.50)$$

m - доля металла, в которой $[H] > H_p$ и $[N] > N_p$, где может происходить удаление водорода и азота; высота этого столба металла рассчитывается по известной методике.

При расчете равновесного содержания H_p и N_p принято, что в газовой фазе содержится 50-70% CO , 20-25% H_2 и 5-10% N_2 .

5.8. Варианты заданий на расчет

5.8.1. Рассчитать конечные концентрации углерода и кислорода после вакуумирования с числом циклов 10, 20, 30, 40, 50, 60. Исходное содержание углерода C_0 , %: 0,35; 0,30; 0,25; 0,20; 0,15; 0,10. Исходное содержание кислорода: для нераскисленной стали

$$O_0 = \frac{0,00313}{\% C} + 0,00384;$$

для раскисленной стали, содержащей 0,10...0,25% Si , при температуре 1600 °C - по значению

$$lg K_{Si} = lg [Si][O]^2 = \frac{30410}{T} + 11,56.$$

Принять вместимость ковша G 100, 250 и 350 т, вместимость камеры $g = 0,1 G$, высоту слоя металла 400...600 мм (в расчете можно принять оптимальное значение $\frac{g}{G}$). Остаточное давление в камере в зависимости от числа циклов приведено ранее.

5.8.2. Рассчитать конечное содержание водорода и азота в стали после вакуумирования с числом циклов 10, 20, 30, 40, 50, 60. Исходное содержание водорода и азота, %:

H_0	0,0008	0,0006	0,0004
N_0	0,008	0,006	0,004

Остаточное давление в камере в зависимости от числа циклов приведено ранее.

5.9. Расчет дегазации стали при циркуляционном вакуумировании

При расчете вакуум-углеродного раскисления принимается, что в вакуумной камере достигается равновесие расплав - газовая фаза с учетом внешнего давления, и равновесные значения содержания углерода и кислорода можно определить из выражений (5.51) и (5.32).

Уравнение мгновенного баланса примеси (углерода или кислорода) в ковш можно представить в виде

$$G dC = C_p Q_m dt - C Q_m dt, \quad (5.51)$$

где G - масса металла в ковше; C - текущая концентрация примеси в ковше; C_p - равновесная концентрация примеси при выходе из вакууматора; Q_m - массовый расход жидкого металла через вакуумную камеру (скорость циркуляции).

Уравнение (5.51) приводится к стандартному виду:

$$\frac{dC}{dt} - \frac{Q_m}{G} C = \frac{Q_m}{G} C_p. \quad (5.52)$$

Обозначив $Q_m/G = g$ решением дифференциального уравнения, получим

$$C(t) = e^{-gt} \left(C_0 + g \int_0^t C_p e^{gt} dt \right). \quad (5.53)$$

Используя (5.32) и (5.31), можно написать уравнения для текущих концентраций кислорода и углерода в ковше, имея в виду, что в форму-

лах (5.31) и (5.32) вместо начальных концентраций должны быть поставлены текущие концентрации углерода и кислорода.

Учитывая, что

$$C - \frac{A_c}{A_o} O_o = C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o. \quad (5.54)$$

Тогда уравнения для текущих концентраций углерода и кислорода можно представить в виде

$$C_{(t)} = e^{-gt} \left(C_o + g \int_0^t \left(C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o + \sqrt{m P_{\text{дин}} \frac{A_c}{A_o} + \left(C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o \right)^2} \right) e^{gt} dt \right); \quad (5.55)$$

$$O_{(t)} = e^{-gt} \left(O_o + g \frac{A_o}{A_c} \int_0^t \left(C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o - \sqrt{m P_{\text{дин}} \frac{A_c}{A_o} + \left(C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o \right)^2} \right) e^{gt} dt \right); \quad (5.56)$$

или

$$C_{(t)} = e^{-gt} \left(C_o + g \int_0^t (a+b) e^{gt} dt \right); \quad (5.57)$$

$$O_{(t)} = e^{-gt} \left(O_o - g \frac{A_o}{A_c} \int_0^t (a-b) e^{gt} dt \right). \quad (5.58)$$

После несложных преобразований и интегрирования получим

$$C_{(t)} = e^{-gt} \left[C_o + (a+b) (e^{gt} - 1) \right]; \quad (5.59)$$

$$O_{(t)} = e^{-gt} \left[O_o - \frac{A_o}{A_c} (a-b) (e^{gt} - 1) \right]. \quad (5.50)$$

Внешнее давление P в (5.41) и (5.42) принимается равным сумме барометрического $P_{\text{бар}}$ и динамического $P_{\text{дин}}$ напоров столба жидкости и остаточного давления $P_{\text{ост}}$ в камере вакууматора. Барометрический уровень обычно составляет $h_{\text{бар}} = 0,2$ м. Динамический уровень

$$h_{\text{дин}} = \frac{V^2}{2 \mu^2 g},$$

где V - скорость жидкости в рукаве, м/с, можно принять $V = 0,5 \dots 0,15$ м/с; $\mu = 0,56$ - коэффициент расхода; $g = 9,8$ м/с² - ускорение свободного падения.

Соответственно давление, Н/см²:

$$P_{\text{бар}} = \frac{h_{\text{бар}}}{1,42}; \quad P_{\text{дин}} = \frac{h_{\text{дин}}}{1,42}.$$

Остаточное давление в камере по опытным данным изменяется за время вакуумирования $t_{\text{мин}}$ по зависимости, Н/см²:

$$P_{\text{ост}} = 0,13 \exp(-4,84 \cdot 10^{-2} t^2). \quad (5.61)$$

Тогда среднее за период вакуумирования $P_{\text{ост}}$ можно рассчитать из графика функции $P_{\text{ост}} = f(t)$. Приближенно значения $P_{\text{ост}}$ можно принять равным:

$t_{\text{мин}}$	4	6	8	10	12
$P_{\text{ост}}$	0,06	0,02	0,006	0,001	0,001
$P_{\text{ср}}$	0,008	0,04	0,025	0,015	0,010

Для расчета концентрации водорода и азота в стали в процессе вакуумирования соответствующую зависимость можно представить в виде

$$H_{(t)} = e^{-gt} \left(H_o - g \int_0^t H_p e^{gt} dt \right) \quad (5.62)$$

или

$$H_{(t)} = e^{-gt} \left[H_o + H_p (e^{gt} - 1) \right]. \quad (5.63)$$

Равновесные значения H_p и N_p определяются аналогично расчету порционного вакуумирования [см. (5.8)].

5.10. Варианты заданий на расчет

5.10.1. Рассчитать конечные концентрации углерода и кислорода при циркуляционном вакуумировании в течение 2, 4, 6, 8, 10, 12 мин. Исходное содержание углерода и кислорода принять таким же, как в расчете порционного вакуумирования. Значение давления $P_{\text{дин}}$ определяется по изложенной ранее методике. Скорость циркуляции $Q_{\text{дин}}$ для ковшей вместимостью 50...400 т можно принять 20...140 т/мин.

5.10.2. Рассчитать конечное содержание водорода и азота в стали после вакуумирования в течение 4, 6, 8, 10, 12 мин. Исходное содержание водорода и азота в стали, %:

H_o	0,0008	0,0006	0,0004
N_o	0,008	0,006	0,004

Остаточное и среднее давления в камере в зависимости от времени циркуляции приведены ранее.

Таблица 5.1

Индивидуальные задания

№ п/п	Начальные условия		Содержания элементов после обработки			
	[N], %	[M], %	[C] [O]	[H], %	[M], %	[C] [O]
1	0,0008			0,0007		
2	0,0008			0,0006		
3	0,0006			0,0005		
4	0,0006			0,0004		
5	0,0005			0,0004		
6	0,0005			0,0003		
7	0,0005			0,0002		
8	0,0004			0,0003		
9	0,0004			0,0002		
10		0,007			0,006	
11		0,007			0,006	
12		0,006			0,005	
13		0,006			0,004	
14		0,006			0,004	
15		0,005			0,003	
16		0,004			0,003	
17		0,004			0,002	
18			0,0033			0,0025
19			0,0033			0,0020
20			0,0033			0,0015
21			0,0033			0,0010
22			0,0033			0,0005
23			0,0033			0,0003
24			0,0033			0,0001

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кнопель Г. Раскисление и вакуумная обработка стали. Ч. I. Термодинамические и кинетические закономерности / Пер. с нем. Г.Н.Еланского. - М.: Металлургия, 1973. - 312 с.
2. Кнопель Г. Раскисление и вакуумная обработка стали. Ч. 2.
3. Кряковский Д.В. Разливка и кристаллизация стальных слитков: Учеб. пособие. - М., 1986. - 38 с.
4. Меджибожский М.Я. Основы термодинамики и кинетики сталеплавления процессов. - К.; Донецк: Выда шк., Головное изд-во, 1986. - 280 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	3
1. Расчет снижения температуры стали в ковше	3
2. Раскисление и легирование стали	11
3. Расчет процессов десульфурации и раскисления стали в ковше синтетическими шлаками	22
4. Дегазация стали в ковше при продувке инертным газом	27
5. Раскисление и дегазация стали при вакуумной обработке	37
Список литературы	51