

Министерство образования Республики Беларусь

**Учреждение образования
«Гомельский государственный технический
университет имени П. О. Сухого»**

Кафедра «Металлургия и литейное производство»

В. А. Жаранов

ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА СПЛАВОВ

ПРАКТИКУМ

**по одноименному курсу для студентов
специальности 1-42 01 01 «Металлургическое
производство и материалобработка (по направлениям)»
специализации 1-42 01 01-01 «Металлургическое
производство и материалобработка (металлургия)»
направления 1-42 01 01-01 02 «Электрометаллургия
черных и цветных металлов»
дневной и заочной форм обучения**

Гомель 2014

УДК 669.18.146.5(075.8)
ББК 34.3я73
Ж34

*Рекомендовано научно-методическим советом
механико-технологического факультета ГГТУ им. П. О. Сухого
(протокол № 11 от 24.12.2013 г.)*

Рецензент: канд. техн. наук, доц. ГГТУ им. П. О. Сухого *Г. В. Петришин*

Жаранов, В. А.

Ж34 Внепечная обработка сплавов : практикум по одноим. курсу для студентов специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка (по направлениям)» специализации 1-42 01 01-01 «Металлургическое производство и материалобработка (металлургия)» направления 1-42 01 01-01 02 «Электрометаллургия черных и цветных металлов» днев. и заоч. форм обучения / В. А. Жаранов. – Гомель : ГГТУ им. П. О. Сухого, 2014. – 109 с. – Систем. требования: PC не ниже Intel Celeron 300 МГц ; 32 Mb RAM ; свободное место на HDD 16 Mb ; Windows 98 и выше ; Adobe Acrobat Reader. – Режим доступа: <http://library.gstu.by>. – Загл. с титул. экрана.

Изложены основные сведения о современных методах внепечной обработки стали. Даны методики расчетов основных процессов, которые протекают при обработке стали в ковше: сжигения температуры стали, раскисления и легирования стали, дегазации стали при продувке инертным газом и вакуумировании и др.

Для студентов металлургических специальностей дневной и заочной форм обучения.

**УДК 669.18.146.5(075.8)
ББК 34.3я73**

© Учреждение образования «Гомельский
государственный технический университет
имени П. О. Сухого», 2014

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
1. РАСЧЕТ СНИЖЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ СТАЛИ В КОВШЕ	7
1.1 Снижение температуры стали при выпуске и выдержке стали в ковше	9
1.2 Изменение температуры металла при раскислении и легировании	11
1.3 Варианты заданий на расчет	14
1.4 Подготовка плавки к внепечной обработке	16
2 РАСКИСЛЕНИЕ И ЛЕГИРОВАНИЕ СТАЛИ	20
2.1. Расчет расхода ферросплавов для раскисления и легирования стали	24
2.2 Расчет массы стали после раскисления и ее состава	27
2.3 Расчет равновесной концентрации кислорода	31
2.4 Варианты заданий на расчет	32
3 РАСЧЕТ ПРОЦЕССОВ ДЕСУЛЬФУРАЦИИ И РАСКИСЛЕНИЯ СТАЛИ В КОВШЕ СИНТЕТИЧЕСКИМИ ШЛАКАМИ	34
3.1 Расчет процессов десульфурации стали	37
3.2. Расчет раскисления стали	39
3.3 Варианты заданий на расчет	40
4 ДЕГАЗАЦИЯ СТАЛИ В КОВШЕ ПРИ ПРОДУВКЕ ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ	47
4.1 Расчет удаления водорода	63
4.2 Расчет удаления азота	68
4.3 Расчет снижения температуры металла при продувке аргоном	69
4.4 Варианты заданий на расчет	69
5. РАСКИСЛЕНИЕ И ДЕГАЗАЦИЯ СТАЛИ ПРИ ВАКУУМНОЙ ОБРАБОТКЕ	71
5.1 Удаление кислорода и обезуглероживание стали	84
5.2 Удаление водорода и азота	86
5.3 Образование газовых пузырей	87
5.4 Варианты заданий на расчет	90
5.5 Расчет концентрации кислорода при вакуумировании в ковше	90
5.6 Варианты заданий на расчет	91
5.7 Расчет дегазации стали при порционном вакуумировании	92
5.8 Варианты заданий на расчет	95
5.9 Расчет дегазации стали при циркуляционном вакуумировании	95
5.10 Варианты заданий на расчет	98
6 ТЕПЛОВОЙ РАСЧЕТ ФУРМЫ ДЛЯ ПРОДУВКИ МЕТАЛЛА В КОВШЕ	100
ЛИТЕРАТУРА	108

ВВЕДЕНИЕ

Для получения качественного металла 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:

- раскисление и легирование стали в ковше;
- обработка металла вакуумом;
- продувка металла инертными газами;
- обработка стали синтетическими шлаками или лигатурой;
- продувка металла порошкообразными материалами и др.

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

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

Появление и развитие внепечной обработки расплавов обусловлено повышением требований к качеству металлов и сплавов, необходимостью разработки технологии и производства сплавов принципиально нового качества и ограничением возможности получения их традиционными методами в плавильных агрегатах.

Распространение внепечной обработки объясняется многими положительными моментами, например:

- упрощение технологии плавки, так как появляется возможность продувки металла кислородом до низких содержаний углерода с последующей корректировкой состава по углероду и другим примесям;

- создание условий для ведения конвертерной плавки с очень малым количеством шлака, с малым расходом добавочных материалов, меньшими потерями железа в шлак и т.д.;
 - замена двухшлаковой технологии электроплавки на одношлаковую без скачивания шлака (уменьшается продолжительность плавки, расход электроэнергии, трудовые затраты);
 - обеспечение надежной и высокопроизводительной работы машин непрерывной разливки, где требуется точная и стандартная от плавки к плавке регулировка температуры и получение металла стандартно чистого от вредных примесей, прежде всего от серы;
 - получение более дешевыми методами и в больших количествах особо чистой стали с малым содержанием примесей;
 - изменение структуры и типа потребляемых ферросплавов и раскислителей в сторону снижения требований к составу и соответствующее их удешевление (использование более дешевых марок феррохрома, ферроникеля и т.п.);
 - широкое внедрение технологии «прямого легирования» с использованием природно-легированных руд, а также материалов из шлаковых отвалов и различных отходов смежных производств.
- При внепечной обработке протекают следующие физические и физико-химические процессы:
- выравнивание температуры и химического состава стали в объеме ковша, которое достигается продувкой инертным газом или перемешиванием при некоторых способах вакуумирования;
 - глубокое обезуглероживание ($<0,02\text{C}$), которое достигается вакуумированием;
 - углеродное раскисление и, высокая чистота стали по оксидным включениям – вакуумированием;
 - дегазация с получением содержания водорода в сталях и сплавах $<2 \cdot 10^{-4} \%$ - вакуумированием;
 - десульфурация до $<0,003 \%$ S – продувкой порошками, обработкой шлаком;
 - изменение формы (модификация) оксидных и сульфидных включений – обработкой порошками щелочноземельных металлов (обычно кальция), их сплавов.

- Перечисленные металлургические процессы эффективно протекают при внепечной обработке за счет ряда особенностей по сравнению с плавильными агрегатами. Основные из них:
- создание наиболее благоприятных термодинамических условий для развития данного процесса; наводка шлака, обеспечивающего глубокую десульфурацию, а не шлака, который в печи или конвертере должен выполнять противоположные функции при окислении и десульфурации;
- увеличение скорости взаимодействия стали с газовой фазой или шлаком вследствие дробления металла на порции (капли) с развитой контактной поверхностью;
- повышение интенсивности массопереноса в металле вследствие его дробления на порции (капли) и, следовательно, увеличения градиента концентраций растворенных в нем элементов (при данной концентрации).

1. РАСЧЕТ СНИЖЕНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ СТАЛИ В КОВШЕ

Разливка стали на машинах непрерывной разливки (МНЛЗ) предъявляет дополнительные требования, как к организации производства, так и к самому металлу. С точки зрения организации производства кислородно-конверторный процесс наиболее соответствует работе МНЛЗ, так как цикл плавки в конверторе близок к циклу разливки стали.

В связи с большой мобильностью кислородно-конвертерного процесса имеется возможность полной синхронизации работы конвертера и МНЛЗ, что особенно важно при разливке металла сериями методом «плавка на плавку».

Разливка металла методом «плавка на плавку» предъявляет повышенные требования к колебаниям температуры и химического состава стали от плавки к плавке. Кроме того, важным параметром, позволяющим получать качественную непрерывнолитую заготовку, является содержание серы ($\leq 0,020\%$ S или $[Mn] / [S] \geq 25$) и фосфора.

В настоящее время увеличивается производство качественной и высококачественной стали, что связано с повышением требований новых отраслей техники к качеству стали. Это привело к тому, что масштабы производства стали и сплавов, содержащих малое количество газов, неметаллических включений и других нежелательных примесей, заметно увеличились. При этом были разработаны новые способы обработки металла. Многие операции рафинирования легче и дешевле осуществлять не в сталеплавильном агрегате, а в сталеразливочном ковше. В последние годы созданы агрегаты типа печь-ковш с подогревом металла в ковше и одновременным рафинированием. Проведение технологических операций вне плавильного агрегата получило название внепечной обработки, ковшовой металлургии, ковшового рафинирования и т.п.

Усовершенствование методов внепечной обработки создало реальные условия для производства в массовых масштабах стали с гарантированным низким содержанием вредных примесей при использовании более доступных и дешевых шихтовых и добавочных материалов. Агрегаты для выплавки стали в этом случае превращаются в агрегаты для получения полупродукта, который затем подвергается

внепечной обработке. Во многих случаях получение «сверхчистой» стали традиционными методами вообще невозможно. В научно-технической литературе ежегодно сообщается о новых вариантах технологии внепечной обработки.

Основная задача внепечной обработки - осуществление ряда технологических операций быстрее и эффективнее, чем в обычных сталеплавильных агрегатах. Это выравнивание температуры и состава металла в объеме ковша; легирование, микролегирование и доведение химического состава до заданного с узкими пределами колебания от плавки к плавке; удаление и модифицирование неметаллических включений: десульфурация металла; дегазация металла (удаление водорода и азота) и др. Одновременно решить все перечисленные задачи трудно, да часто и ненужно, поэтому, как правило, одновременно решается только часть из них.

Быстрое распространение внепечной обработки объясняется в значительной степени следующим: упрощением технологии плавки, так как появилась возможность выплавки в агрегатах полупродукта с последующей доводкой металла в ковше; распространением способа непрерывной разливки стали, так как для высокопроизводительной работы МНЛЗ необходимы точная и стандартная от плавки к плавке регулировка температуры и химического состава металла, а также необходим металл высокого качества (в настоящее время вся сталь, разливаемая на МНЛЗ, подвергается внепечной обработке); возрастанием объемов производства стали ответственного назначения, которую трудно или невозможно получить, по обычной технологии плавки; возможностью получать в кислородно-конвертерных цехах сталь «электропечного» сортамента.

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,

$$Q_{\Sigma} = Mc\Delta T \quad (1.1)$$

где M – масса стали, кг;

c – удельная теплоемкость стали, (Дж/кг·К);

ΔT – снижение температуры стали, К.

Потери теплоты через кладку ковша

$$Q_{\Sigma} = QF \quad (1.2)$$

где Q – потери теплоты с 1 м² футеровки в течение времени пребывания стали в ковше t , Дж;

F – площадь огнеупорной кладки ковша (днище + стены), м².

$$Q(t) = \frac{2\lambda(T_1 - T_0)}{\sqrt{\pi a}} \sqrt{t} \quad (1.3)$$

где λ – теплопроводность огнеупора, Вт/(м К);

T_1, T_0 – температура соответственно стали и огнеупора ковша, К;

a – температуропроводность огнеупора, м²/ч;

t – время контакта огнеупора с жидкой сталью, ч:

$$a = \frac{\lambda}{c\rho} \quad (1.4)$$

Тепловой поток через поверхность кладки в этом случае:

$$J_{(0,t)} = \lambda \frac{T_1 - T_0}{\sqrt{\pi a t}} \quad (1.5)$$

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:

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

При этом тепловой поток

$$J_{(0,t)} = \lambda \left[\frac{T_1 - T_0}{\sqrt{\pi a t}} + \frac{T_0}{\sqrt{\pi a (t+t_0)}} \right] \quad (1.7)$$

Приравняв 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 a и средней удельной теплоемкости (C) некоторых огнеупорных материалов при различных температурах приведены в таблице 1.1. При непрерывном цикле работы сталеплавильных цехов можно считать, что температура футеровки ковша к началу выпуска равна в среднем 400°C .

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

Если τ – время выпуска или выдержки и разливки, мин, а F – теплоизлучающая поверхность жидкой стали, м^2 то

$$M c \Delta t = \varepsilon \sigma_q T^4 F \tau \quad (1.8)$$

где ε – степень черноты (для жидкой стали $\varepsilon = 0,4$, для шлака $\varepsilon = 0,9$); $\sigma_{\text{ч}}$ – константа излучения абсолютно черного тела, $\sigma_{\text{ч}} = 5,775 \cdot 10^{-8} \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}^4)$; T – температура стали на выпуске, К.

Площадь излучающей поверхности жидкой стали может быть принята (на желобе $\sim 1 \text{ м}^2$); в струе $\sim 2,5 \text{ м}^2$, на зеркале ковша $S = \frac{M_{\text{СТ}}}{\rho_{\text{СТ}}} / H_{\text{К}}$.

Зависимость потерь температуры стали за счет излучения от времени выпуска τ

$$\Delta T = \frac{\varepsilon \cdot \sigma_{\text{ч}} \cdot T^4 \cdot F \cdot \tau}{60 M c} \quad (1.9)$$

1.2 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:

а) нагрев и плавление присадок, происходящее с затратой теплоты ΔH^H ;

б) разложение интерметаллических соединений, имеющих в сплавах, с подводом теплоты ΔH^P ;

в) смешение расплавленной присадки с жидкой сталью, при этом теплота смешивания ΔH^M в случае образования идеального раствора равна нулю; если образующийся раствор не является идеальным, то может быть как выделение ($\Delta H^M < 0$), так и поглощение ($\Delta H^M > 0$) теплоты при смешении;

г) взаимодействие между легирующей присадкой и кислородом, растворенным в стали, с выделением теплоты реакции ΔH^B .

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

$$100C\Delta T = X(\Delta H^H + \Delta H^P + \Delta H^M + \Delta H^B) \quad (1.10)$$

$$\Delta T = \frac{X(\Delta H^H + \Delta H^P + \Delta H^M + \Delta H^B)}{100C} \quad (1.11)$$

Приведённый расчет по выражению (1.11) позволяет оценить изменение температуры жидкой стали при введении в нее 1% легирующего элемента.

Таблица 1.1 - Значение объемной плотности ρ , теплопроводности λ , температуропроводности a и средней удельной теплоемкости C некоторых огнеупорных материалов при различных температурах

Огнеупорные материалы	ρ кг/дм ³	λ , Вт/(м·К)				$a, 10^{-3}$ м ² /ч				C , Дж/(кг·К)			
		300... 1500 °С	300°С	800 °С	1100°С	1500°С	300°С	800 °С	1100°С	1500°С	300°С	800 °С	1100°С
Шамот	1,84... 2,0	1,10	1,13	1,16	1,22	2,2	2,1	2,0	1,9	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	0,38	0,41
Хромомагнезит	3,10...3,25	3,5	2,56	2,33	2,1	4,3	2,8	2,2	1,8	0,27	0,29	0,31	0,34
Силикатные 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
Корундовый кирпич	2,3...2,6	1,60	1,52	1,51	1,49	2,3	2,1	1,9	1,8	0,29	0,31	0,34	0,37
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

Таблица 1.2 – Изменение температуры жидкой стали при введении в нее 1% легирующего элемента

Ферросплавы и легирующие элементы	$\Delta T, ^\circ\text{C}$	
	Алюминий	-3
FeAl (50%)	-40	То же
Углерод	-77,6	То же
Хром	-20	То же
FeCr (70%)	-30	То же
Марганец	-20	То же
FeMn (75%)	-31	То же
FeMn (65%)	-16	То же
Кремний	+15	(повышение температуры стали)
FeSi (90%)	+11	То же
FeSi (75%)	+1	То же

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 потерь через футеровку ковша (при выдержке в ковше стали 0,5; 0,75; 1,0; 1,25 ч). Построить график зависимости $\Delta T^\circ\text{C} - f(t)$.

1.3.3 Рассчитать тепловой поток через поверхность кладки ковша.

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

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 $\Delta T^\circ\text{C} \sim f(t, T_0)$.

Индивидуальные задания приведены в таблице 1.3.

Таблица 1.3 Индивидуальные задания

№ п/п	Вместимость ковша, т	Материал футеровки ковша	Раскислитель	Масса раскислителя от процента массы стали	Режим		Температура футеровки ковша перед выпуском, °С
					Температура стали на выпуске, °С	Время выдержки ковша, ч	
1	150	Шамот	FeMn (75%)	0,5	1615	0,50	200
2	150	Магнезит	FeSi (90%)	1,0	1620	0,75	20
3	150	Хромомagneзит (20%)	FeMn(65%)	0,5	1600	1,00	200
4	150	Силикатный кирпич	FeSi (75%)	1,0	1610	0,50	400
5	150	Шамот 1	FeSi (90%)	0,5	1605	0,75	600
6	150	Шамот 2	FeMn (75%)	1,0	1610	1,00	300
7	150	Шамот 3	FeMn(65%)	0,5	1600	1,00	200
8	150	Корунд (50%)	FeSi (75%)	1,0	1600	0,50	500
9	200	Шамот	FeSi (75%)	1,0	1615	0,75	600
10	200	Магнезит	FeMn(65%)	0,5	1600	0,75	100
11	200	Хромомagneзит (20%)	FeMn(75%)	0,5	1610	0,50	20
12	200	Силикатный кирпич	FeMn(65%)	1,0	1605	1,00	1100
13	200	Шамот 1	FeSi (90%)	1,0	1600	1,00	1200
14	200	Шамот 2	FeSi (75%)	0,5	1600	0,50	800
15	200	Шамот 3	FeSi (75%)	1,0	1615	1,00	600
16	300	Шамот	FeMn(65%)	0,5	1620	0,50	700
17	300	Магнезит	FeMn(75%)	0,5	1625	0,75	500
18	300	Хромомagneзит (20%)	FeMn(65%)	1,0	1615	0,75	400
19	300	Силикатный кирпич	FeMn (75%)	1,0	1605	1,00	300
20	300	Шамот 1	FeSi (90%)	0,5	1600	0,50	200
21	300	Шамот 2	FeSi (75%)	1,0	1605	0,75	300
22	300	Шамот 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(65%)	0,5	1605	0,75	600
25	300	Шамот высокотемпературный	FeMn(75%)	1,0	1610	1,00	550

1.4 Подготовка плавки к внепечной обработке

Существенное значение имеет подготовка плавки к внепечной обработке, особенно предупреждение попадания в ковш печного шлака и материалов футеровки печи.

Окислительный характер печного конечного шлака может существенно повлиять на эффективность процессов раскисления, десульфурации, рафинирования от неметаллических включений при внепечной обработке; шлак может быть источником перехода в металл фосфора, серы, водорода, азота. Футеровка ковша в случае обработки в нем глубокораскисленного металла может быть источником поступления в сталь кислорода и причиной загрязнения стали оксидными включениями. От совершенства процесса отделения (отсечки) конечного шлака во многих случаях зависят успешное внедрение технологии десульфурации и раскисления стали с помощью обработки синтетическим шлаком или продувки порошкообразными материалами, исключение протекания процесса рефосфорации, возможность снижения расхода раскислительных и легирующих добавок и снижение себестоимости выплавляемой стали.

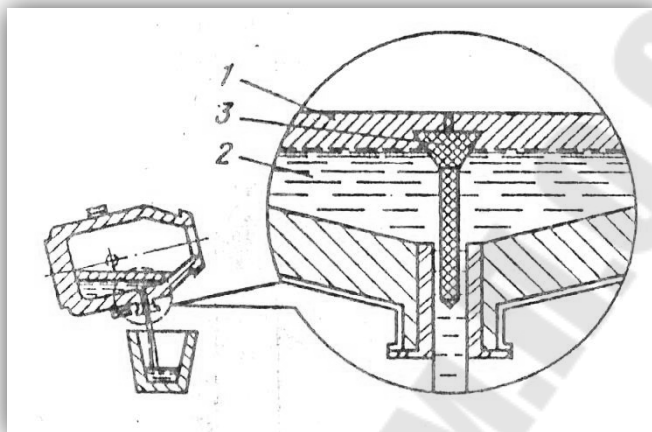
Существуют различные способы отсечки шлака при выпуске металла из печи.

Один из способов заключается в удалении шлака с поверхности металла в наклонном ковше с помощью специальных гребков не получил большого распространения в силу своей сложности.

В конвертерном производстве стали традиционно применяются методы загущения шлака (например, введение порции холодного доломита, извести и др.) с целью затруднить затекание шлака из агрегата. При этом отсечка конечного шлака осуществляется подъемом конвертора в момент появления шлака при выпуске плавки. Надо отметить, что при этом способе трудно визуально определить момент, когда нужно начинать подъем конвертора, т.е. всегда существует опасность выхода с металлом части шлака или наоборот, когда часть металла останется в ковше.

Один из вариантов решения этой проблемы – организация закупоривания сталевыпускного отверстия (летки) с использованием различного вида пробок.

Плотность керамической пробки (рисунок 1) меньше, чем у расплавленного металла и больше, чем у шлака, поэтому пробка плавает на границе раздела шлак – металл и после всего металла перекрывает отверстие.



1 – шлак; 2 – металл; 3 – плавающая керамическая пробка.

Рисунок 1 – Принципиальная схема отделения шлака от металла при выпуске плавки из конвертера

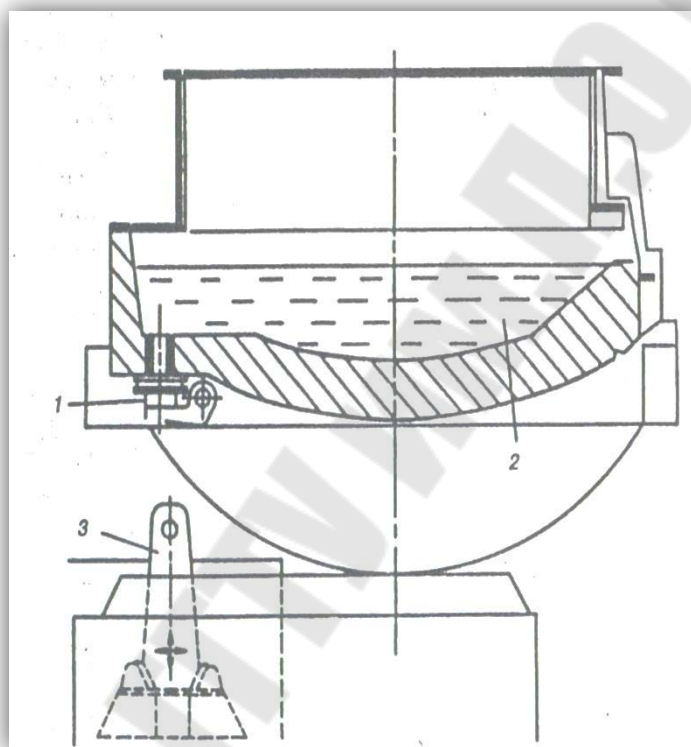
Компанией «Voest-Alpine» (Австрия) разработана пневматическая пробка для выпускного отверстия кислородного конвертера. Удержание шлака в конвертере осуществляется за счет давления газа, вдуваемого через пробку в выпускное отверстие. Такой способ получил название PSS (Pneumatic Slag Stopper).

Предотвращение попадания печного шлака в ковш при разливке стали из электродуговых печей проводят путем изменения угла наклона печи, однако не обеспечивает исключение попадания в ковш заметного количества шлака.

С целью повышения надежности отсечки шлака при разливке металла из дуговых печей был разработан так называемый сифонный выпуск. При таком выпуске выпускное отверстие в печи располагают ниже уровня расплавленной ванны. Следующим шагом стал метод донного центрального, а затем эксцентрикового (эркерного) выпуска (рисунок 2).

С

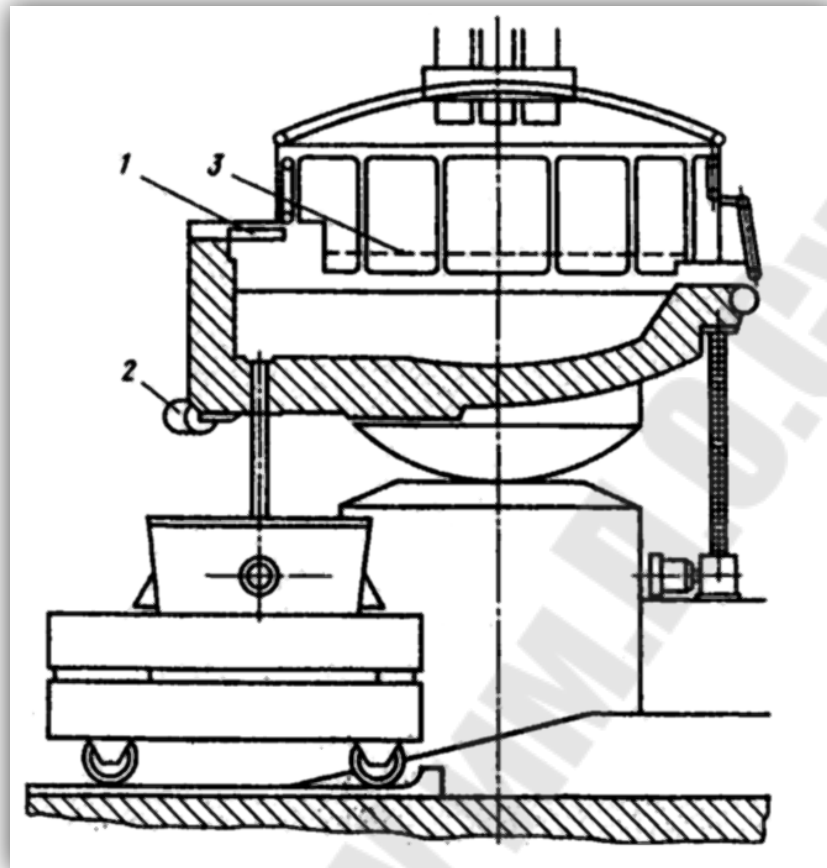
Другим решением является разработка печи со смещенным донным выпуском (рисунок 3). В печи со смещенным выпуском отверстие смещено на 7,5 градусов от центральной линии, объем металла в эркерной зоне больше и теплопередачи через панель-крышку меньше, так как она является частью главного свода печи.



1 -шиберный затвор; 2 - ванна; 3 - ковш.

Рисунок 2 – Принципиальная схема эксцентрикового выпуска стали из дуговой печи

Возможны и другие решения отсечки шлака: с помощью шиберных затворов; методом перелива из ковша в ковш; методом скачивания шлака из ковша после выпуска плавки (продувкой металла в ковше снизу аргоном); методом задержки шлака в специальной емкости; отсечку шлака на установках непрерывной разливки стали.



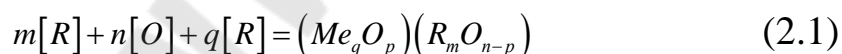
- 1- водоохлаждаемая панель-крышка;
- 2- гидропривод затвора шибера;
- 3- водоохлаждаемые панели.

Рисунок 3 – Схема дуговой печи со смещенным донным выпуском

2 РАСКИСЛЕНИЕ И ЛЕГИРОВАНИЕ СТАЛИ

Для получения качественного заданного типа стальной непрерывнолитой заготовки 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 определенное значение, 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 осаждающим методом. 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; $..$ – продукт раскисления, в составе которого может содержаться то или иное количество оксида металла-растворителя.

В качестве раскислителей – элементов, соединявшихся 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:

- 1) достаточной прочности оксидов, образующихся при соединении элементов-раскислителей с кислородом;
- 2) быстрого растворения раскислителей;
- 3) большой скорости всплывания продуктов раскисления;
- 4) хорошего поглощения продуктов раскисления оксидной фазой (шлаком, пленкой оксидов), соприкасающейся с раскисляемым жидким металлом);
- 5) отсутствия нежелательного влияния раскисляющих элементов.

Этим свойствам наиболее полно отвечают ферросплавы – ферромарганец, ферросилиция, металлический алюминий, комплексные раскислители (например, силикомарганец). Относительно редко применяются ферротитан, ферроцирконий, феррониобий.

Химический состав некоторых раскислителей приведен в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Химический состав ферромарганца

Группа	Марка по ГОСТ 4755-80	Марганца, не менее	Содержание компонента, % (не более)			
			C	Si	P	S
Высокоуглеродистый	ФМн78А	78-82	7,0	2,0	0,05	0,03
	ФМн78К	78-82	7,0	1,0	0,35	0,03
	ФМн78	78-82	7,0	2,0	0,35	0,03
	ФМн75АС6	75	7	6,0	0,05	0,03
	ФМн75С4	75	7,0	4,0	0,45	0,03
	ФМн75С9	75	6,0	9,0	0,45	0,03
	ФМн75	75	7,0	1,0	0,45	0,03
	ФМн70	75	7,0	2,0	0,55	0,03
Низкоуглеродистый	ФМн0,5	85	0,5	2,0	0,30	0,03
Среднеуглеродистый	ФМн1,0	85	1,0	2,0	0,30	0,03
	ФМн1,0А	85	1,0	1,5	0,10	0,03
	ФМн1,5	85	1,5	2,5	0,30	0,03
	ФМн2,0	75	2,0	2,0	0,35	0,03

Таблица 2.2 – Химический состав ферросилиция

№ п/п	Марка	Содержание кремния, % (не менее)	Содержание компонента (не более)					, %
			C	S	P	Al	Mn	
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 800А	65	8,0	2,0	0,03	0,06
Среднеуглеродистый	ФХ 400А	65	4,0	2,0	0,03	0,04
	ФХ 200А	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	0,3	0,02	0,03

Таблица 2.4 – Химический состав силикомарганца

Марка	Содержание, %		Содержание компонента, % (не более)		
	кремния	марганца (не менее)			
			C	P	S
СМн26	≥ 26,0	60	0,2	0,006	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	2,6	0,260	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	ФМ70	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 спокойного затвердевания металла без образования оксида углерода в участках локальных скоплений (вследствие ликвации) кислорода и углерода. Поэтому марганец как единственный (или почти единственный) раскислитель применится только для поддержания активности кислорода в оптимальных пределах при производстве кипящей стали.

Кремний также не применяется как единственный раскислитель. 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. Они отрицательно влияют на механические свойства стали. Поэтому сталь раскисляют последовательно несколькими, 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. Они быстро всплывают и легко ассимилируются шлаками, покрывающими металл.

Вторая цель применения нескольких раскислителей – стремление получить наиболее благоприятную форму неметаллических включений, частично остающихся в металле. Поэтому необходимо 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 а объеме металла раскислителей их присаживают в ковш некрупными кусками (50...60 мм в диаметре) или в расплавленном виде. Последний предпочтительнее, особенно когда раскислитель одновременно является и легирующим компонентом, и его приходится вводить в больших количествах.

Распространено на практике применение раскислителей и легирующих добавок в дробленном небрикетированном виде. В этом случае для ускорения плавления и растворения брикетов и уменьшения тепловых потерь иногда применяются экзотермические добавки (алюминий, силикокальций), которые выделяют при сгорании количество 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, поскольку они практически не окисляются. Наоборот, легирующие элементы, обладающие более высоким сродством к кислороду, чем железо (Cr, W, V, Ti и др.), подают в ковш после раскисления металла ферросилицием и алюминием.

2.1. Расчет расхода ферросплавов для раскисления и легирования стали

Для проведения раскисления необходимо задаться 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) среднего заданного содержания элементов в готовой стали. Их количество

$M_{FeMn}, M_{FeSi}, M_{SiMn}$ рассчитывается по уравнениям:

при раскислении ферромарганцем кипящих сталей

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

$$M_{FeSi} = \frac{M_{нов} Si_{CT}^{cp}}{Si_{FeSi} (1 - 0,01 \cdot Y_{Si})}; \quad (2.3)$$

$$M_{FeMn} = \frac{M_{бын} (Mn_{CT}^{cp} - Mn_{бын})}{Mn_{FeMn} (1 - 0,01 \cdot Y_{Mn})} - \frac{Mn_{FeSi}}{Mn_{FeMn}} M_{FeSi} (1 - 0,01 \cdot Y_{Mn}); \quad (2.4)$$

При раскислении силикомарганцем с корректировкой ферромарганцем

$$M_{SiMn} = \frac{M_{нов} Si_{CT}^{cp}}{Si_{SiMn} (1 - 0,01 \cdot Y_{Si})}; \quad (2.5)$$

$$M_{FeMn} = \frac{M_{нов} (Mn_{CT}^{cp} - Mn_{нов})}{Mn_{FeMn} (1 - 0,01 \cdot Y_{Mn})} - \frac{Mn_{SiMn}}{Mn_{FeMn}} M_{SiMn} (1 - 0,01 \cdot Y_{Mn}); \quad (2.6)$$

При раскислении силикомарганцем с корректировкой ферросилицием

$$M_{SiMn} = \frac{M_{нов} (Mn_{CT}^{cp} - Mn_{нов})}{Mn_{SiMn} (1 - 0,01 \cdot Y_{Mn})}; \quad (2.7)$$

$$M_{FeSi} = \frac{M_{нов} Si_{CT}^{cp}}{Si_{FeSi} (1 - 0,01 \cdot Y_{Si})} - \frac{Si_{SiMn}}{Si_{FeSi}} M_{SiMn} (1 - 0,01 \cdot Y_{Si}); \quad (2.8)$$

Расход коксика для науглероживания

$$M_K = \frac{M_{\text{вып}} (C_{CT}^{cp} - C_{нов})}{C_K (1 - 0,01 \cdot Y_C)} - \frac{C_{FeMn}}{C_K} M_{FeMn} (1 - 0,01 \cdot Y_C) - \frac{C_{SiMn}}{C_K} M_{SiMn} (1 - 0,01 \cdot Y_C). \quad (2.9)$$

В уравнениях (2.2)-(2.9) $C_{CT}^{cp}, Mn_{CT}^{cp}, Si_{CT}^{cp}$ - среднее содержание элементов в готовой стали, %,

$$C_{CT}^{cp} = \frac{C_{CT}^H + C_{CT}^B}{2};$$

$C_{нов}, Mn_{нов}, Si_{нов}$ - содержание элементов в конце плавки перед выпуском из сталеплавильного агрегата, %, $M_{нов}$ - масса стали сталеплавильном агрегате перед выпуском в ковш; Y_C, Y_{Mn}, Y_{Si} - угар элемента-раскислителя; $Mn_{FeMn}, Si_{FeSi}, Mn_{SiMn}, Si_{FeMn}, C_K$ - 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 для самостоятельного расчета из таблицы 2.7 или рассчитывается по следующим формулам.

При $[C]_{нов} < 0,1\%$ угар углерода

$$Y_C = 0,7 - 2,0[C]_{нов}; \quad (2.10)$$

При $[C]_{нов} \geq 0,1\%$ угар углерода

$$Y_C = 0,53 - 0,34[C]_{нов}; \quad (2.11)$$

При $[C]_{нов} < 0,1\%$ угар марганца

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

При $[C]_{нов} \geq 0,1\%$ угар марганца

$$Y_{Mn} = 0,22 - 0,17[C]_{нов}; \quad (2.13)$$

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 шлака 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.

Угар элементов при раскислении и легировании стали

№ п/п	Ферросплав	Цель и условия введения ферросплава	Угар 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	Алюминий	Раскисление Легирование	до 100 10–50
4	Ферротитан	После раскисления в печи и ковше	35–60

2.2 Расчет массы стали после раскисления и ее состава

Масса стали после раскисления

$$\begin{aligned}
M_{CT} = & M_{nos} + 0,01M_{FeMn} \begin{pmatrix} 100 - 0,01Mn_{FeMn} Y_{Mn} \\ -0,01Si_{FeSi} Y_{Si} - Al_{FeMn} \end{pmatrix} \\
& + 0,01M_{FeSi} \begin{pmatrix} 100 - 0,01Mn_{FeSi} Y_{Mn} \\ -0,01Si_{FeSi} Y_{Si} - Al_{FeSi} \end{pmatrix} + \\
& + 0,01M_{SiMn} \begin{pmatrix} 100 - 0,01Mn_{SiMn} Y_{Mn} \\ -0,01Si_{SiMn} Y_{Si} - Al_{SiMn} \end{pmatrix} + 0,01M_K (100 - 0,01Y_C)
\end{aligned} \tag{2.14}$$

Тогда химический состав стали после раскисления

$$C_{CT} = \frac{1}{M_{CT}} \left[M_{nos} C_{nos} + (1 - 0,01Y_C) \begin{pmatrix} M_{FeMn} \cdot C_{FeMn} + M_{FeSi} C_{FeSi} \\ + M_{SiMn} C_{SiMn} + M_K \cdot C_K \end{pmatrix} \right]; \tag{2.15}$$

$$Mn_{CT} = \frac{1}{M_{CT}} \left[M_{nos} Mn_{nos} + (1 - 0,01Y_{Mn}) \begin{pmatrix} M_{FeMn} \cdot Mn_{FeMn} \\ + M_{FeSi} Mn_{FeSi} \\ + M_{SiMn} Mn_{SiMn} \end{pmatrix} \right]; \tag{2.16}$$

$$Si_{CT} = \frac{1}{M_{CT}} \left[(1 - 0,01Y_{Si}) \begin{pmatrix} M_{FeMn} \cdot Si_{FeMn} \\ + M_{FeSi} Si_{FeSi} \\ + M_{SiMn} Si_{SiMn} \end{pmatrix} \right]; \tag{2.17}$$

$$S_{CT} = \frac{1}{M_{CT}} \left[M_{nos} S_{nos} + M_{FeMn} S_{FeMn} + M_{FeSi} S_{FeSi} \right. \\
\left. + M_{SiMn} S_{SiMn} + M_K \cdot C_K \right]; \tag{2.18}$$

$$P_{CT} = \frac{1}{M_{CT}} \left[M_{nos} P_{nos} + M_{FeMn} P_{FeMn} \right. \\
\left. + M_{FeSi} P_{FeSi} + M_{SiMn} P_{SiMn} \right]; \tag{2.19}$$

Себестоимость раскисления стали определяется с использованием данных таблицы 2.8. Приведенные данные являются ориентировочными и должны уточняться исходя из текущей конъюнктуры цен на рынке.

$$C_{сб} = Ц[\mathcal{E}]_{CT} - [\mathcal{E}]_{нов} \quad (2.20)$$

где Ц – оптовая цена за 1% ведущего элемента (по таблице 2.8) в тыс. рублей; $[\mathcal{E}]_{CT}, [\mathcal{E}]_{нов}$ – содержание элемента соответственно после раскисления и на повалке, %.

Таблица 2.8 - Стоимость ферросплавов (ориентировочная)

Вид продукции	Марка	Стандарт или ТУ	Ведущий элемент	Оптовая цена за 1 % ведущего элемента, тыс.руб
1	2	3	4	5
Ферросилиций	ФС 90	ГОСТ 1445	Si	43
	ФС 75		Si	28
	ФС 65		Si	28
	ФС 45		Si	24
	ФС 25		Si	21
	ФС 20		Si	17
Силикомарганец	СМн-26	ГОСТ 4656	Mn	59
	СМн-20		Mn	50
	СМн-14		Mn	38
	СМн-26		Mn	24
	СМн-20		Mn	20
	СМн-14		Mn	10
Ферромарганец	ФМн78а	ГОСТ 4755	Mn	64
	ФМн 78		Mn	40
	ФМн 75А		Mn	62
	ФМн 75К		Mn	39
	ФМн 75		Mn	36
Марганец металлический	МР00	ГОСТ 6008	Mn	165
	МР1		Mn	79
	МР2		Mn	74

Продолжение таблицы 2.8

1	2	3	4	5
феррохром низкоуглеродистый	ФХ001А	ГОСТ 4717	Cr	97
	ФХ001Б		Cr	95
	ФХ006А		Cr	61
	ФХ006Б		Cr	60
Феррохром среднеуглеродистый	ФХ100А	ГОСТ 4717	Cr	51
	ФХ 400А		Cr	46
	ФХ 650А		Cr	43
	ФХ 800А		Cr	31
Хром металлический	Х99	ГОСТ 5905	Cr	190
Ферровольфрам	ФБ70	ГОСТ 17-293	W	1750
Ферромolibден	ФМо60	ГОСТ 4759	Mo	1590
Феррованадий	ФВд235А	ТУ14-5-98	V	830
Феррониобий	ФНб	ГОСТ 16773	Nb	510
Ферротитан	ФТи30А	ГОСТ 4861	Ti	290
Ферробор	ФВ20	ГОСТ 14848	B	2400
Ферросиликоцирконий	ФСЦр50	ТУ-5-83	Zr	293

В реальных условиях проведения раскисления стали в ковше результаты процесса и его себестоимость обеспечиваются точностью определения расхода раскислителя. Эта величина, в свою очередь, зависит от правильной оценки угара 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 $(SiO_2)_{нас}$, можно рассчитать

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

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

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

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

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

Для выяснения влияния температуры процессу на раскисляющую способность элементов-раскислителей расчет проводится при температурах 1550, 1600 и 1650 °С.

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

2.3 Расчет равновесной концентрации кислорода

Равновесная концентрация кислорода для реакции (2.1)

$$[O]_{равн} = \sqrt{\frac{a(R_m O_{n-p})(Me_g O_p)}{[R]^m K_p}} \quad (2.25)$$

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 $(a(R_m O_{n-p})(Me_g O_p))$.

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

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

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

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

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

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

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

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

2.4 Варианты заданий на расчет

В соответствии с индивидуальным заданием выбрать ферро – сплавы для раскисления стали и рассчитать необходимое их количество (индивидуальные задания приведены в таблице 2.9).

Рассчитать результаты раскисления; массы стали, ее химического состава после раскисления.

Проанализировать затраты на раскисление стали. Оценить экономическую целесообразность выбора ферросплавов для раскисления стали.

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

Проанализировать результаты расчета и сделать выводы.

Таблица 2.9 Индивидуальные задания

№ п/п	Состав стали, %			Состав стали перед раскислением, %		Температура стали °С	Масса стали перед выпуском, т
	С	Si	Mn	С	Mn		
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	1580	150
3	0,13-0,22	0,07	0,30-0,60	0,18	0,20	1600	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	1600	220
6	0,18-0,27	0,12-0,30	0,40-0,70	0,25	0,24	1580	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	1600	100
9	0,50-0,62	0,15-0,35	0,50-0,80	0,54	0,28	1580	160
10	0,05-0,12	0,05-0,15	0,25-0,50	0,08	0,10	1600	160
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	0,50-0,00	0,30	0,18	1610	240
15	0,22-0,30	До 0,15	0,80-1,20	0,26	0,16	1600	250
16	0,38-0,49	0,05-0,15	0,50-0,83	0,44	0,20	1590	280
17	0,27-0,57	0,05-0,15	0,50-0,80	0,52	0,22	1600	300
18	0,40-0,50	0,05-0,15	0,50-0,80	0,46	0,24	1620	320
19	0,50-0,60	0,12	0,50-0,80	0,54	0,18	1580	340
20	0,60-0,80	0,15-0,30	0,60-0,80	0,68	0,20	1590	350
21	0,50-0,73	0,15-0,30	0,06-1,00	0,60	0,16	1580	360
22	0,47-0,53	0,15-0,40	0,50-0,80	0,50	0,19	1600	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	0,01	2,00-2,60	0,30-0,50	0,09	0,14	1620	200
26	0,41-0,48	0,17-0,37	0,65-0,90	0,46	0,26	1650	240
27	0,77-0,85	0,17-0,60	0,30-0,60	0,80	0,32	1580	280

3 РАСЧЕТ ПРОЦЕССОВ ДЕСУЛЬФУРАЦИИ И РАСКИСЛЕНИЯ СТАЛИ В КОВШЕ СИНТЕТИЧЕСКИМИ ШЛАКАМИ

Обработка металла специально подготовленным шлаком позволяет интенсифицировать процесс перехода в шлак вредных примесей, которые удаляются в шлаковую фазу (серы, фосфора, кислорода). В случае, когда основная роль в удалении примеси принадлежит шлаковой фазе, скорость процесса пропорциональна площади контакта между фазами. Чаще всего этот способ применяют для удаления серы, в этом случае основным компонентом синтетического шлака является известь. Поскольку в таком шлаке отсутствуют оксиды железа, то он является и раскислителем. На практике задача заключается в получении шлака необходимого химического состава и температуры и в обеспечении максимальной поверхности контакта шлаковой и металлической фаз с последующим отделением шлака от металла.

Рафинирование металла жидким синтетическим шлаком было предложено в 1925 г. русским инженером А.С. Точинским. В 1933 г. способ обработки металла жидким известково-глиноземистым шлаком был запатентован французским инженером Р. Перреном.

Широкое распространение обработки металла синтетическим шлаком обусловлено тем, что для повышения хладостойкости стали, ее вязкостных свойств требуется снижение содержания серы. Снижение содержания серы, кроме того, заметно улучшает свариваемость металла, что особенно важно при эксплуатации сварных конструкций. Круг марок стали, в которых необходимо иметь низкое содержание серы: непрерывно расширяется, что связано с требованиями надежной эксплуатации конструкций при низких температурах. Низкого содержания серы для всех марок стали ($<0,020\%$) требует и непрерывная разливка, так как при этом снижается брак металла и улучшается строение непрерывного слитка.

Для получения стали, содержащей $0,005\%$ S, необходимо иметь шихту с таким же содержанием серы, что для массового производства стали нереально. В связи с этим при производстве высококачественной и особо высококачественной стали получил значительное распростране-

ние метод рафинирования ее в ковше синтетическим шлаком, эффективный во всех сталеплавильных цехах. При этом обеспечивается удаление из металла серы, кислорода и неметаллических включений. Большим преимуществом обработки стали синтетическим шлаком является кратковременность операции - весь процесс протекает за время слива металла из сталеплавильного агрегата в ковш. Производительность агрегата возрастает, так как операция переносится в ковш.

Основное требование, предъявляемое к синтетическим шлакам - минимальное содержание оксидов железа и марганца. Наличие фосфора в этих шлаках не допускается, так как при рафинировании фосфор переходит в металл. Обычно используют синтетический шлак следующего состава, %: CaO 50-55; Al_2O_3 37-43; $\text{SiO}_2 \leq 15$; $\text{MgO} \leq 7$. Температура плавления шлака в зависимости от состава колеблется от 1573 до 1673 К.

При обработке металла шлаком такого состава протекают процессы десульфурации и раскисления. Наиболее глубокая десульфурация протекает при рафинировании раскисленного металла. Кроме того, при такой обработке удаляются и неметаллические включения - продукты раскисления стали. Практика показала, что общее содержание неметаллических включений после обработки синтетическим шлаком снижается примерно в два раза.

Важной особенностью операции рафинирования является предотвращение попадания в ковш печного окисленного шлака. При отсечке шлака степень десульфурации раскисленного металла известково-глиноземистым шлаком достигает 75-80 %. Удельный расход синтетического шлака в зависимости от марки стали и предъявляемых к ней требований колеблется в пределах 0,02-0,05 кг/кг стали. В настоящее время на различных металлургических заводах обрабатывают синтетическим шлаком более 100 различных марок стали. Достижимое содержание серы в готовой стали составляет 0,003-0,005 %.

Разновидностью метода обработки стали жидким синтетическим шлаком является метод смешения, когда в сталеразливочный ковш одновременно сливают сталь (полупродукт), синтетический шлак и жидкую лигатуру. Этот метод используют для производства

высококачественной шарикоподшипниковой стали. Метод смешения был разработан на Ижевском металлургическом заводе. Долговечность подшипников из стали ШХ15, выплавленной по методу смешения, в 2,9 раза превышает обычную. .

Методы обработки металла синтетическим шлаком постоянно совершенствуются и развиваются. В некоторых случаях применяют двухстадийную обработку металла, в процессе которой производят предварительное рафинирование в промежуточном ковше и окончательное в сталеразливочном. При двухстадийной обработке синтетическим шлаком стали 30ХГСА с одновременной продувкой ее аргоном содержание серы снижалось с 0,02 до 0,002 %, содержание кислорода не превышало 0,0028 %, водорода - 0,0004 %. В результате заметно возросли показатели ударной вязкости при снижении анизотропии свойств. Разработан и используется способ вакуум-шлаковой обработки металла. При этом ковш с жидким шлаком помещается в вакуумную камеру и сверху на слой шлака из другого ковша льется струя металла. Под влиянием вакуума шлак в ковше вспенивается, а струя металла дробится. Обеспечивается значительное увеличение поверхности контакта металла со шлаком.

Новые возможности использования различных пылевидных отходов и мало дефицитных материалов для получения синтетических шлаков появились в связи с разработкой Днепропетровским металлургическим институтом способа получения жидких синтетических шлаков в циклоне. При комбинации циклона с печью ОКБ-1320 производительность ее значительно возрастает.

В тех случаях, когда по условиям работы цеха (особенно в старых цехах) нет места для установки шлакоплавильной печи, могут быть использованы самоплавкие шлаковые смеси (СШС). Их готовят с использованием алюминиевого порошка или отсевов алюминиевой стружки, натриевой селитры, извести и плавикового шпата. Удельный расход СШС ~ 0,0035 кг/кг, ее обычно предварительно сжигают (горючие материалы - селитра и алюминий) в отдельном ковше под вытяжкой, затем сливают в сталеразливочный ковш, куда выпускают металл. Главным недостатком СШС является значительное дымопылеобразование при сжигании смеси и при сливе металла в ковш. При обработке такой

смесью стали 35ГС, выплавленной в 160-т конвертерах, содержание серы снижалось с 0,025-0,030 до 0,003-0,005 %.

При отсутствии свободных площадей для размещения установок получения жидких синтетических шлаков используют метод обработки металла твердыми шлакообразующими смесями. Обычно используют смесь на основе извести и плавикового шпата при соотношении компонентов 4:1. Удельный расход смеси колеблется от 3 до 10 кг/т стали. Наилучшие результаты, как и при применении жидких синтетических шлаков, получают при одновременном раскислении и обработке десульфурирующей смесью. Существенным недостатком твердых шлакообразующих смесей (ТШС) являются значительные затраты тепла на нагрев и расплавление смеси в ковше, что вынуждает дополнительно перегревать металл перед выпуском на 30-40 К. В практике металлургических заводов при использовании ТШС применяют агрегаты типа печь - ковш с возможностью подогрева металла в ковше во время рафинирования. Для усиления эффекта рафинирования одновременно продувают металл аргоном через пористые блоки, установленные в футеровке днища ковша.

3.1 Расчет процессов десульфурации стали

В настоящее время обработка металла жидким основным и малоуглеродистым шлаком является наиболее эффективным методом глубокой десульфурации стали.

Это обусловлено следующими его преимуществами:

- десульфурация сочетается с глубоким раскислением жидкой стали;
- жидкое состояние шлага и высокая его температура позволяют попользовать для рафинирования металла большое количество десульфуратора (до 6% массы металла и выше) без охлаждения стали;
- длительное использование во время выпуска плавки энергии падающей в ковше струи металла для эмульгирования стали и шлага обеспечивает почти полное приближение к равновесие системы металл – шлаг и максимальное использование десульфурирующей способности (сульфидной емкости) шлага.

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 $\eta_s = (\%S)_{\text{шлак}} / (\%S)_{\text{металл}}$ особенно резко снижается даже при небольшом повышении концентрации в нем оксидов железа. Даже при $(CaO)/(SiO_2) = 2,5$; $\eta_s = 20$ при $(FeO) = 3\%$. Наличие фосфора в синтетических шлаках исключается, так как при обработке он переходит в металл.

В связи с большим отношением суммарной поверхности капель металла и шлака к объему металла в ковше (и значительной длительностью выпуска металла из печи в ковш) наблюдается 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 синтетический шлаки перед обработкой

$$S_{\Sigma} = [\%S]_{\text{нач}} M_M + (\%S)_{\text{п.ш}} M_{\text{п.ш}} + (\%S)_{\text{с.ш}} M_{\text{с.ш}} \quad (3.1)$$

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

Содержание серы в системе после обработки металла синтетическим шлаком

$$S_{\Sigma} = [\%S] M_M + \eta_s [\%S] M_{\text{п.ш}} + \eta_s [\%S] M_{\text{с.ш}} \quad (3.2)$$

где $[\%S]$ – содержание серы в металле в ковше после обработки, %.

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

Приравнивая правые части в уравнениях (3.1) и (3.2) получаем

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

Тогда содержание серы в металле после обработки

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

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

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

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 ($100 \dots 300 \text{ м}^2/\text{м}^3$), а также турбулизация 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:

$$\begin{aligned}
 [\% O]_{p.ш} &= a_{(FeO)} L_0 = (\% FeO) \gamma_{FeO} L_0 = \\
 &= \left[(\% FeO)_{нач} + \frac{\{[\% O]_{нач} - [\% O]_{p.ш} \cdot 72 \cdot 100\}}{16 M_{c.ш}} \right] \gamma_{FeO} L_0. \quad (3.6)
 \end{aligned}$$

где $(\% FeO)_{нач}$ – начальное содержание оксида железа в шлаке; γ_{FeO} – коэффициент активности оксида железа в шлаке; L_0 – коэффициент распределения кислорода между металлом и шлаком; $[\% O]_{нач}$ – начальное содержание кислорода в металле (до раскисления).

3.3 Варианты заданий на расчет

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

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

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

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

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:
 $(\% FeO) = 0,5; [\% O]_{нач} = 0,03; L_0 = 0,0023$ (при $t_{CT} = 1600^\circ C$); $\gamma_{FeO} = 1$.

Таблица 3.1 – Индивидуальные задания

№ П/П	Состав шлака, %			M_M , г	$\frac{M_{n.u.}}{M_M}$	$\frac{M_{c.u.}}{M_M}$	η_s	$[\% S]_{нач}$	$(\% S)_{n.u.}$	$(\% S)_{c.u.}$
	CaO	Al_2O_3	SiO_2							
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
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	183	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	10,70	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	0,10
17	50	39,25	10,75	300	0,005	0,07	52	0,04	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	0,03	0,2	0,15
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	0,06	180	0,04	0,2	0,10
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	0,003	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	0,15
30	50	39,25	10,75	150	0,005	0,07	52	0,04	0,2	0,145

ПРИМЕР:

Попробуем рассчитать значения L_S и η_s при обработке стали синтетическим шлаком в сталеразливочном ковше с различной огнеупорной футеровкой.

Задание № 1: Рассчитать величины L_S и η_s при обработке стали в ковше синтетическим шлаком состава: $\text{CaO} = 55 \%$, $\text{Al}_2\text{O}_3 = 35 \%$, $\text{SiO}_2 = 5 \%$, $\text{MgO} = 5 \%$, $\text{FeO} = 1 \%$. Расход синтетического шлака равен 40 кг/т. Концентрация алюминия в стали $[\text{Al}] = 0,05 \%$. Расчеты провести для двух вариантов: а) обработка металла в ковше с шамотной футеровкой, $K_{\text{Al}} = 10^{-12}$

б) обработка металла в ковше с высокоглиноземистой футеровкой, $K_{\text{Al}} = 10^{-13}$. Температура металла в обоих случаях равна 1600°C

Вариант а). Рассчитаем активность кислорода в расплаве

$$K_{\text{Al}} = [\text{Al}]^2 \cdot [a_{\text{O}}]^3 = 10^{-12}, \text{ при этом } a_{\text{O}} = \sqrt[3]{\frac{K_{\text{Al}}}{[\text{Al}]^2}} = 0,00075 \%. \text{ В этом случае:}$$

$$\lg L_S = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{(55 + 0,05 \cdot 5)}{(5 + 0,6 \cdot 35)} + 3,125 = -2,78 + 1,65 + 3,125 = +2,180 ;$$

$$L_S = 160 \quad \lambda = \frac{m_{\text{шл}}}{m_{\text{Me}}}$$

$$\eta_s = \frac{\lambda \cdot L_S}{1 + \lambda \cdot L_S} = \frac{0,04 \cdot 100}{(1 + 0,04 \cdot 100)} = 0,8 \text{ (80\%).}$$

Вариант б). Рассчитаем активность кислорода в расплаве

$$K_{\text{Al}} = [\text{Al}]^2 \cdot [a_{\text{O}}]^3 = 10^{-13}, \text{ при этом } a_{\text{O}} = \sqrt[3]{\frac{K_{\text{Al}}}{[\text{Al}]^2}} = 0,00034 \%. \text{ В этом случае имеем:}$$

$$\lg L_S = -2,78 + 1,65 + 3,79 = +2,56.$$

$$L_S = 330, \quad \eta_s = \frac{0,04 \cdot 460}{(1 + 0,04 \cdot 460)} = \frac{18,4}{19,4} = 0,94 \text{ (94\%)}$$

т. е. еще более высокие степени десульфурации, практически недостижимые на практике.

В обоих случаях расчетов получили очень высокие значения L_S , однако недостижимые на практике.

Причиной столь значительного расхождения значений L_S и η_s , рассчитанных и наблюдаемых на практике, по нашему мнению, заключается в том, что в проведенных расчетах не учитывается процесс заметного разбавления состава рафинировочного шлака за счет попадания в него продуктов реакции раскисления стали, разрушения футеровки ковша, а в ряде случаев и попадания печного шлака при выпуске металла. Полный баланс шлака при рафинировании металла в сталеразливочном ковше можно записать так:

$$M_{\text{шл}}^{\Sigma} = M_{\text{сил. шл.}} + M_{\text{оксиды}} + M_{\text{печной шл.}} + M_{\text{футеровка}}$$

Ниже сделана попытка показать влияние разбавления рафинировочного шлака на коэффициенты L_S и η_s .

Задание № 3.2: Рассчитать значения L_S и η_s при обработке стали в сталеразливочном ковше синтетическим шлаком предыдущего состава в количестве 40 кг/т. Условно задаемся, что в ковш попадает 5 кг/т печного шлака состава $\text{CaO} = 45\%$, $\text{SiO}_2 = 15\%$, $\text{MnO} = 25\%$, $\text{Al}_2\text{O}_3 = 5\%$ и из футеровки ковша состава $\text{SiO}_2 = 50\%$ и $\text{Al}_2\text{O}_3 = 30\%$ переходит в процессе обработки 2 кг/т материала футеровки в рафинировочный шлак. Расчет количества оксидов, переходящих в рафинировочный шлак в результате процесса раскисления металла ведем исходя из следующих условий проведения процесса: раскисление марганцем проводим исходя из условий получения в стали 0,4 % Mn, угар Mn принимаем равным 15 %; содержание кремния в стали задаем равным 0,45 % Si, угар кремния задаем 20 %, алюминия = Al = 0,05 %, угар алюминия задаем 80 %. Результаты расчетов представлены в таблице № 2.

Таблица 3.2 – Количество оксидов, образующихся при раскислении (расчет на 1 т стали)

Элемент	Концентрация в стали, %	Вводится в металл с учетом угара, %	Угар элемента, %	Образуется оксидов, кг
Марганец, Mn	0,40	0,47	0,07	0,90
Кремний, Si	0,45	0,562	0,112	2,40
Алюминий, Al	0,05	0,250	0,20	3,70
Итого				7,00 кг

Изменение состава рафинировочного шлака к концу обработки представлено в таблице 3.3.

Таблица 3.3 Изменение состава рафинировочного шлака.

Материал	Кол-во, кг	Состав материала, кг				
		CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	MgO	MnO
1. Синтетический шлак	40	22,0	14,0	2,00	2,0	-
2. Оксиды - продукты раскисления	7,0	-	3,70	2,40	-	0,90
3. Печной шлак	5,0	2,25	0,25	0,75	-	1,25
4. Футеровка ковша	2,0	-	0,60	1,00	-	-
Итого:	54,0	24,25	18,55	6,15	2,0	2,15
Состав конечного рафинировочного шлака, %	100	45,0	35,0	12,0	4,0	4,0

Рассчитаем значения L_s и η_s после разбавления синтетического шлака продуктами раскисления, попадания ковшевого шлака и футеровки ковша для двух вариантов футеровки

а) шамотной $K_{Al}=10^{-12}$

б) высокоглиноземистой $K_{Al}=10^{-13}$. *

Вариант а). Принимаем состав конечного рафинировочного шлака из табл. 3, $a_0 = 0,00075$ % (футеровка шамотная)

$$\lg L_s^a = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{(45 + 0,05 \cdot 4,0)}{(12,0 + 0,6 \cdot 35,0)} + 3,125 = -2,78 + 1,17 + 3,125 = 1,515$$

$$L_s = 32,7$$

$$\eta_s = \frac{\lambda \cdot L_s}{1 + \lambda \cdot L_s} = \frac{0,054 \cdot 32,7}{(1 + 0,054 \cdot 32,7)} = \frac{1,766}{2,766} = 0,63 \text{ (63\%)}$$

Вариант б). Состав конечного рафинировочного шлака принимаем так же, $a_0 = 0,00016$ % (футеровка высокоглиноземистая)

$$\lg L_s^b = -2,78 + 1,17 + 3,79 = +2,18, L_s = 151$$

$$\eta_s = \frac{\lambda \cdot L_s}{1 + \lambda \cdot L_s} = \frac{0,054 \cdot 151}{(1 + 0,054 \cdot 151)} = \frac{8,154}{9,154} = 0,89 \text{ (90\%)}$$

Усредненные значения коэффициента L_s при обработке синтетическим

шлаком составили $L_s^1 = \frac{100 + 32,7}{2} = 66, L_s^2 = \frac{460 + 151}{2} \approx 305$. Следовательно, величины, характеризующие десульфурисующую способность

синтетического шлака - L_s и η_s существенно снижаются к концу обработки за счет заметного обогащения шлака кислыми (SiO_2) и

полукислыми (Al_2O_3) компонентами и значения L_s и η_s приближаются к практическим данным, что и является подтверждением

необходимости расчета значений L_s и η_s по уравнению (80) с учетом протекания процессов разбавления исходного синтетического шлака оксидами - продуктами раскисления металла, печным шлаком и продуктами эрозии футеровки. Влияние процесса разбавления исходного рафинировочного шлака за счет указанных выше источников должно еще более сильно проявиться при использовании ТШС - твердошлаковых смесей для десульфурации стали. Связано это с тем обстоятельством, что расход ТШС обычно составляет в пределах 8 - 17

кг/т. стали, что примерно в 3 - 5 раз меньше, чем расход синтетического шлака из-за сильного охлаждающего эффекта.

Задание: Рассчитать значения L_S и η_s при обработке стали смесями $\text{CaO} = 50 \%$, $\text{Al}_2\text{O}_3 = 36 \%$, $\text{SiO}_2 = 10 \%$ и $\text{MgO} = 3 \%$. Обработку стали проводили в ковше с шамотной футеровкой т. е. принимали $K_{\text{Al}}=10^{-12}$, расход ТШС принимали равным 10 кг/т.

Решение: Рассчитываем значение L_S - коэффициент распределения серы при обработке ТШС в сталеразливочном ковше:

$$L_S = -2,78 + 0,86 \frac{(50 + 0,05 \cdot 3)}{(10 + 0,6 \cdot 36)} - \lg a_0 = -2,78 + 1,36 + 3,125 = 1,68;$$

Величина $L_S^1 = 48,5$ и $\eta_s = 32 \%$.

Полученные расчетные значения и достаточно хорошо совпадают с практическими результатами. Технология операции внепечной обработки при этом была следующей: продувку металла инертным газом через дно начинали сразу с момента появления металла на желобе. После наполнения металлом $1/5$ - $1/4$ высоты ковша производили присадку ферросплавов, а затем вводили ТШС в кол-ве 10 кг/т. Величины η_s на отдельных плавках при этом изменялись от 29,4 до 40,2 % при среднем значении, равном $\eta_s = 34,8 \%$. Если бы обработка стали ТШС указанного состава проводилась бы в высокоглиноземистых ковшах или в ковшах со смолодоломитовой футеровкой, расчетная величина L_S составила бы:

$$L_S = -2,78 + 1,36 + 3,79 = +2,37; L_S = 234 \text{ и } \eta_s = 0,7 (70\%).$$

Однако, при обработке стали ТШС, также как и при обработке синтетическим шлаком, одновременно проходит процесс разбавления рафинировочного шлака продуктами раскисления, что также должно приводить к снижению L_S , причем более резко, чем при обработке синтетическим шлаком, так как расход ТШС примерно в 4 раза меньше чем синтетического шлака.

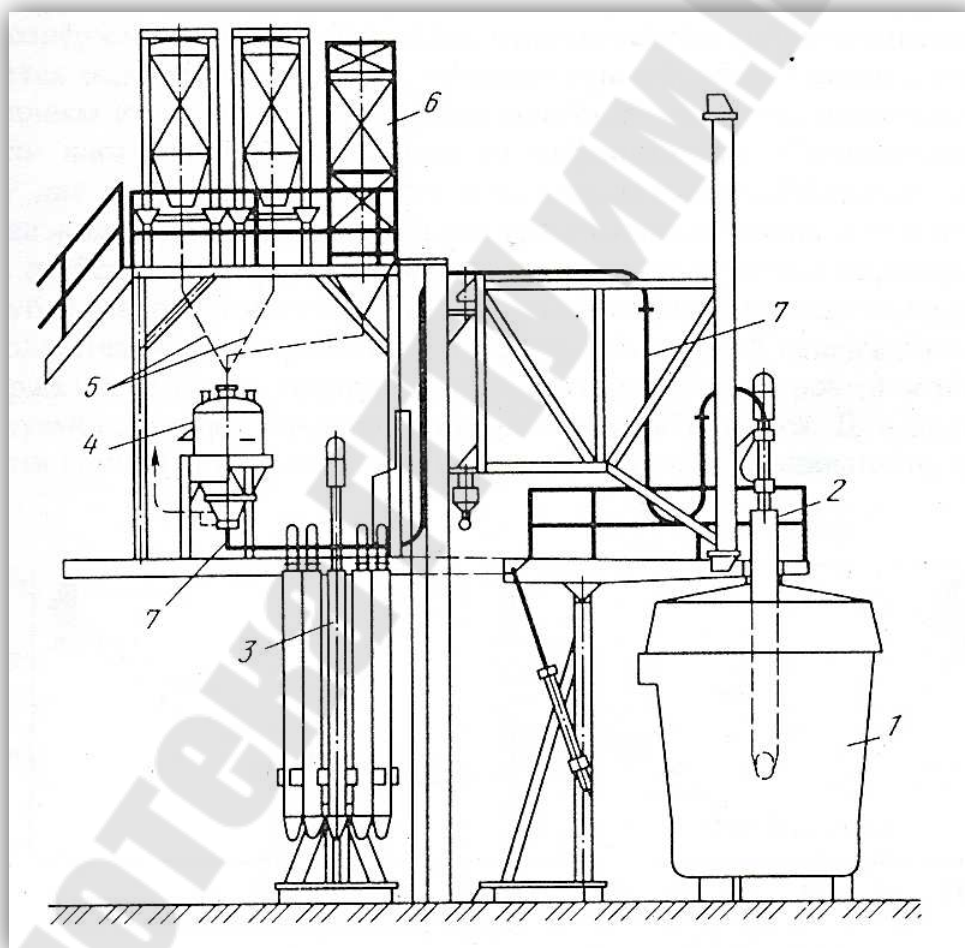
4 ДЕГАЗАЦИЯ СТАЛИ В КОВШЕ ПРИ ПРОДУВКЕ ИНЕРТНЫМ ГАЗОМ

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 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 затворе шиберного типа. Продувку могут также производить через пористые пробки. В пористых пробках диаметр пор составляет 1...1,5 мм. При продувке вблизи среза сопла формируется газовые полости, которые увеличиваются в размерах за счет нагрева газа до температуры металла и изменения ферростатического давления, приобретают грибовидную форму, пульсируют и могут распадаться на группы пузырьков меньших размеров.

Эффект рафинирования металла синтетическими шлаками заметно повышается при продувке стали в ковше порошкообразными материалами. Из всех существующих разновидностей обработки металла, порошкообразными материалами наибольшее распространение получил метод вдувания в металл сильных раскислителей и десульфураторов. Необходимо иметь оборудование для измельчения материалов, транспортировки и вдувания. Измельчение производят в специальных мельницах: шаровых, вибромельницах и др. Главное требование к оборудованию - обеспечение необходимой степени измельчения при достаточно высокой производительности. Наиболее полно отвечают этим требованиям мельницы Pala, которые позволяют измельчить любые материалы. Считается, что оптимальным для транспортировки и усвоения при вдувании является порошок, содержащий фракции $< 0,4$ мм не менее 80%. Транспортируют порошкообразные материалы от мельниц к установкам вдувания в

закрытых бункерах или пневмотранспортом. На рисунке 4 показана установка для вдувания в металл порошков. Из бункеров порошок подается в пневмокамерный питатель, где аэрируется и по трубопроводам подается к фурме. Фурма представляет собой стальную трубу с внутренним диаметром обычно до 16 мм, футерованную снаружи огнеупорами. В процессе продувки труба вводится в металл практически до дна ковша. В качестве транспортирующего газа обычно применяют аргон, если нет особых требований по содержанию азота, то можно использовать и азот. Иногда подачу порошков производят снизу через шибберный затвор.



1 – ковш, накрытый крышкой; 2 – фурма; 3 – запасные фурмы; 4 – питатель; 5 – бункера с материалами для вдувания; 6 – пылеулавливающая установка; 7 – устройство для подачи газопорошковой смеси к фурме

Рисунок 4 - Установка для вдувания в металл порошкообразных материалов

Вдувание порошка производится в открытый или накрытый крышкой ковш. Более прогрессивным считается использование ковша с крышкой, так как в этом случае снижаются теплопотери и предотвращается контакт металла с окислительной атмосферой. При использовании крышек продувка может осуществляться и при отсутствии шлака на поверхности металла. Используют различные порошки и композиции из них. В таблице 4.1 приведен ряд материалов, используемых при продувке металла порошками. При использовании десульфураторов №№ 5-7 удаляется сера и снижается содержание неметаллических включений. При использовании десульфуратора №3 сталь одновременно легируется азотом, при этом степень усвоения азота достигает 90 % против 40 % при присадке кускового CaCN_2 в ковш во время выпуска плавки. При использовании материалов №№ 1, 2, 4 одновременно с десульфурацией снижается содержание неметаллических включений и получают включения глобулярной формы, недеформируемые в процессе прокатки, что наиболее благоприятно сказывается на пластических и служебных свойствах стали.

Шведская фирма «Uddeholm» использует технологию с вдуванием силикокальция для десульфурации стали, предназначенной для производства гидравлических труб, при этом сокращаются периоды десульфурации и раскисления в дуговых печах. За 6 минут вдувания содержание серы снижается с 0,020 до 0,008 %, уменьшается содержание неметаллических включений, значительно повышается жидкотекучесть металла. Качество металла стало настолько стандартным, что появилась возможность отменить ряд длительных и трудоемких операций контроля механических свойств.

В ФРГ метод вдувания порошкообразных материалов называется TN-процесс, по наименованиям предприятий-разработчиков «Thyssen-Nitte». По этому методу через фурму, погруженную в металл на большую глубину, вдувают порошки щелочноземельных металлов в виде промышленных сплавов силикокальция и карбидов кальция и магния в гранулированном виде. В результате обработки получают сталь с исключительно низким содержанием неметаллических включений, равномерно распределенных в металле, глобулярной формы, которые не деформируются в процессе прокатки. Введение

щелочноземельных элементов и ковш с основной футеровкой обеспечивает высокую степень раскисленности металла и создает благоприятные условия для удаления серы (0,002 % S). Применение данного метода позволило полностью перенести процесс рафинирования в ковш.

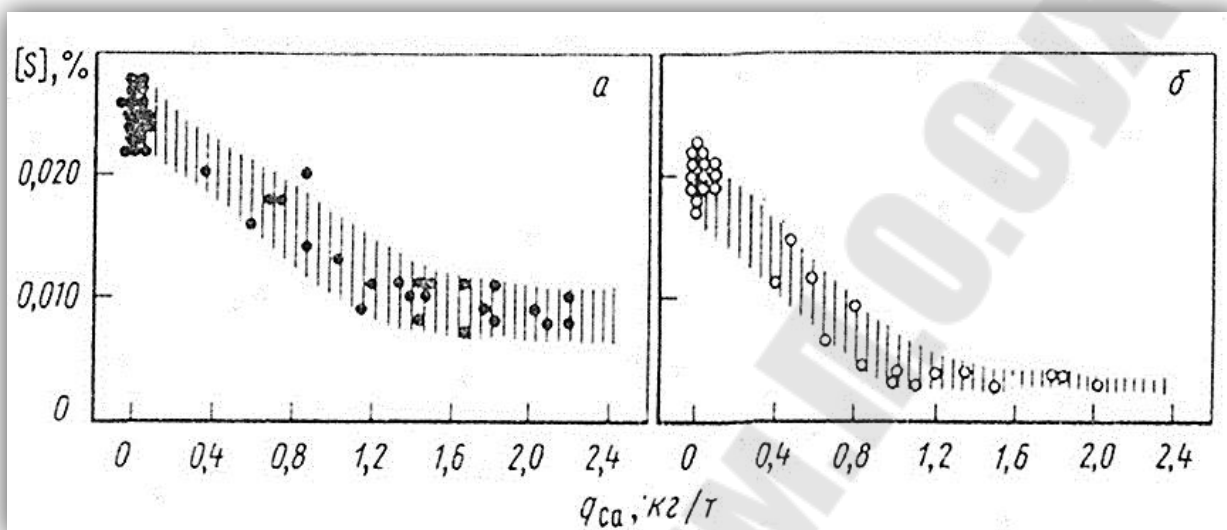
Таблица 4.1 - Десульфураторы, используемые при продувке металла порошками

Десульфуратор		Массовая доля, %	Удельный расход, кг/т
1	SiCa	62 Si; 30 Ca; 0,8 Al	2-4,5
2	CaC ₂	80 CaC ₂ ; 15 CaO	1-3
3	CaO+CaCN ₂	55 CaCN ₂ ; 33 CaO	0,4-1,0
4	Mg+(CaO+CaF ₂)	5-20 Mg	1-3
5	CaO+CaF ₂	90 CaO; 10 CaF ₂	3-6
6	CaO+Al ₂ O ₃	50 CaO; 50 Al ₂ O ₃	1-5
7	CaO+Al ₂ O ₃ +CaF ₂	70 CaO; 20 Al ₂ O ₃ ; 10 CaF ₂	1-5

Большое значение для процесса десульфурации имеет состав футеровки ковша. На рисунке 5 приведена зависимость содержания серы в стали от расхода кальция при вдувании в ковш с шамотной или доломитовой футеровкой карбида кальция или силикокальция. Металл в обоих случаях был покрыт шлаком из извести и плавикового шпата, содержал ~0,04 % Al. При удельном расходе кальция 2 кг/т концентрация серы в стали, обработанной в ковше с доломитовой футеровкой, составляет в среднем 0,003 %. Такая же обработка стали в шамотном ковше из-за более высокой активности кислорода в результате его поступления из футеровки ковша позволяет снизить содержание серы в металле только до 0,008-0,010 %. В том случае, если металл покрыт в шамотном ковше печным окислительным шлаком или металл вообще не покрыт шлаком, то при удельном расходе кальция 2 кг/т содержание серы колеблется в пределах 0,012-0,020 %. Вдувание карбида кальция и силикокальция оказывает примерно равное действие на чистоту стали.

При использовании карбида кальция происходит повышение содержания углерода в стали, поэтому его используют обычно для обработки стали, содержащей > 0,20 % C. При использовании силикокальция увеличивается содержание кремния, поэтому при

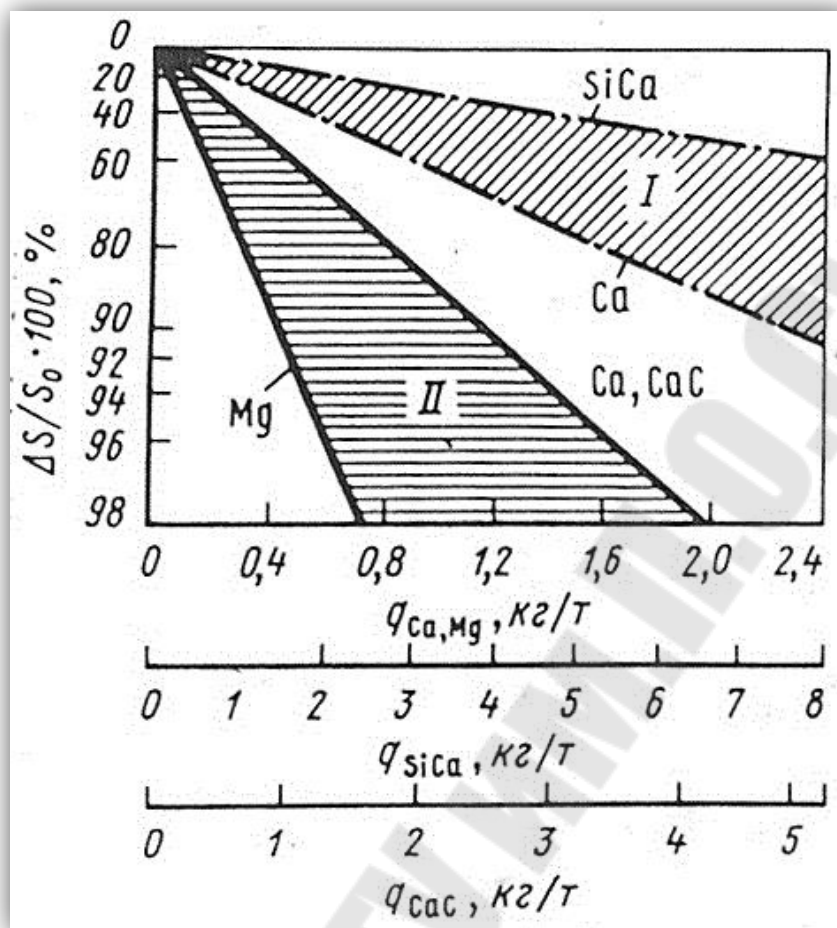
обработке стали с низким содержанием кремния его применять нельзя. Кроме того, использование того или иного материала зависит от дефицитности и стоимости его.



а - шамотный ковш ($[A1] = 0,039 \div 0,052$ %; $\tau = 3 \div 14$ минут); б - доломитовый ковш ($[A1] = 0,035 \div 0,048$ %; $\tau = 4 \div 12$ мин).

Рисунок 5 - Влияние футеровки ковша и расхода кальция g_{Ca} на десульфурацию стали

В отечественной практике для вдувания используют в основном молотый силикокальций при производстве металла с особыми требованиями по чистоте и пластическим свойствам, например, при выплавке стали для газонефтепроводных труб в северном исполнении. Расход порошкообразных материалов и продолжительность обработки зависят от начального содержания серы и содержания серы в готовой стали, материала футеровки ковша и используемого шлака, производительности пневмонасоса. Для достижения почти полной анизотропии свойств стали (свойства одинаковы вдоль и поперек направления прокатки) требуется иметь $< 0,004$ % S, для получения сульфидов глобулярной формы и размера 1-го балла требуется иметь $< 0,003$ % S. Изучение процесса десульфурации показало, что повышение степени десульфурации наблюдается до удельного расхода кальция 1,5 кг/т. Дальнейшее повышение расхода кальция не сопровождается ростом степени десульфурации. При необходимости повышения степени десульфурации необходимо использовать магний (рисунок 6).



I - шамотная футеровка; II - доломитовая футеровка

Рисунок 6 - Влияние вида вдуваемого материала и материала футеровки ковша на степень десульфурации стали $\Delta S/S_0$

При обработке металла кальцием разливаемость металла на МНЛЗ зависит от отношения $[Ca]/[Al]$. Под разливаемостью обычно понимается разливка металла без затягивания сталеразливочного стакана и необходимости промывания его кислородом. До $[Ca] / [Al] = 0,07$ разливаемость удовлетворительная. Добавка кальция сверх указанного приводит к ухудшению разливаемости, которая вновь улучшается при $[Ca] / [M] = 0,1 \div 0,15$. Это явление связывается с типом включений, образующихся в жидкой стали. При $[Ca] / [Al] = 0,07 \div 0,10$ преобладают включения типа $CaO \cdot 6Al_2O_3$, которые при температурах разливки находятся в твердом виде и осаждаются на стенках сталеразливочного стакана, уменьшая его сечение. Если отношение $[Ca] / [Al] > 0,10$, то преобладают жидкие включения типа $CaO \cdot 2Al_2O_3$. При содержании алюминия $\sim 0,015-0,045$

% хорошая разливаемость может быть получена при содержании кальция 0,002-0,006 %.

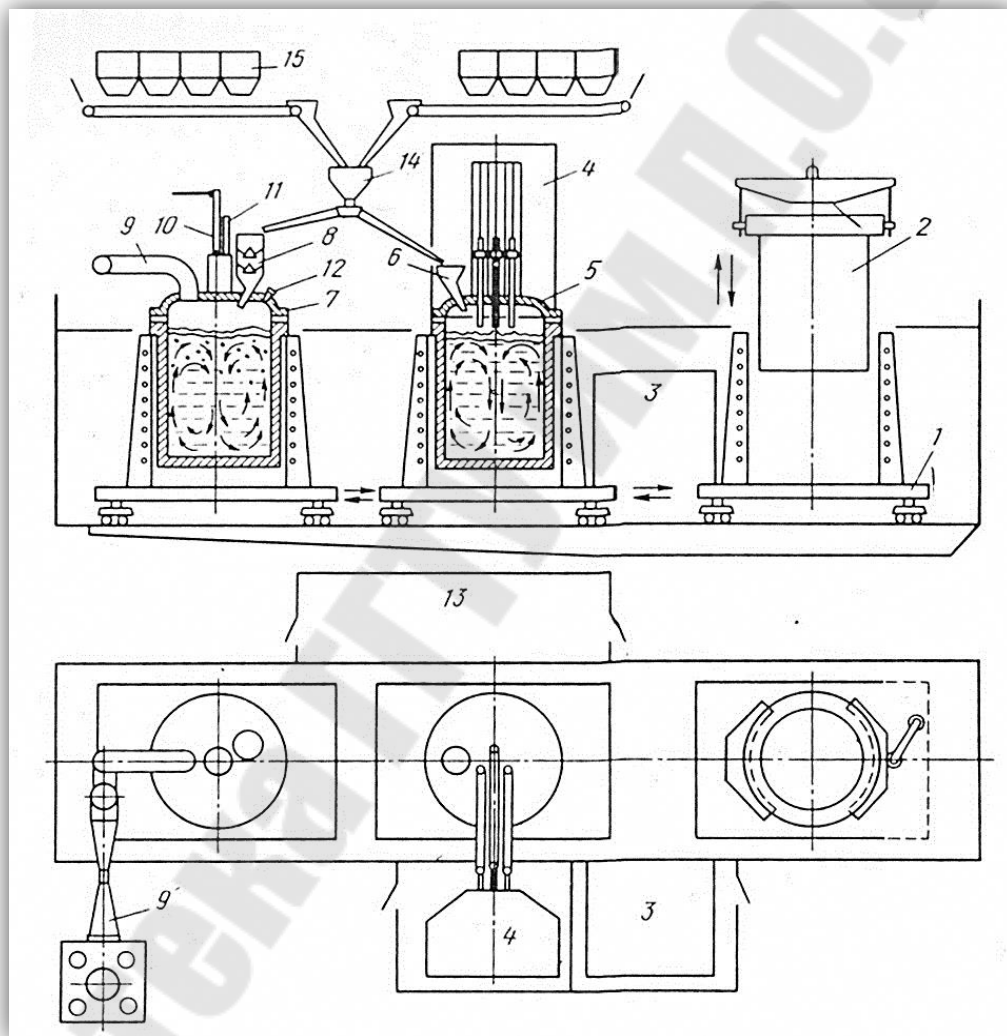
Выше были рассмотрены простые методы рафинирования стали в ковше. В связи с повышением требований к стали в последние годы разработаны комплексные методы обработки металла, применяемые для получения особо высококачественных сталей, например для атомных электростанций.

По мере совершенствования методов внепечной обработки обычные сталеразливочные ковши заменяются вспомогательными металлургическими агрегатами, в которых происходят очищение металла от вредных примесей и доводка до нужного состава и температуры. Примером может служить процесс ASEA-SKF, разработанный в Швеции. В агрегате ASEA-SKF металл может подвергаться вакуумированию, индукционному перемешиванию, продувке аргоном через пористые пробки, подогреву электрическими дугами (рисунок 7). В таком агрегате при выдержке до 2 часов и наличии на поверхности рафинировочного шлака достигают высокой степени очищения металла от вредных примесей. В Funkl - процессе, разработанном в США, перемешивание осуществляется аргоном, подаваемым в ковш снизу.

Процесс LF, разработанный в Японии (рисунок 8), включает перемешивание металла аргоном в ковше, дуговой подогрев и обработку металла синтетическим шлаком в процессе перемешивания. В кислородном конвертере продувают чугуны для обезуглероживания и дефосфорации. При выпуске металл не раскисляют, чтобы предотвратить рефосфорацию, и не допускают попадание печного шлака в рафинировочный ковш. После ввода ферросплавов и шлакообразующих ковш накрывают сводом и начинают дуговой обогрев. Сразу же производят продувку металла аргоном, что ускоряет процессы десульфурации и раскисления. Вследствие герметизации в пространстве над металлом устанавливается восстановительная атмосфера. Через отверстие в своде можно измерять температуру, отбирать пробы, производить точную доводку химического состава стали. Длительность обработки 60-80 минут. К концу операции содержание серы в металле снижается с 0,004-0,010 до 0,001-0,002%, фосфора - с 0,009-0,012 до 0,007-0,010%, кислорода - с 0,01-0,03 до

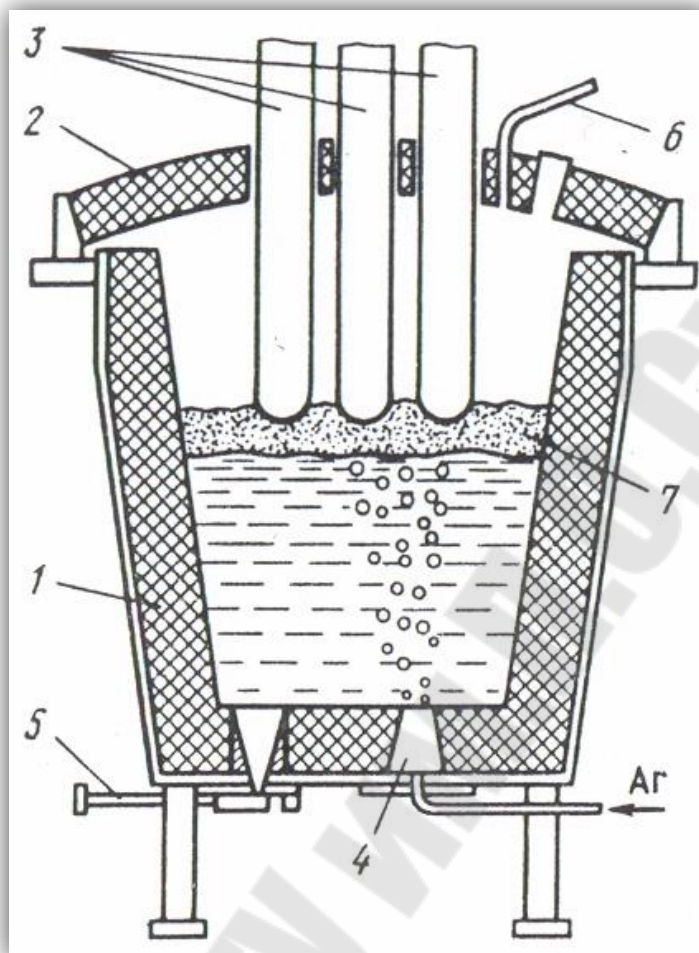
0,001-0,003 %.

На рисунке 9 приведена схема агрегата для осуществления AR-процесса, используемого фирмой "Nippon-Kokan" (Япония) для обработки 250-т конвертерных плавков. Отличительной особенностью агрегата является отсутствие вакуумной обработки, что значительно удешевляет процесс. Можно получить сталь с содержанием серы 0,001-0,003 %.



1 - сталевозная тележка с индуктором; 2 - сталеразливочный ковш; 3 - генератор; 4 - трансформатор; 5 - крышка стенда электродугового подогрева; 6 - бункер подачи ферросплавов; 7 - крышка стенда вакуумной обработки; 8 - дозирующий бункер; 9 - вакуум-провод; 10 - фурма для продувки металла; 11 - пробоотборник; 12 - телекамера; 13 - пульт управления; 14 - дозирующие весы; 15 - бункера для ферросплавов и лигатур.

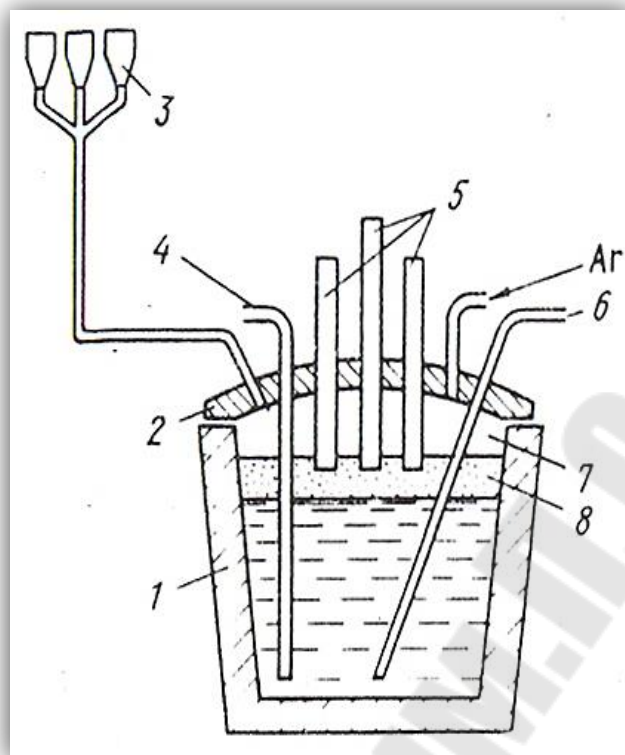
Рисунок 7 - Схема установки печь - ковш (ASEA-SKF)



1 - ковш; 2 - свод с отверстием для отбора проб и замера температуры; 3 - электроды; 4 - пористая пробка; 5 - затвор шибберного типа; 6 - подача инертного газа; 7 - синтетический шлак

Рисунок 8 - Установка типа печь - ковш (LF - процесс)

Имеются и другие агрегаты для комплексного внепечного рафинирования металла в ковшах, включающего в себя в различных сочетаниях в зависимости от решаемых задач следующие приемы технологии: рафинирование синтетическими шлаками, продувку аргоном сверху или снизу, вдувание порошкообразных материалов (рафинирующих, раскисляющих, модифицирующих, десульфурствующих и т.п.), подогрев металла (обычно электродуговой), вакуумирование, легирование. При определенных сочетаниях способов внепечной обработки получается металл, соответствующий или даже превышающий по качеству металл электрошлакового переплава.



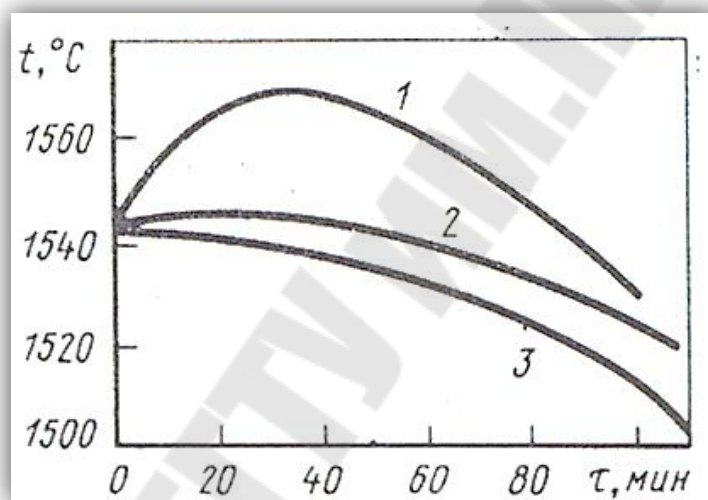
1 - ковш; 2 - крышка-свод; 3 – бункера для ферросплавов и флюсов; 4 - фурма для подачи в металл азота или аргона; 5 - электроды; 6 - фурма для вдувания порошка силикокальция; 7 – безокислительная атмосфера; 8 – шлак.

Рисунок 9 - Схема установки AR

Перед продувкой стали инертным газом в сталеразливочном ковше стоят следующие задачи: выравнивание, корректировка и установление точных значений температуры и химического состава стали; ускорение расплавления и распределение в объеме ковша легирующих элементов и раскислителей; повышение чистоты стали по оксидным включениям. Для успешного проведения процесса разливки стали, с точки зрения равномерности и безаварийности ее хода, получения качественной поверхности и внутренней структуры литой заготовки, требуется для каждой марки стали устанавливать оптимальные значения температуры металла в достаточно узких пределах. Это справедливо как при разливке стали в слитки, так и при разливке на МНЛЗ. Этому требованию противоречат неравномерное распределение температуры металла в объеме ковша и колебания температуры стали перед выпуском из сталеразливочного агрегата.

Измерения температуры жидкой стали во время разливки из 100-т ковша показывают (рисунок 10) значительную неравномерность

температуры по ходу разливки металла, не продутого аргоном. Первые порции металла из придонной зоны имели температуру ~ 1818 К, по мере того как в разливку вовлекаются порции металла, расположенные ближе к середине ковша, температура стали повышается и достигает 1843 К. Затем она снова снижается по мере поступления верхних порций металла. Образование более холодного придонного слоя металла объясняется тем, что сталь, примыкающая к стенкам ковша, охлаждается сильнее, чем остальной металл (особенно сразу после выпуска металла в ковш), а более холодный и плотный металл опускается вниз.



1 – без продувки аргоном; 2 – с продувкой аргоном до и во время разливки; 3 – с продувкой аргоном до разливки

Рисунок 10 - Изменения температуры металла по ходу разливки

На плавках, продутых аргоном до разливки, повышение температуры металла во время разливки значительно меньше, что говорит о лучшем усреднении металла по объему ковша. В последние годы на некоторых заводах продувку металла аргоном производят не только перед разливкой, но и в течение всей разливки стали с пониженным расходом аргона, добиваясь значительного снижения градиента температуры по ходу разливки (рисунок 10). Кроме того, продувка металла аргоном позволяет стабилизировать температуру металла от плавки к плавке. Если колебания температуры от плавки к плавке перед выпуском металла из конвертера достигают 50 К, то

колебания температуры металла в ковше перед разливкой от плавки к плавке в результате продувки аргоном могут составлять 5-6 К. Время продувки, необходимое для выравнивания температуры по объему металла в ковше, обычно составляет 3-5 минут в зависимости от расхода газа и его распределения по объему ковша.

При продувке металла аргоном происходит снижение температуры металла в ковше за счет теплоизлучения, усиливающегося при бурлении металла, аккумуляции тепла кладкой и теплопроводности. Скорость снижения температуры стали зависит от вместимости ковша и расхода газа. Так, для 350-т ковша скорость охлаждения металла в среднем составляет $\sim 0,016$; для 200-т - $0,025$; для 40-т - $0,066$ К/с. Большая часть тепловых потерь связана с увеличением теплового излучения, поэтому накрывание ковша при продувке крышкой позволяет заметно сократить потери тепла. Ускорение охлаждения металла может быть осуществлено присадкой легирующих (при необходимости корректировки химического состава) или охладителей, например мелкокускового чистого лома. Добавка 1 кг лома на 1 т расплавленного металла снижает его температуру на 1,7 К. На некоторых заводах в ковш при помощи крана вводят на некоторое время кусок сляба, который, нагреваясь и плавясь, отбирает часть тепла от жидкого металла.

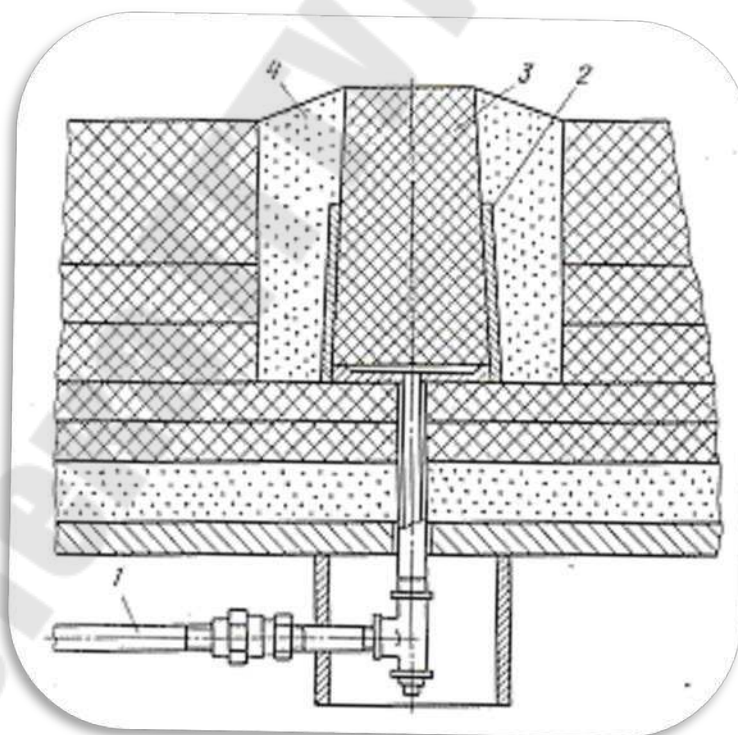
В процессе продувки металла аргоном происходят также снижение содержания неметаллических включений в стали за счет флотации и адсорбционный перенос поверхностно-активных примесей - серы, кислорода, азота. Процесс флотации заключается в прилипании неметаллических включений, взвешенных в металле, к поверхности пузырей удалении их из металла. Снижение загрязненности стали неметаллическими включениями происходит главным образом в результате удаления частиц глинозема, имеющих большое межфазное натяжение на границе с металлом и минимальную смачиваемость им по сравнению с другими неметаллическими включениями.

Кроме этого, при продувке металла происходит усреднение стали по химическому составу. Без усреднения стали в объеме ковша невозможно получить представительную пробу, отвечающую составу всего металла в ковше, и определить необходимость корректировки состава металла. В связи с этим перед взятием пробы проводят

продувку, длительность которой совпадает с длительностью продувки для усреднения температуры. Вопросы, связанные с корректировкой химического состава, будут рассмотрены ниже.

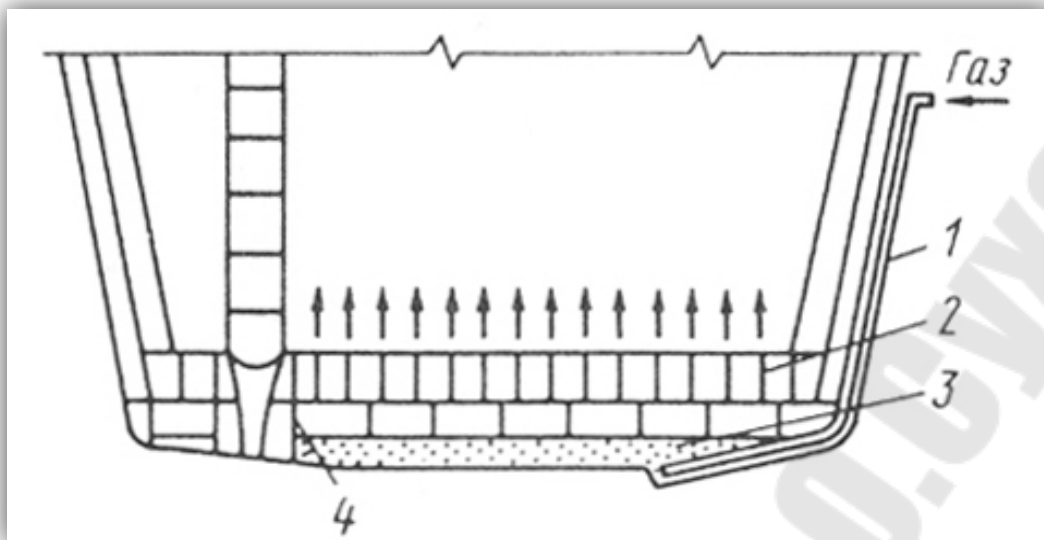
При продувке металла инертным газом в ковшах используют отличающиеся друг от друга системы: при продувке металла снизу - элементы, монтируемые в днище ковша; при продувке металла сверху - фурму, погружаемую в расплав на максимально возможную глубину. Каждый из способов имеет свои преимущества и недостатки.

Продувку металла снизу можно осуществлять через пористые пробки и блоки (рисунок 11), через пористые швы между кирпичами огнеупорной футеровки (рисунок 12), через канал шиберного затвора (рисунок 13). Продувка металла сверху осуществляется через металлическую трубу, футерованную огнеупорными трубами (рисунок 14). Удельный расход аргона может меняться от 0,04 до 0,2 м³/т, продолжительность всего цикла продувки 5-15 минут.



1 - подача газа; 2 - металлический стакан; 3 - пористая и стайка или пористый блок; 4 — огнеупорная обмазка

Рисунок 11 - Устройство для подачи инертного газа в жидкий металл через пористые вставки



1 - труба подачи газа; 2 - пористые швы между кирпичами кладки дна; 3 - засыпка; 4 - защита гнездового кирпича

Рисунок 12 - Схема подачи газа через пористые швы

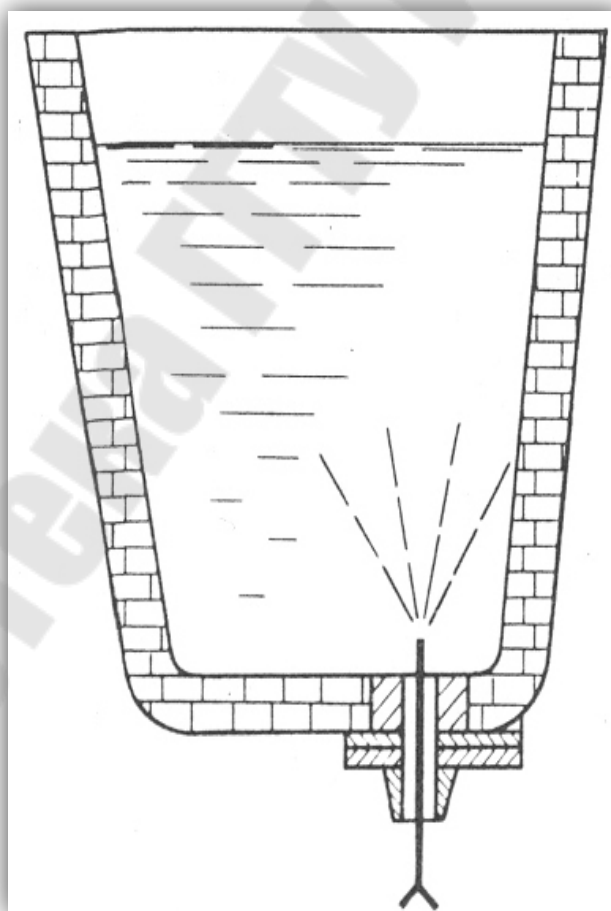
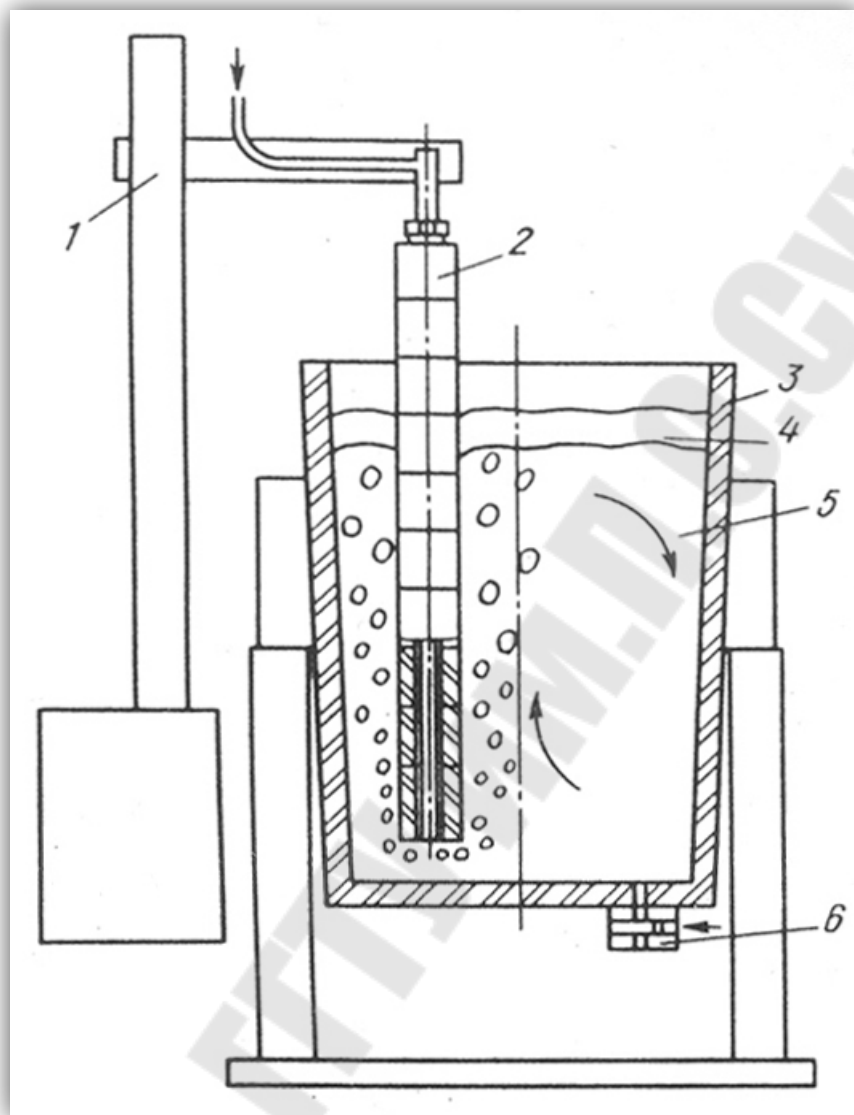


Рисунок 13 - Схема продувки стали через разливочное отверстие шиберного затвора в ковше



1 – устройство для перемещения фурмы; 2 – фурма, футерованная огнеупорными катушками; 3 – ковш; 4 – шлак; 5 – металл; 6 – шиберный затвор

Рисунок 14 - Схема продувки стали инертным газом в ковше сверху

Продувка металла снизу обеспечивает усреднение металла, очищение его от неметаллических включений и частичное снижение содержания водорода, но не позволяет осуществлять вдувание в металл порошкообразных рафинирующих и модифицирующих материалов. Там, где по требованиям технологии необходима продувка порошкообразными материалами, используют футерованные фурмы, погружаемые в расплав сверху. При выборе способа подвода инертного газа учитывают и технику безопасности производства стали, так как

использование пористых блоков или фурм, устанавливаемых в днище ковша, ухудшает условия работы днища, вероятность ухода металла при некачественной подготовке ковша к работе возрастает. При использовании верхней фурмы такой опасности нет.

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

$$r_{\text{пузыря}} = \sqrt{\frac{3}{4\pi} \cdot 0,976 \left(\frac{q^{6,5}}{q^{3,5}} \right)} \quad (4.1)$$

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 $r_{\text{пузыря}}$ не меньше критического $r_{\text{критич}}$.

При вводе 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

$$\pi \cdot D_{\text{пор}} \sigma = \frac{4}{3} \pi r_{\text{пузыря}}^3 q (\rho_1 - \rho_2) \quad (4.2)$$

где $D_{\text{пор}}$ - диаметр пор, см; σ - поверхностное натяжение, $\sigma = 1200...1500$ дин/см; ρ_1, ρ_2 - плотность соответственно металла и газа г/см³.

Пренебрегая плотностью газа, получаем

$$r_{\text{пузыря}} = \frac{3\sigma D_{\text{пор}}}{4q\rho_1} \quad (4.3)$$

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 пузырек инертного газа. Этот процесс продолжается до тех пор, пока в пузырьке инертного газа парциальное давление удаляемых газов не достигнет давления насыщения:

$$P_{H_2} = [\% H]^2 / (K_{H_2})^2 \quad (4.4)$$

$$P_{N_2} = [\% N]^2 / (K_{N_2})^2 \quad (4.5)$$

При практическом использовании продувки жидкой стали аргоном достигаемый результат по дегазации металла зависит от многих факторов: температуры, способа продувки, расхода газа, наличия поверхностно активных 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 выводе которого использован равновесный закон Сивертса. В основу этого уравнения положены следующие соображения. Газ, используемый для продувки, практически нерастворим 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 удаляемого 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 ($P = P_{H_2} + P_{Ar}$) определяемые концентрациями этих газов в пузырьке.

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

$$dV_H / dV_{Ar} = P_{H_2} / (P - P_{H_2}) \quad (4.6)$$

или с учетом того, что $P_{Ar} = P - P_{H_2}$,

$$\frac{dV_H}{dV_{Ar}} = \frac{P_{H_2}}{P - P_{H_2}} \quad (4.7)$$

Тогда в пузырь переходит растворенный газ:

$$dV_H = \frac{P_{H_2}}{P - P_{H_2}} dV_{Ar} \quad (4.8)$$

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 – масса стали, т; M_{H_2} – молекулярная масса водорода, $M_{H_2} = 2$; $22,4 \text{ м}^3$ – объем, занимаемый 1 кг-моль водорода, или

$$dV_H = \frac{22,4C_T}{M_{H_2}} dV_{Ar} \quad (4.10)$$

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

$$[\% H] = K_H \sqrt{P_{H_2}} \quad (4.11)$$

где K_H - константа равновесия реакции растворения газа;

$$P_{H_2} = \frac{[\% H]^2}{K_{H_2}^2} \quad (4.12)$$

Приравняв левые и правые части в выражения (4.8) и (4.10), получим

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

откуда с учетом (4.12)

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

Далее в интегральной форме

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

или

$$\int_0^V dV_{Ar} = \frac{22,4C_T}{M_{H_2}} \left[\int_{[\% H]_{ИСХ}}^{[\% H]_{КОН}} \frac{P K_{H_2}^2}{[\% H]^2} d[\% H] - \int_{[\% H]_{ИСХ}}^{[\% H]_{КОН}} d[\% H] \right], \quad (4.16)$$

где $[\% H]_{ИСХ}$, $[\% H]_{КОН}$ - концентрация водорода 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:

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

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

Удельный расход аргона $V'_{Ar} = V_{Ar}/C_T, \text{ м}^3/\text{т}$:

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

$$\lg K_{H_2} = -\frac{1900}{T} - 1.577 \quad (4.19)$$

Концентраций 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):

$$[\%H] = \frac{\left[\frac{M_1}{100} H \right]}{11200} \quad (4.20)$$

Сопоставление результатов расчета по выражению (4.16) с практическими данными показывает, что уравнению 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,

$$V'_{Ar} = \frac{112K_{H_2}^2 P}{L} \left(\frac{1}{[\% H]_{KOH}} - \frac{1}{[\% H]_{ИСХ}} \right), \quad (4.21)$$

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 продувочного газа в зависимости от высоты всплывания для любого момента времени:

$$\frac{dV_{H+Ar}}{dh} = \Phi h^{5/12} P^{-5/12} \left([\% H]_{ИСХ} - K_S \sqrt{\frac{V_{H+Ar} - V_{Ar}}{V_{H+Ar}}} \right) \quad (4.22)$$

здесь

$$\Phi = \left[6 \pi DRT / \sqrt{\frac{4}{3} g} \left(\frac{3RT}{4 \pi} \right)^{1/5} \right]^{1/2} \quad (4.23)$$

Где V_{H+Ar} - общее количество содержащегося в пузырьках газа, моль;

h - высота всплывания пузырька со дна ковша к моменту времени τ , см;

D - коэффициент диффузии удаляемого газа, см²/с; 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 пузыре ко времени τ , 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):

$$V'_{Ar} = V_{Ar}/C_T = 112K_{N_2}^2 P \left(\frac{1}{[\% N]_{КОН}} - \frac{1}{[\% N]_{ИСХ}} \right) \quad (4.24)$$

или с учетом коэффициента L

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

Величину K_{N_2} можно найти из уравнения

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

Степень приближения и равновесию процесса удаления газов при продувке аргоном будет определяться процессами их массопереноса в жидком металле и десорбций 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 $1,2 \cdot 10^{-3}$ 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 меньшей, чем водорода.

Соответственно следует скорректировать и значения коэффициента в выражении (4.26).

4.3 Расчет снижения температуры металла при продувке аргоном

При продувке металла в ковше аргоном происходит снижение температуры стали. Оно вызвано подогревом аргона до температур жидкого металла, повышенной теплоотдачей через зеркало металла и шлака, а также нагревом огнеупорной кладки.

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

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

где V_{Ar} – расход аргона, m^3 ; C_{Ar}, C_{CT} – теплоемкость соответственно аргона и стали; $\Delta T_{Ar}, \Delta T_{CT}$ – изменение в процессе продувки температуры соответственно аргона и стали, К; G_{CT} – масса стали, кг.

Значения теплоемкости можно принять следующими:

$$C_{Ar} = 0,932 \text{ кДж/м}^3; G_{CT} = 0,836 \text{ кДж/кг.}$$

Принимаем, что пузырьки аргона успевают нагреться за время всплывания до температуры стали.

Потери температуры при продувке стали в большегрузных ковшах составляют 3,5...2 град/мин в первые 5...6 мин продувки и 1,5...1,0 град/мин – в последующие 8...10 мин. Суммарное снижение температуры стали во время продувки колеблется в пределах 10... 20 К.

4.4 Варианты заданий на расчет

Задания на расчет каждому студенту группы приведены в таблице 4.2

4.4.1 Определить снижение содержания водорода и азота при заданном расходе аргона. Построить график зависимости [%H] и [%N] от V'_{Ar} .

4.4.2 Определить падение температуры стали в ковше при продувке инертным газом с расходами, приведенными в индивидуальном задании.

4.4.3 Определить расход аргона, необходимый для снижения содержания водорода в стали с исходного значения до заданного.

4.4.4 Определить расход аргона, необходимый для снижения содержания азота в стали с исходного значения до заданного.

4.4.5 Определить размеры всплывающих пузырьков аргона при заданных условиях продувки и расходе инертного газа.

4.4.6 На основании произведенных расчетов сделать выводы.

Таблица 4.2 - Индивидуальные задания

№ п/п	Расход аргона, м3/т	$[\% H]_{ИСХ}$, см3/100 г	$[\% H]_{ИСХ}$, %	$[\% H]_{КОН}$ см3/100 г	$[\% H]_{КОН}$, %	Температура стали в ковше, °С
1	0,2	2	-	1	-	1580
2	0,4	3	-	2	-	1590
3	0,6	4	-	3	-	1600
4	0,8	5	-	4	-	1610
5	1,0	6	-	5	-	1620
6	1,1	7	-	5	-	1630
7	1,2	8	-	6	-	1640
8	1,3	9	-	6	-	1630
9	1,4	10	-	8	-	1620
10	1,5	-	0,002	-	0,001	1610
11	1,6	-	0,003	-	0,002	1600
12	1,7	-	0,004	-	0,003	1590
13	1,8	-	0,005	-	0,004	1580
14	1,9	-	0,006	-	0,005	1590
15	2,0	-	0,007	-	0,006	1600
16	2,1	-	0,008	-	0,007	1610
17	2,2	-	0,009	-	0,008	1620
18	2,3	-	0,010	-	0,009	1630
19	2,4	4		2	-	1620
20	2,5	5	-	2	-	1610
21	2,6	6	-	3	-	1600
22	2,7	7	-	3	-	1590
23	2,8	8		5	-	1580
24	2,9	-	0,007	-	0,005	1590
25	3,0	-	0,008	-	0,005	1590

5. РАСКИСЛЕНИЕ И ДЕГАЗАЦИЯ СТАЛИ ПРИ ВАКУУМНОЙ ОБРАБОТКЕ

Обработка металла вакуумом (снижение давления над расплавом) влияет на протекание тех реакций и процессов, в которых принимает участие газовая фаза. Газовая фаза образуется при протекании реакции окисления углерода (раскисление углеродом) и выделении водорода и азота, которые растворены в металле.

Поэтому вакуумирование стали широко используется для раскисления металла и глубокого обезуглероживания, очищения стали от неметаллических включений, дегазации стали - снижения содержания водорода и азота.

Успешное проведение этих операций обеспечивается на специальных установках при глубоком вакууме процесса 0,1...1,0 кПа.

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

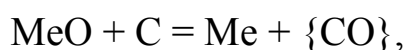
помещение ковша с металлом в вакуумную камеру и последующее перемешивание металла инертным газом;

порционное и циркуляционное вакуумирование;

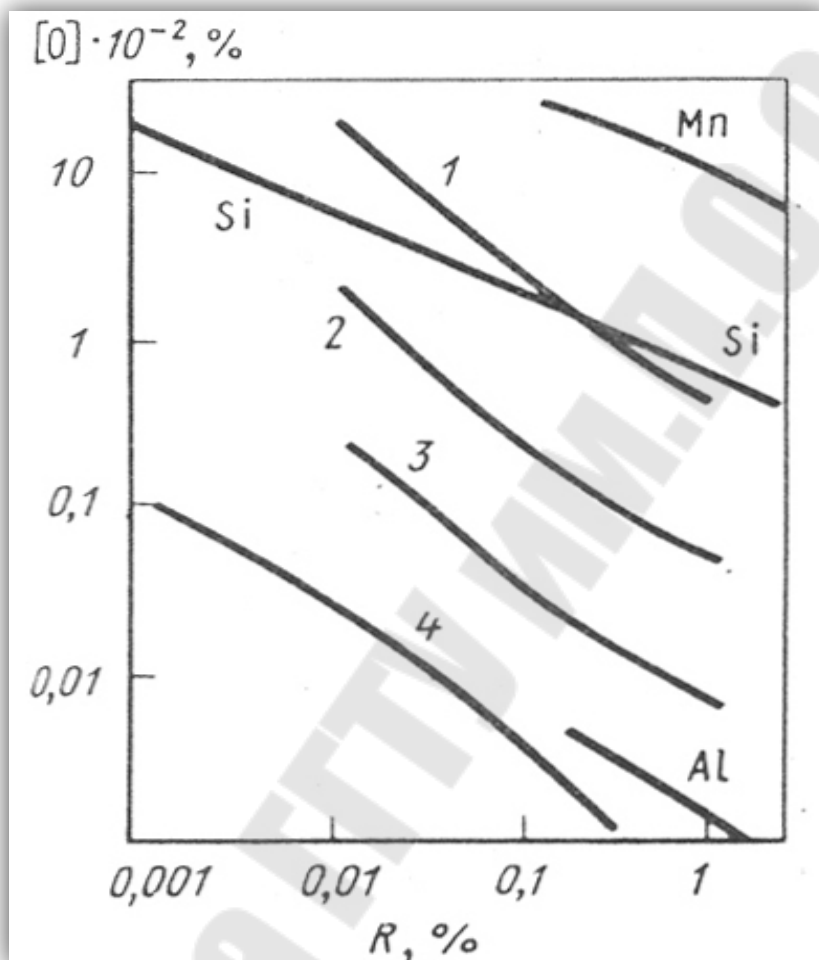
вакуумирование при переливе из ковша в ковш или из ковша в изложницу (струйное вакуумирование).

При обработке металла вакуумом (снижении давления над расплавом) снижается растворимость газов в металле и облегчается протекание тех процессов, которые происходят с участием газовой фазы. Газовая фаза образуется при протекании реакции окисления углерода, процессов выделения растворенных в металле водорода и азота, а также при испарении растворенных в металле примесей цветных металлов. Обработка металла вакуумом часто является единственным методом снижения содержания примесей цветных металлов в стали.

При давлении $< 0,001$ МН/м² раскислительная способность углерода (равновесное содержание кислорода) становится равной раскислительной способности алюминия (рисунок 15). В тех случаях, когда кислород в металле находится в составе оксидных неметаллических включений, снижение давления над расплавом приводит к частичному или полному разрушению этих включений



и чем ниже давление CO, тем меньше в металле остается оксидных включений. Раскисление стали углеродом при вакуумной обработке металла сопровождается интенсивным кипением ванны и перемешиванием ее за счет пронизывающих ванну пузырями CO.



1 - 0,1 МПа; 2 - 0,01 МПа; 3 - 1 кПа; 4 - 0,1 кПа

Рисунок 15 - Раскислительная способность различных элементов и углерода при разных давлениях над расплавом при 1873К

Эти пузыри и сами являются вакуумом по отношению к водороду и азоту, так как в пузырях CO $p_{H_2} = 0$ и $p_{N_2} = 0$. Так же, как и при продувке металла инертным газом, при таком кипении проявляется эффект флотации неметаллических включений, т.е. при вакуумировании проявляется двойной эффект: разрушение неметаллических включений за счет раскисления углеродом и флотация их пузырями CO. Кроме того, в результате выделения большого количества газовых пузырей металл перемешивается, выравниваются его состав и температура.

Уменьшение давления над металлом снижает растворимость газов, поэтому вакуумная обработка способствует дегазации стали. В таблице 5.1 приведена растворимость водорода в жидком железе при различных давлениях и температурах.

Таблица 5.1 – Растворимость водорода в железе

$P_{H_2}, \text{Па}$	$[H] \cdot 10^{-4}, \%$ при температуре, К			$P_{H_2}, \text{Па}$	$[H] \cdot 10^{-4}, \%$ при температуре, К		
	1823	1848	1873		1823	1848	1873
$1 \cdot 10^5$	23,2	23,9	24,7	131	0,84	0,87	0,90
1315	2,66	2,74	2,83	65	0,65	0,61	0,63
658	1,89	1,94	2,00	13	0,27	0,27	0,28

Содержание водорода является одной из главных причин брака металла по флокенам и флокенообразным трещинам. Пределы допустимых концентраций водорода, при которых металл поражается флокенами, зависят от состава стали и сечения проката. Изделия из многих легированных марок стали требуют значительной противоблокенной обработки, так как удалить водород из жидкого металла можно только вакуумной обработкой стали.

Растворимость азота в жидком железе с уменьшением давления снижается (таблица 5.2).

Таблица 5.2 – Растворимость азота в железе при различных давлениях и температурах

$P_{N_2}, \text{Па}$	$[N] \cdot 10^{-4}, \%$ при температуре, К			$P_{N_2}, \text{Па}$	$[N] \cdot 10^{-4}, \%$ при температуре, К		
	1823	1848	1873		1823	1848	1873
$1 \cdot 10^5$	437,0	440,0	443,0	131	15,8	16,0	16,1
1315	50,1	50,5	50,8	65	11,2	11,3	11,4
658	35,4	35,7	35,6	13	5,0	5,0	5,1

На растворимость азота в стали значительное влияние оказывают легирующие элементы (рисунок 16). Нитридообразующие элементы (V, Nb, Ti и др.) увеличивают растворимость азота в сплавах, такие элементы, как C, Si снижают растворимость азота.

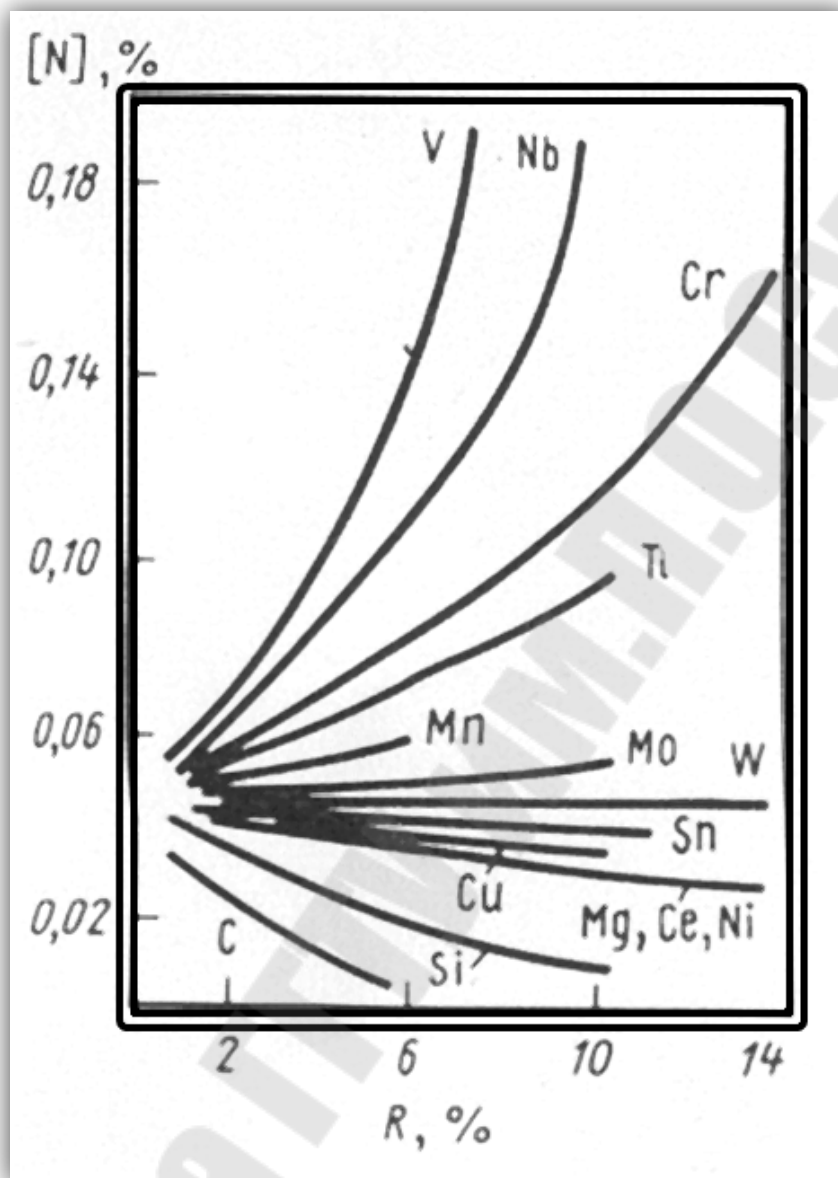


Рисунок 16 - Растворимость азота в стали при 1873 К

Как правило, расчетные значения концентраций водорода и азота не совпадают с результатами, полученными на практике при обработке стали вакуумом, что объясняется незавершенностью дегазации в реальных условиях ограниченного времени, и определяются скоростью процесса. Сравнение коэффициентов диффузии азота и водорода показывает, что скорость удаления водорода должна быть в несколько раз больше скорости удаления азота, что и подтверждается на практике. Это объясняется тем, что азот, являясь поверхностно-активным элементом, в присутствии более активных элементов, например кислорода, серы, вытесняется ими с поверхности раздела металл-газ в объем жидкого металла. Поверхностно-активные элементы, заполняя поверхность

металла, блокируют движение азота и поступление его на поверхность и с поверхности.

Дегазация стали при вакуумной обработке определяется интенсивностью перемешивания металла и его удельной поверхностью, поэтому любые способы, увеличивающие удельную поверхность раздела, способствуют увеличению скорости и полноты дегазации расплава.

Совершенствование технологии и оборудования для вакуумирования стали проходило в основном по пути увеличения суммарной удельной поверхности контакта газовой фазы с металлом и мощности вакуумных насосов.

Первые промышленные опыты, проведенные в 1914-1932 гг., не принесли желаемых результатов вследствие недостаточной мощности вакуумных насосов. Практическое внепечное вакуумирование началось в 50-х гг. В настоящее время в мире работает > 500 установок вакуумной обработки металла и обрабатывается ~10 % производимой стали. Способы вакуумной обработки стали в сочетании с другими методами внепечного рафинирования приведены на рисунке 17.

Наиболее простым способом вакуумной обработки стали в ковше является вакуумирование в вакуумной камере. Ковш с металлом помещают в камеру с вакуум-плотной крышкой. Камера соединена с системой вакуумных насосов. Опыт эксплуатации установок ковшового вакуумирования без принудительного перемешивания металла при остаточном давлении в камере до 250-650 Па в ковшах вместимостью до 30 тонн показал возможность снижения содержания водорода в стали не более чем на 20-30 % от начального. Существенного снижения содержания кислорода, азота и неметаллических включений в стали не происходит. Низкая эффективность обработки объясняется тем, что взаимодействие углерода с растворенным в металле кислородом, интенсивно протекающее в поверхностном слое, затихает по мере увеличения толщины слоя металла и практически полностью прекращается на глубине ~ 1,4 м, т.е. нижние слои металла дегазации не подвергаются. Попытки повысить эффективность обработки этим способом нераскисленной стали положительных результатов не дали, а добавляемые в ковш в конце процесса вакуумирования раскислители и легирующие распределялись в объеме металла неравномерно.

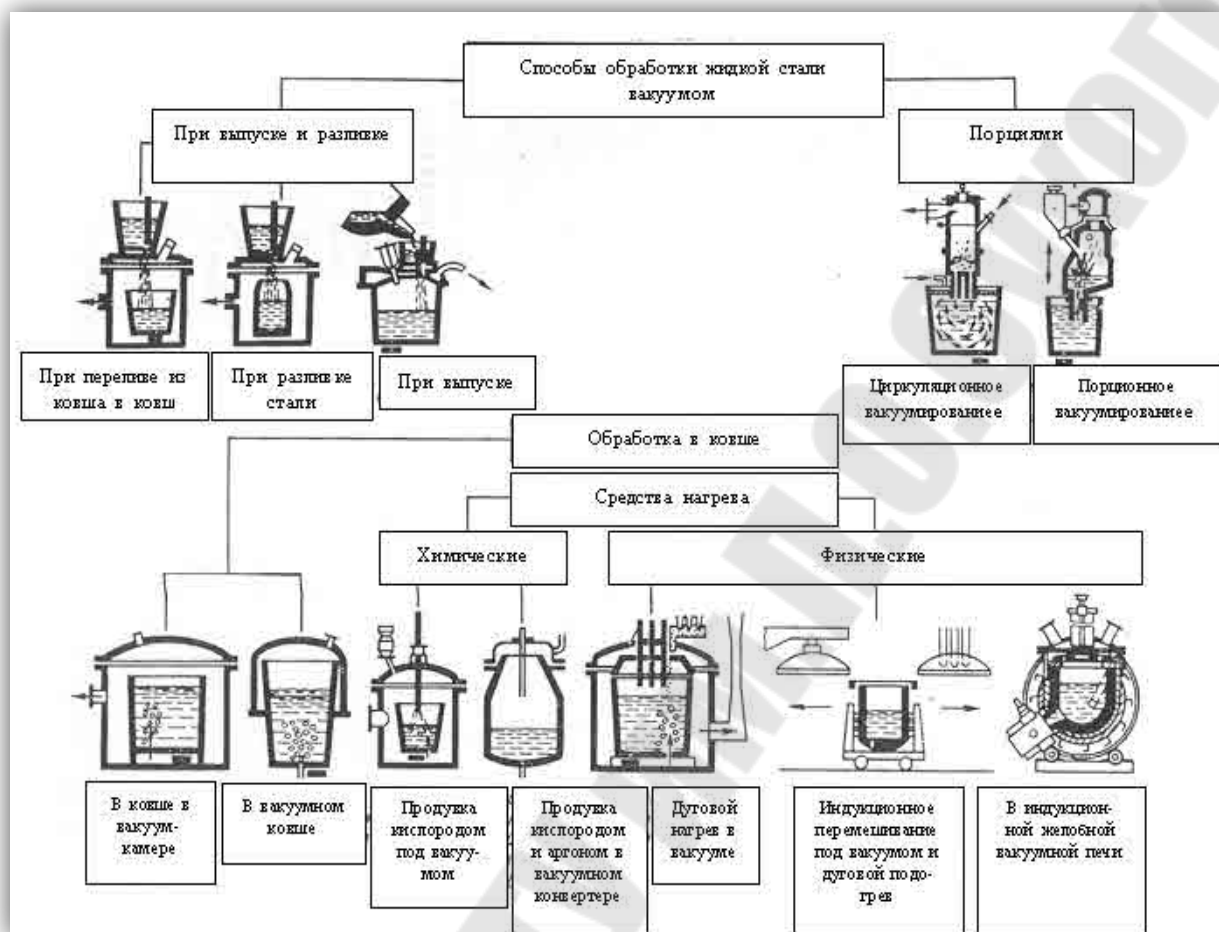


Рисунок 17 - Способы обработки жидкой стали вакуумом в сочетании с методами внепечного рафинирования металла

Эффективность вакуумной обработки существенно повышается при перемешивании металла в ковше при помощи инертного газа или электромагнитного поля. Подачу инертного газа осуществляют через пористую вставку-пробку или пористый блок из муллитового, корундового, магнезитового и других материалов, устанавливаемые в днище ковша со смещением от центра (используют те же вставки, что и при продувке инертным газом). При такой обработке стали, раскисленной кремнием и алюминием, в течение 10-15 минут содержание водорода снижается на 25 - 40 % от исходного. При достаточной длительности вакуумирования содержание водорода в металле может достигать $(1,8 - 2,2) \cdot 10^{-4}$ %. Одновременно с этим происходит снижение содержания кислорода (за счет оксидных неметаллических включений) в стали на 30 %. Содержание азота в стали практически не меняется. Вводимые в конце вакуумной обработки присадки ферросплавов распределяются в

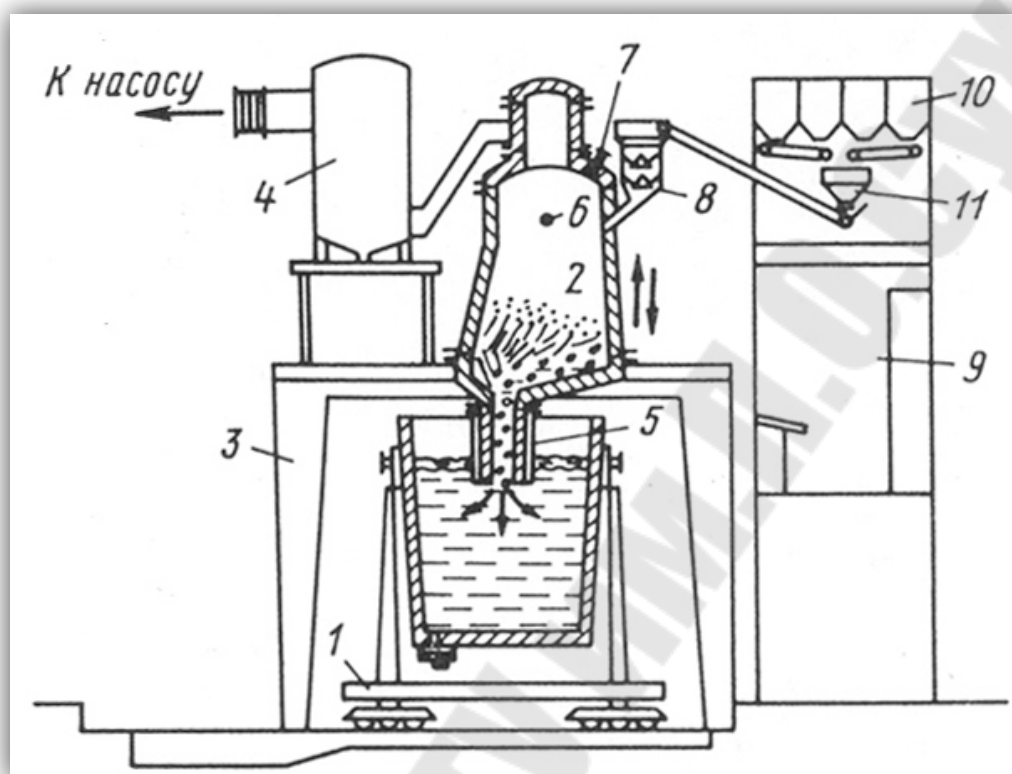
объеме металла за 2 - 3 минуты продувки. При вакуумировании нераскисленного металла наблюдается более полное удаление водорода и кислорода, однако в этом случае в ковше должен быть запас высоты ~ 1 м для предупреждения выбросов металла при кипении.

Скорость снижения температуры металла в ковше без учета затрат на расплавление присаживаемых раскислителей и легирующих достигает 0,03 К/с. Для компенсации потерь тепла необходимо обеспечить дополнительный нагрев металла на 30 - 60 К в зависимости от массы металла в ковше и материала футеровки. Это явилось одной из причин разработки варианта ковшового вакуумирования с дополнительным нагревом металла в ковше. Установка, сочетающая вакуумную обработку, электромагнитное перемешивание и электродуговой нагрев для ковшей вместимостью 150 т, впервые была изготовлена в Швеции и получила название ASEA-SKF, по названию создавших ее фирм, в отечественной практике установки такого типа получили название печь-ковш. Оборудование установки печь-ковш состоит из следующих основных узлов: станда для электродугового нагрева стали, устройства для электромагнитного перемешивания, станда вакуумной обработки, системы вакуумных насосов, оборудования для дозированной подачи раскислителей и легирующих, пульта управления установкой. Использование такой установки позволяет получать сталь любого химического состава с весьма низким содержанием вредных примесей, например, содержание серы может быть снижено до 0,001%. Однако длительный цикл обработки исключает использование этой установки в высокопроизводительных цехах. Чаще применяют установки с использованием аргона для перемешивания металла вместо электромагнитного перемешивания, однако и на них продолжительность обработки 80-т плавки составляет 40-90 минут.

Для обработки больших порций металла в высокопроизводительных цехах используют установки порционного (DH-процесс) или циркуляционного (RH-процесс) вакуумирования.

При порционном вакуумировании (рисунок 18) металл засасывается в вакуум-камеру вследствие разности давлений над поверхностью металла, в сталеразливочном ковше и в вакуумной камере. Процесс заполнения и опорожнения вакуум-камеры осуществляется так, чтобы конец патрубка все время оставался

опущенным ниже уровня металла в ковше. При вместимости ковша до 100 т опускается и поднимается ковш, при большей вместимости -



1 - тележка со сталеразливочным ковшом; 2 - вакуумная камера; 3 - стенд подъема и опускания камеры; 4 - охладитель газа; 5 - всасывающий патрубок; 6 - графитовый нагреватель; 7 - телекамера; 8 - бункер для подачи ферросплавов; 9 - пульт управления; 10 - бункера для хранения ферросплавов; 11 - весы-дозаторы

Рисунок 18 - Схема установки порционного вакуумирования стали (DH - процесс)

вакуум- камера.

При подъеме патрубка металл сливается в ковш, при опускании вакуум засасывает металл обратно, т.е. обрабатывается металл порциями. Продолжительность цикла обработки одной порции (30- т) составляет 15-30 с, а общее время обработки обычно составляет 20-30 минут и определяется коэффициентом циркуляции, который равен отношению массы стали, прошедшей через камеру за время дегазации, к массе стали в ковше. Как правило, коэффициент циркуляции, достаточный для усреднения металла и удаления водорода, равен $3 \div 4$. В конце обработки

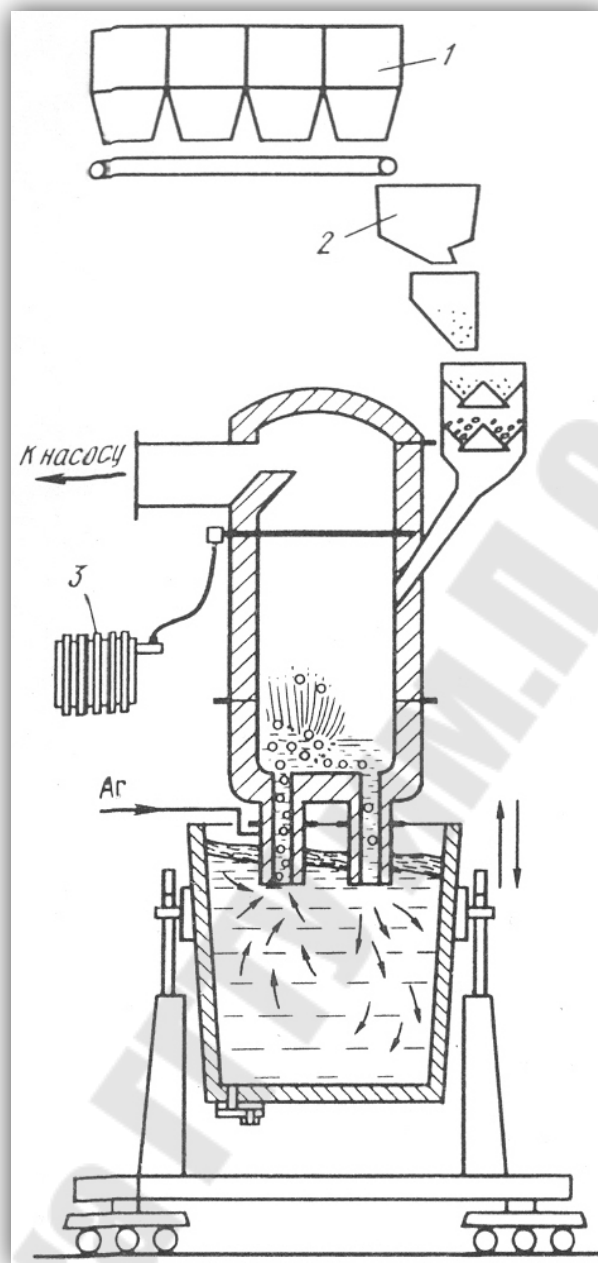
в вакуум-камеру порциями вводят необходимое количество ферросплавов. Для усреднения состава металла в ковше после присадки последних порций ферросплавов производят пять-шесть циклов обработки.

В установках порционного вакуумирования предпочтительно обрабатывать нераскисленный металл, так как в этом случае наиболее эффективно используется раскислительная способность углерода, достигается максимальная степень удаления водорода, снижается расход раскислителей и загрязненность стали неметаллическими включениями.

Порционное вакуумирование используется для обработки углеродистых и низколегированных сталей и позволяет значительно сократить или даже исключить противфлокенную обработку и повысить уровень пластичности готового металла.

При циркуляционном вакуумировании вакуумная камера имеет два патрубка, причем оба погружаются в металл (рисунок 19). Порция металла засасывается в камеру, в один из патрубков начинают подавать инертный газ через специальную пористую вставку, образуется газометаллическая смесь, имеющая меньшую плотность, чем жидкая сталь. Эта смесь непрерывным потоком поступает в вакуумную камеру. В вакуумной камере металл дегазируется и стекает в сталеразливочный ковш по сливному патрубку, так как имеет большую плотность, чем поднимающийся.

Таким образом, происходит непрерывная циркуляция металла через вакуумную камеру с определенной скоростью, которая зависит от диаметров подъемного и сливного патрубков, остаточного давления в камере, расхода аргона и т.д. Скорость движения металла в значительной степени зависит от производительности вакуумных насосов и достигает 1,0 м/с. Масса расплава, поступающего в камеру за 1 минуту, достигает 30 % от массы стали в ковше. Через 10-15 минут циркуляции металла через камеру содержание водорода в металле достигает $(0,9-1,3) \cdot 10^{-4}$ %, т.е. практически тех же значений, что и при порционном вакуумировании нераскисленного металла.



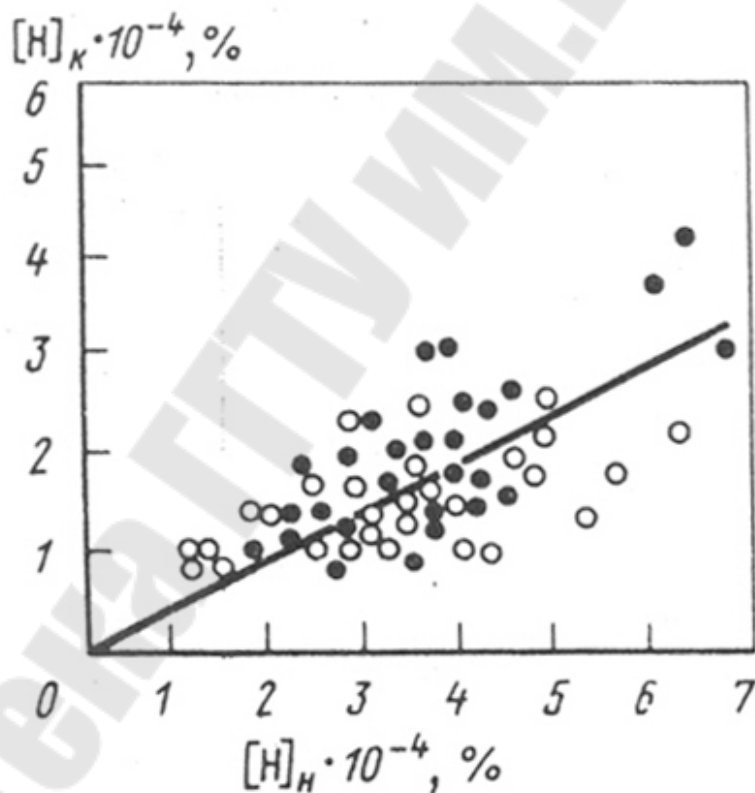
1 - бункер для ферросплавов; 2 - дозирующий бункер; 3 - трансформатор

Рисунок 19 - Схема установки циркуляционного вакуумирования стали (RH - процесс)

Удельный расход аргона составляет 0,07 - 0,10 м³/т. Циркуляционное вакуумирование успешно используется при производстве углеродистых и низколегированных сталей различного назначения.

Для футеровки камер порционного и циркуляционного вакуумирования требуются высококачественные огнеупоры. Особые требования предъявляют к огнеупорам для патрубков, так как от

стойкости патрубка в значительной степени зависят простои вакууматора и его производительность. Обычно стойкость патрубка составляет ~ 100 плавов. Для повышения стойкости и снижения потерь температуры вакуум-камеру обычно разогревают графитовым электронагревателем до 1723 - 1823 К. При таком нагреве снижение температуры металла в процессе обработки вакуумом составляет 0,016 - 0,025 К/с. В случае более низкой температуры вакуум-камеры скорость охлаждения металла может достигать $\geq 0,05-0,08$ К/с. Это приходится учитывать при определении температуры металла перед выпуском из сталеплавильного агрегата.



$[H]_н$ - до обработки; $[H]_к$ - после обработки

Рисунок 20 - Удаление водорода при порционном (o) и циркуляционном (●) вакуумировании

Практика показала, что установки циркуляционного и порционного вакуумирования, несмотря на сложность оборудования, являются эффективными. Циркуляционное и порционное вакуумирование обеспечивает примерно одинаковую степень удаления водорода (рисунок 20). Однако при циркуляционном вакуумировании имеются дополнительные возможности воздействия на процессы удаления примесей. Число этих установок непрерывно растет, как растет и производство стали, обрабатываемой вакуумом. На некоторых заводах, например Oita фирмы «Nippon Steel Corp.», циркуляционным методом обрабатывают 95 % стали, выплавляемой в кислородно-конвертерном цехе. В 1981 г. доля обрабатываемой вакуумом стали составляла 7 % от мирового производства стали, а в 1987 г. - 15%.

Следующим способом вакуумирования является вакуумирование стали в струе. Способ отличается простотой и достаточно высокой степенью удаления водорода. Он может быть осуществлен при переливе из одного ковша в другой, при разливке стали в изложницы. Сталь из сталеразливочного ковша переливают в другой ковш (б) или изложницу (а), установленные в вакуумной камере, через промежуточное устройство (рисунок 21). В вакуумированном пространстве струя жидкой стали разбивается на мелкие капли выделяющимися газами. Развитая поверхность дегазации и отсутствие ферростатического давления увеличивают скорость удаления газов из металла. Сравнение различных способов вакуумирования металла (рисунок 22) показывает,

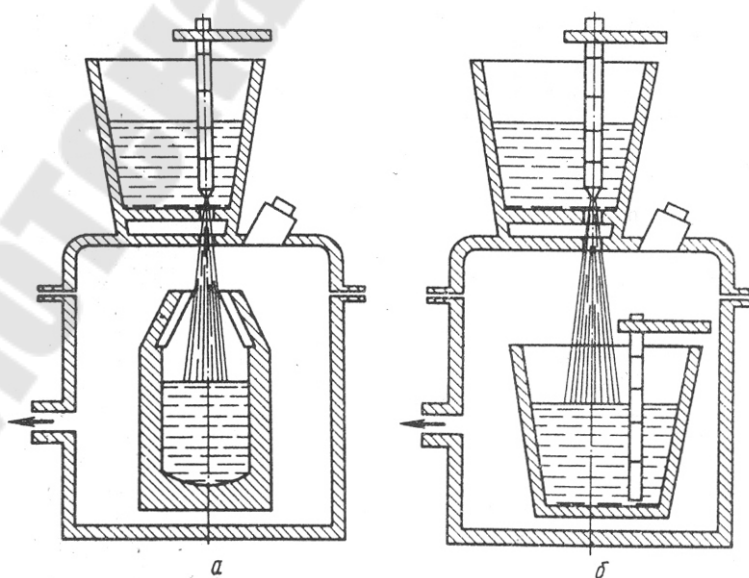
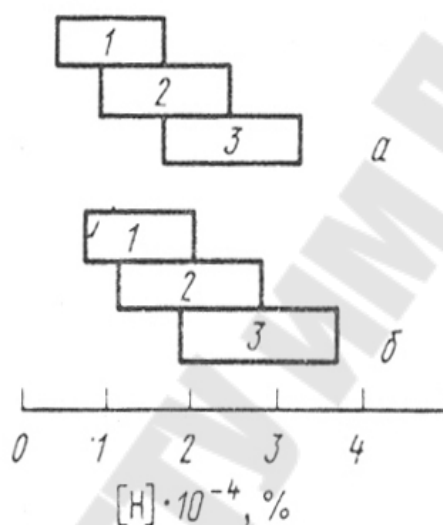


Рисунок 21 - Схема вакуумирования стали в струе

что наиболее эффективным, с точки зрения удаления водорода, является вакуумирование металла в струе, затем циркуляционное вакуумирование и на последнем месте - вакуумирование в ковше. Существенным недостатком всех способов вакуумной обработки стали в ковше является то, что при последующей разливке стали на воздухе содержание водорода и кислорода увеличивается вследствие контакта с атмосферой соответственно $(0,5-1,0) \cdot 10^{-4}$ и 0,0015%, если не принять меры по защите струи.



а - перераскисленный металл; б - металл, раскисленный алюминием и кремнием:

1 - вакуумирование в струе; 2 - циркуляционное вакуумирование; 3 - вакуумирование в ковше

Рисунок 22 - Пределы содержания водорода в металле после обработки вакуумом

Оригинальная установка, сочетающая вакуумирование металла и защиту струи на участке сталеразливочный ковш – промежуточный ковш, используется на Новолипецком металлургическом комбинате (НЛМК) (рисунок 23). Вакуумирование металла осуществляется в проточной камере 2 небольшого размера, расположенной между сталеразливочным 1 и промежуточным 3 ковшами. Вакуумирование стали в потоке происходит со скоростью, сопоставимой со скоростью

непрерывной разливки, что обеспечивает согласование работы МНЛЗ и вакуумной камеры, тепловые потери составляют 10 - 15 К.

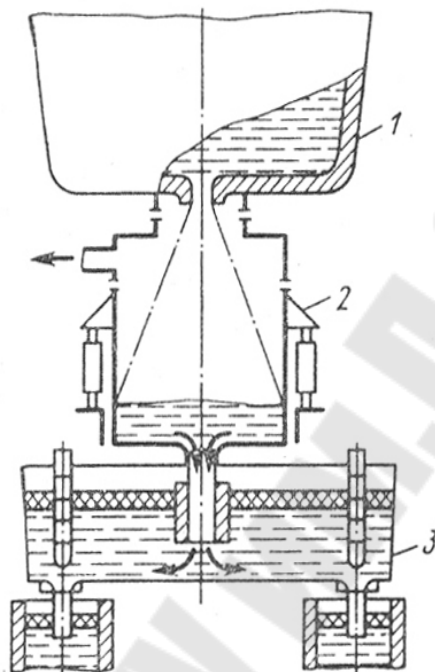


Рисунок 23 - Схема установки поточного вакуумирования стали

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 (атм) 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 соотношения Вачера и Гамильтона $[C][O] = 0,0025$ в области давлений 20...300мм 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 снижения 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 Сивертса.

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

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

При $[CO] = 0,1\%$

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

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

$$[H] = K'_{H_2} \sqrt{P_{H_2}}; \quad (5.11)$$

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

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

Значения K'_{H_2} , K'_{N_2} , K'_{C-O} можно найти из уравнений

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

$$\lg K'_{N_2} = \frac{757}{T} - 0,95; \quad (5.14)$$

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

5.3 Образование газовых пузырей

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

$$P_{ВЫД} \geq P_{BH} \quad (5.16)$$

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

Давление выделения определяется из приведенных ранее закономерностей:

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

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

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

Внешнее противодавление складывается из остаточного давления P в вакуум-камере, столба жидкости над пузырем и капиллярного P_c :

$$P_{BH} = P + P_s + P_\sigma \quad (5.20)$$

Капиллярное давление P_σ связано с поверхности» натяжением:

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

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 пузыря, см.

Давление столба жидкости

$$P_s = \rho gh, \quad (5.22)$$

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

$$P_{BH} = P + \rho gh + \frac{2\sigma}{r} \quad (5.23)$$

если P_s и P_σ выражены в динах на квадратный сантиметр (дин/см²) или в граммах в сантиметрах на секунду в квадрате (г/(см·с²)).

Или

$$P_{BH} = P + \frac{h}{142} + \frac{2\sigma \cdot 10^{-5}}{9,81r} \quad (5.24)$$

если P_{BH} выражено в атмосферах.

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

$$r_{кр} = \frac{2,04\sigma \cdot 10^{-6}}{P_{BH} - P - \frac{h}{142}} \quad (5.25)$$

Для пузырей оксида углерода при

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

запишем

$$r_{CO} = \frac{2,04\sigma \cdot 10^{-6}}{400[C][O] - P - \frac{h}{142}} \quad (5.27)$$

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

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

то размер критического зародыша пузырька водорода

$$r_{H_2} = \frac{2,04\sigma \cdot 10^{-6}}{\frac{[H]^2}{615} - P - \frac{h}{142}} \quad (5.30)$$

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 противодавление будет определяться величиной парциального давления данного газа в имеющейся газовой фазе, во втором случае – суммой P_{BH} .

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 1560, 1580, 1600, 1620 и 1660 °С (таблица 5.1).

5.4.2 Определить высоту слоя от зеркала металла, в котором газ из расплава в готовую фазу можно выделить $r_{кр} = 1$ мм при температуре металла 1680, 1600, 1620 °С; $P = 0,1$ кПа (0,001 атм.); $\rho_{Me} = 7$ 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_{BH} 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 $10^{-5} / 9,8 \approx 10^{-6}$).

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

5.5 Расчет концентрации кислорода при вакуумировании в ковше

В производственных агрегатах равновесные концентрации углерода и кислорода

$$C_p = \frac{C_o - (A_c/A_o)O_o}{2} + \sqrt{mP_{BH} \frac{A_c}{A_o} + \left(\frac{C_o - (A_c/A_o)O_o}{2} \right)^2}; \quad (5.31)$$

$$O_p = (A_c/A_o) \left(\frac{C_o - (A_c/A_o)O_o}{2} - \sqrt{mP_{BH} \frac{A_c}{A_o} + \left(\frac{C_o - (A_c/A_o)O_o}{2} \right)^2} \right) \quad (5.32)$$

где A_c, A_o – атомный вес соответственно углерода и кислорода; O_o исходные концентрации растворенного кислорода;

$m=0,0025$;

P_{BH} - внешнее давление, Н/см².

Используя уравнения (5.31) и (5.32), можно получить конечные значения концентрации углерода и кислорода при ковшевом 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 $P_{CO} = P + \rho gh$, значение суммарного давления в формулах (5.31) и (5.32) можно принять равным сумме остаточного давления в камере и половине давления столба металла $1/2 \rho gh$. Остаточные концентрации углерода и кислорода могут быть вычислены усреднением по всему объему металла высотой H , например:

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

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

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_o):%: 0,35; 0,30; 0,25; 0,20; 0,15; 0,10;

начальное содержание кислорода:

а) в нераскисленной стали

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

б) в раскисленной стали, содержащей 0,10...0,25% Si при $t=1600^\circ\text{C}$, 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 $h_{\text{пр}}$:

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

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

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

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
$P_{ост}$, атм:	0,02	0,010	0,005	0,003	0,001
$P_{ср}$, атм:	0,05	0,035	0,025	0,020	0,015

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

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

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

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

где C_o, O_o – исходная концентрация соответственно углерода и кислорода; G – масса порции металла в вакууматоре; g – масса металла в ковше.

Для n -го цикла соответственно

$$C_n = C_{n-1} - (g/G)C_{n-1} + (g/G)(a+b) \quad (5.41)$$

$$O_n = O_{n-1} - (g/G)O_{n-1} + (g/G)(a-b) \frac{A_o}{A_c} \quad (5.42)$$

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

$$C_n = C_o(1-(g/G))^n + (a+b)(g/G) \left[1 + (1-(g/G))^1 + (1-(g/G))^2 + \dots + (1-(g/G))^{n-1} \right], \quad (5.43)$$

$$O_n = O_o(1-(g/G))^n + \frac{A_o}{A_c}(a-b)(g/G) \left[1 + (1-(g/G))^1 + (1-(g/G))^2 + \dots + (1-(g/G))^{n-1} \right], \quad (5.44)$$

Суммируя ряды (5.43) и (5.44), получаем

$$C_n = (1-(g/G))^n [C_o - (a+b)] + (a+b); \quad (5.45)$$

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

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

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

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

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

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

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

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% H₂ и 5-10% N₂.

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 определить оптимальное значение). 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	0,0060	0,0040

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

5.9 Расчет дегазация 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 (5.31) и (5.32).

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

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

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:

$$\frac{\partial C}{\partial t} - \frac{Q_m}{G} C = \frac{Q_m}{G} C_p \quad (5.52)$$

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 (5.31) и (5.32), можно написать уравнения для текущих концентраций кислорода и углерода в ковше, имея в виду, что в формулах (5.31) и (5.32) вместо начальных концентраций должны быть поставлены текущие концентрации углерода и кислорода.

Учитывая, что

$$C - \frac{A_c}{A_o} O_0 = C_0 \frac{A_c}{A_o} O_0 \quad (5.54)$$

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

$$C_{(t)} = e^{-gt} \left(C_0 + g \int \left(\frac{C_0 - \frac{A_c}{A_o} O_0}{2} + \sqrt{mP_{BH} \frac{A_c}{A_o} + \left(\frac{C_0 - \frac{A_c}{A_o} O_0}{2} \right)^2} \right) e^{gt} dt \right) \quad (5.55)$$

$$O_{(t)} = e^{-gt} \left(O_0 + g \int \left(\frac{C_0 - \frac{A_c}{A_o} O_0}{2} + \sqrt{mP_{BH} \frac{A_c}{A_o} + \left(\frac{C_0 - \frac{A_c}{A_o} O_0}{2} \right)^2} \right) e^{gt} dt \right) \quad (5.56)$$

ИЛИ

$$C_{(t)} = e^{-gt} \left(C_0 + g \int_0^t (a+b) e^{gt} dt \right); \quad (5.57)$$

$$O_{(t)} = e^{-gt} \left(O_0 - \frac{A_o}{A_c} (a-b) (e^{gt} - 1) \right). \quad (5.58)$$

После преобразований и интегрирования получим

$$C_{(t)} = e^{-gt} [C_0 + (a+b)(e^{gt} - 1)]; \quad (5.59)$$

$$O_{(t)} = e^{-gt} \left[O_0 - \frac{A_o}{A_c} (a-b) (e^{gt} - 1) \right]. \quad (5.60)$$

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

$$h_{дин} = \frac{V^2}{2\mu^2 g},$$

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

Соответственно давление, Н/см²: $P_{бар} = \frac{h_{бар}}{1,42}; P_{дин} = \frac{h_{дин}}{1,42}.$

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

$$P_{OCT} = 0,13 \exp(-4,48 \cdot 10^{-2} t^2). \quad (5.61)$$

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

$t_{\text{мин}}$	4	6	8	10	12
P_{OCT}	0,06	0,02	0,006	0,001	0,001
P_{CP}	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

$$H_{(t)} = e^{-gt} \left(H_0 + g \int_0^t H_p e^{gt} dt \right) \quad (5.62)$$

или

$$H_{(t)} = e^{-gt} \left(H_0 + H_p (e^{gt} - 1) \right). \quad (5.63)$$

Равновесные значения H_p и N_p определяются аналогично расчету порционного вакуумирования.

5.10 Варианты заданий на расчет

5.10.1 Рассчитать конечные концентрации углерода и кислорода при циркуляционной 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_{BH} определяется по изложенной ранее методике. Скорость циркуляции Q_m 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_0	0,0008	0,0006	0,0004
N_0	0,0080	0,0060	0,0040

Остаточное и внешнее давление в камере в зависимости от времени циркуляции приведены ранее.

Таблица 5.1 – Индивидуальное задание

№ п/п	Начальные условия			Содержание элементов после обработки		
	[H],%	[N],%	[C][O],%	[H],%	[N],%	[C][O],%
1	0,0008			0,0007		
2	0,0008			0,0006		
3	0,0006			0,0005		
4	0,0006			0,0004		
6	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			0,005	
12		0,006			0,005	
13		0,006			0,004	
14		0,006			0,004	
16		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

6 ТЕПЛОВОЙ РАСЧЕТ ФУРМЫ ДЛЯ ПРОДУВКИ МЕТАЛЛА В КОВШЕ

Для продувки жидкой стали в ковше инертными газами, применяют неводоохлаждаемую футерованную фурму, корпус которой представляет собой тонкостенную металлическую трубу с огнеупорными катушками. С внешней стороны футерованный корпус фурмы обтекается снизу потоком жидкой стали, причем скорость этого потока зависит от интенсивности подъема из зоны продувки пузырьков дутья. Со стороны «горячей» жидкости суммарный (средний) коэффициент теплоотдачи равен $\alpha_{ж}$, а со стороны 'холодного газа' - $\alpha_{к}$.

При установившемся тепловом состоянии системы фурма - жидкая сталь, количество тепла, отданное 'горячей' жидкостью и воспринятое 'холодным' (инертным) газом без учета потерь тепла в окружающее пространство, будет одним и тем же. Следовательно, для цилиндрической стенки футеровки фурмы количество тепла, отданное жидкой сталью равно:

$$Q = \alpha_{ж} F (t_{ж} - t_{ф}) = \alpha_1 \pi d_1 l_{ф} (t_{ж} - t_{ф}); \text{ Вт} \quad (5.64)$$

где F - поверхность футеровки фурмы, контактирующая с жидкой сталью в ковше, м^2 ;

$l_{ф}$ - длина погруженной части фурмы, м ; $t_{ф}$ - температура поверхности футеровки фурмы, $^{\circ}\text{C}$. Продувочная фурма состоит из двух слоев - футеровка и металлическая стенка (рисунок 24).

Полагая, что катушки футеровки плотно насаживаются на металлическую трубу и пространство между ними заполнено массой, можно написать следующую систему уравнений для теплопередачи через двухслойную цилиндрическую стенку.

$$q_l = \frac{Q}{l_{ф}} = \alpha_{ж} \pi d_1 (t_{ж} - t_{ф});$$

$$q_l = \frac{2\pi\lambda_\phi(t_\phi' - t_\phi'')}{\ln\left(\frac{d_1}{d_2}\right)}; \quad q_l = \frac{2\pi\lambda_c(t_\phi'' - t_c)}{\ln\left(\frac{d_2}{d_3}\right)};$$

$$q_l = \alpha_\Gamma \pi d_3 (t_c - t_\Gamma);$$

где q_l - удельный линейный тепловой поток, Вт/м ;
 $\alpha_\text{ж}, \alpha_\Gamma$ - коэффициенты теплоотдачи от жидкости к футеровке и от стенки к газу, Вт/м² С ; $t_\text{ж}, t_\phi, t_c, t_\Gamma$ - температуры, °С;

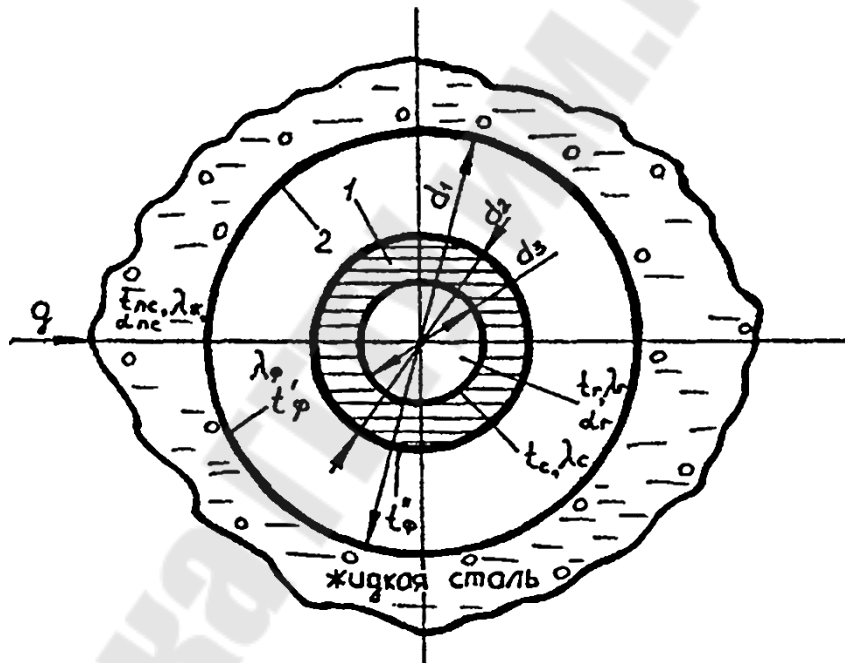


Рисунок 24 – Теплообмен между газом и жидкостью

Частные температурные напоры из (6.1)) будут равны:

$$t_\text{ж} - t_\phi' = \left(\frac{q_l}{\pi}\right) * \left(\frac{1}{\alpha_\text{ж} * d_1}\right); t_\phi' - t_\phi'' = \left(\frac{q_l}{\pi}\right) * \left(\frac{1}{2\lambda_\phi}\right) * \ln\left(\frac{d_1}{d_2}\right);$$

(5.65)

$$t_\phi'' - t_c = \left(\frac{q_l}{\pi}\right) * \left(\frac{1}{2\lambda_c}\right) * \ln\left(\frac{d_2}{d_3}\right); t_c - t_\Gamma = \left(\frac{q_l}{\pi}\right) * \left(\frac{1}{\alpha_\Gamma * d_3}\right);$$

Складывая и преобразуя уравнения (6.2) получим полный температурный напор

$$t_{\text{ж}} - t_{\text{Г}} = \frac{q_l}{\pi} * \left(\frac{1}{\alpha_{\text{ж}} * d_1} + \frac{1}{2\lambda_{\text{Ф}}} \ln \frac{d_1}{d_2} + \frac{1}{2\lambda_{\text{С}}} \ln \frac{d_2}{d_3} + \frac{1}{\alpha_{\text{Г}} * d_3} \right) = \frac{q_l}{\pi K_l} \quad (5.66):$$

Где $K_l = \frac{1}{\alpha_{\text{ж}} * d_1} + \frac{1}{2\lambda_{\text{Ф}}} \ln \frac{d_1}{d_2} + \frac{1}{2\lambda_{\text{С}}} \ln \frac{d_2}{d_3} + \frac{1}{\alpha_{\text{Г}} * d_3}$ - есть

коэффициент теплопередачи на 1 м длины фурмы, Вт/м*С

Из уравнения (6.3) получили искомое выражение для определения температуры нагрева дутья в фурме:

$$t_{\text{Г}} = t_{\text{ж}} - \frac{q_l}{\pi K_l}; \quad (5.67)$$

Таким образом, для расчета $t_{\text{Г}}$ нужно знать величины q_l и K_l . Для определения K_l нужно рассчитать коэффициент теплопередачи $\alpha_{\text{ж}}$ и $\alpha_{\text{Г}}$.

С целью определения удельного линейного теплового потока (q_l), падающего на поверхность фурмы, используем опытные данные по скорости охлаждения жидкой стали в ковше, при продувке её инертным газом, т.е.

$$t = \frac{\Delta t_{\text{ж}}}{\Delta \tau} = \frac{t_{\text{ж1}} - t_{\text{ж2}}}{\tau_1 - \tau_2}; \text{ } ^\circ\text{С/мин}$$

где $t_{\text{ж1}}$, $t_{\text{ж2}}$ - измеренные значения температуры жидкой стали в моменты времени τ_1 , τ_2 , $^\circ\text{С}$.

За этот период продувки жидкой стали газом ($\Delta\tau$ мин) энтальпия металла $M_{\text{ж}}$ изменится на величину

$$\Delta Q = M_{\text{ж}} C_p (t_{\text{ж1}} - t_{\text{ж2}}); \text{ Вт} \quad (5.68)$$

где C_p - теплоемкость стали, КДж/кг $^\circ\text{С}$.

За этот же период, данный тепловой поток ΔQ падает на поверхность фурмы $F = d_1 l_{\text{Ф}} \pi$ т.е. имеем:

$$\Delta Q = \alpha_{\text{ж}} \pi d_1 l_{\text{Ф}} (t_{\text{ж}} - t_{\text{Ф}}); \quad (5.69)$$

Приравнивая выражения (6.5) и (6.6) получим уравнение для определения $\alpha_{\text{ж}}$:

$$\alpha_{ж} = \frac{M_{ж} C_p (t_{ж1} - t_{ж2})}{\pi d_1 l_{\phi} (t_{ж} - t_{\phi}')}; \text{ Вт/м}^2 \text{ } ^\circ\text{C} \quad (5.70)$$

Неизвестной величиной в (6.7) является температура поверхности и её следует измерить. Из уравнения (6.6) можно записать для q_i :

$$q_i = \frac{\Delta Q}{l_{\phi}} = \alpha_{ж} \pi d_1 (t_{ж} - t_{\phi}'); \text{ Вт/м}^2 \quad (5.71)$$

Следовательно, если возможно измерить $t_{ж}$, $t_{ж1}$, $t_{ж2}$ t_{ϕ} (термопарами), определить (рассчитать) $M_{ж}$, l_{ϕ}, d_1 , C_p , то представляется возможным найти $\alpha_{ж}$, по выражению (6.7), а затем q по уравнению (6.8). Если же t_{ϕ}' трудно или невозможно измерить, то $\alpha_{ж}$ находят через критериальные выражения (см ниже), затем по (6.7) находим t_{ϕ}' и далее по (6.8) q_i .

Определение $\alpha_{ж}$

Поток жидкой стали с пузырьками газа, поднимающийся из продувочной зоны обтекает поверхность футерованной фурмы со скоростью $W_{ж}$ при температуре $t_{ж}$ и на всю длину погруженной части фурмы ($Re_{ж} > 4 \cdot 10^4$) используем формулу.

$$Nu_{ж,Е} = 0,0296 Re_{ж}^{0,8} \cdot Pr_{ж}^{0,43} \left(\frac{Pr_{ж}}{Pr_{с}} \right)^{0,25}; \quad (5.72)$$

Где $Nu_{ж,Е} = \alpha_{ж} \cdot l_{\phi} / \lambda_{ж}$ - критерий Нуссельта; Re - критерий Рейнольдса;

$Pr_{ж} = \nu_{ж} / \alpha_{ж}$ и $Pr_{с}$ - критерий Прандтля

$\nu_{ж}$ и $\nu_{с}$ - коэффициенты кинематической вязкости для стали и поверхности стенки трубы; $\alpha_{ж}$ и $\alpha_{с}$ - коэффициенты температуропроводности для стали и поверхности трубы.

Коэффициент теплоотдачи $\alpha_{ж}$ находим из выражения:

$$\alpha_{ж} = Nu_{ж,Е} \lambda_{ж} / l_{\phi}; \text{ Вт/м}^2 \text{ } ^\circ\text{C} \quad (5.73)$$

Следовательно, после решения критериального уравнения (9) из выражение (10) определяем требуемое значение $\alpha_{ж}$. Находим $Nu_{ж,Е} = \alpha_{ж} * I_{\Phi} / v_{ж}$, здесь I_{Φ} - известно (Нт); $v_{ж}$ - находим из справочника для жидкой стали при $t=t_{ж}$, °С. Для определения скорости $W_{ж}$ известными формулами Т. Хоблера:

$$W_{ж} = \sqrt{d_r \frac{g}{2}}; \quad (5.74)$$

$$d_r = 0,943V_r^{0,4}; \quad (5.75)$$

где d_r - диаметр пузырька газа в потоке дутья, м; g - усредненная величина ускорения силы тяжести, м/с²; V_r - расход инертного газа через одно сопло фурмы, м³/с ;

Объединяя оба выражения (6.11) и (6.12) после преобразований получим:

$$W_{ж} = \sqrt{0,943V_r^{0,4} \frac{g}{2}} = \sqrt{0,4715gV_r^{0,4}}; \quad (5.76)$$

После этого находим критерий Рейнольдса.

$$Re_{ж,Е} = \sqrt{0,4715gV_r^{0,4}} \frac{\lambda_{\Phi}}{v_M}; \quad (5.77)$$

Далее по данным $v_{ж}$, v_C , $\alpha_{ж}$, α_C находим критерии $Pr_{ж}$ и Pr_C и множители $Pr_{ж}$; ($Pr_{ж} / Pr_C$), а также $Re_{ж,І}$ по полученным последним значениям находим параметр Nu по уравнению (6.9) .Определяем по (6.10) $\alpha_{ж}$, а затем из выражения (6.7) находим t_{Φ}' и, наконец, зная $\alpha_{ж}$, и t_{Φ}' по формуле (6.8) находим значение q_1

Определение α_r

При развитом турбулентном режиме $Re_r > 10^4$ при $I_{\Phi}/d_s > 50$ применяется критериальное уравнение М.А. Михеева для расчета коэффициента средней теплоотдачи от стенки трубы к потоку газа.

$$Nu = 0,021 Re_r^{0,8} Pr_r^{0,43} \left(\frac{Pr_r}{Pr_c} \right)^{0,25}; \quad (5.78)$$

Где $Nu = \alpha_r d_s / \lambda_r$ - критерий Нуссельта;

$Re_r = W_r d_s / \nu_r$ - критерий Рейнольдса;

$Pr_r = \nu_r / \alpha_r$ и $Pr_c = \nu_c / \alpha_c$: - критерий Прандтля;

ν_r и ν_c - коэффициенты кинематической вязкости для газа и стенки трубы. α_r и α_c - коэффициенты температуропроводности для газа и стенки трубы.

Для определения теплофизических величин берём среднюю температуру $t_{cp} = (t_r + t_{ж}) / 2$, °С, где t_r - начальная температура газа на выходе в фурму, °С.

Коэффициент теплоотдачи α_r находим из выражения:

$$\alpha_r = Nu_r \lambda_r / d_s; \quad \text{Вт/м}^2 \text{ } ^\circ\text{С};$$

Для расчёта критерия Нуссельта Nu_r по уравнению (6.15) находим:

$$Re = \frac{W_r d_s}{\nu_r}; \quad (5.79)$$

Средняя скорость потока газа в трубе W_r равна:

$$W_r = G / F * \rho \quad (5.80)$$

$$\text{или } W_r = \frac{V_r}{\left(\frac{\pi d_s^2}{4} \right)} \quad (5.81)$$

Тогда имеем

$$Re = 4V_r / \pi d_s \nu_r \quad (5.82)$$

где d_s - внутренний диаметр трубы фурмы, м; V_r - расход газа на дутьё, м³/с.

Далее по значениям ν_r , ν_c , α_r , α_c , λ_r находим критерий Pr_r и Pr_c и множители $Re_r^{0,8}$, $Pr_r^{0,43}$ и решаем уравнение (6.15). Определив Nu_r по формуле (6.15) и λ_r находим искомую величину α_r по (6.16). Определив K_I по (6.3), зная уже $\alpha_{ж}$, α_r , d_1 , d_2 , d_v , $\lambda_{ф}$, λ_c . Наконец, зная K_I и q_I по уравнению (6.4) находим t_r

$$t_r = t_{ж} - q_I / K_I \pi$$

Задание

Используя начальные данные по тепловой работе фурмы при продувке ею металла в ковше (свой вариант) рассчитать, какова будет температура металла после продувки.

Таблица 6.1 - Начальные данные по тепловой работе фурмы

№ ва р	Га з	Футеров ка	Толщи на футеро вки м	Диам етр труб ы мм	Мас са кг	Глубина погруже ния фурмы м	Началь ная t газа °С	Темпера тура жидкост и °С	Расх од газа м ³ /ч	Давле ние Па *10 ⁵
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	N	шамот	10	100	6,0	0,8	20	1200	60	1,5
2	Ar	магнезит	15	150	5,5	0,9	19	1300	50	1,6
3	N	шамот	8	80	5,0	1,0	20	1400	55	1,7
4	Ar	шамот	15	100	5,2	1,1	21	1500	60	1,8
5	N	магнезит	10	120	5,4	1,2	22	1550	65	1,9
6	Ar	шамот	7	100	5,6	0,9	23	1450	70	2,0
7	N	магнезит	9	100	5,8	0,8	24	1350	75	1,8
8	Ar	шамот	10	100	6,0	0,9	25	1250	70	1,7
9	N	шамот	15	120	6,2	1,0	19	1600	65	1,6
10	Ar	магнезит	12	80	5,8	1,1	20	1550	60	1,5
11	N	шамот	10	100	5,6	1,2	21	1500	55	1,4
12	Ar	магнезит	11	120	5,7	1,3	22	1450	60	1,5
13	N	шамот	8	100	5,9	1,0	23	1400	70	1,6
14	Ar	магнезит	10	120	6,0	0,9	24	1350	75	1,7
15	N	шамот	12	100	5,5	0,8	20	1300	65	1,8
16	Ar	магнезит	15	100	5,4	1,0	21	1250	60	1,9
17	N	шамот	7	150	5,6	1,1	19	1200	55	2,0
18	Ar	магнезит	8	130	5,0	1,2	18	1270	60	1,2

Продолжение таблицы 6.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
19	N	шамот	10	100	5,1	1,3	20	1380	65	1,1
20	Ar	магнезит	11	120	5,2	1,0	21	1480	70	1,3
21	N	шамот	13	100	5,3	0,8	22	1580	50	1,4
22	Ar	магнезит	15	100	5,5	0,7	23	1440	45	1,5
23	N	шамот	10	100	6,0	1,0	24	1500	60	1,6
24	Ar	шамот	15	100	6,1	1,2	20	1550	65	1,7

Изменение заданной температуры металла проводить через 10 минут -5 раз в сторону увеличения. Скорость изменять в зависимости от давления газа, подаваемого на фурму. Менять давление через $0,01 \cdot 10^5$ Па 5 раз.

ЛИТЕРАТУРА

1. Внепечная вакуумная металлургия стали /Новик Л. М.- М.: Наука, 1996.- 188 с.
2. Внепечная обработка стали /Поволоцкий Д. Я., Кудрин В.А., Вишкарев А.Ф.- М.: "МИСИС", 1995.-256 с.
3. Конструкции и проектирование агрегатов сталеплавильного производства /Григорьев В. П., Нечкин Ю. М., Егоров А. В., Никольский А. В.- М.: "МИСИС", 1995. -512 с.
4. Машины и агрегаты металлургических заводов: Учебник /Целиков А. И., Полухин П. И., Гребеник В. М. В 3-х т. 2-е изд. - М.: Металлургия. Т.1.
5. Общая металлургия /Воскобойников В. Г., Кудрин В. С, Якушев А. М. - М.: Металлургия, 1998. - 768 с.
6. Технология получения качественной стали /Кудрин В. А., Парма В. - М.: Металлургия, 1984. - 320 с.
7. Десорбция газа из жидкого металла в вакууме /Бурцев В.Т.- М.: Металлургия, 1987. - 232 с.
8. Взаимодействие водорода с металлами /Агеев В. Н., Бекман И. Н., Бурмистрова О.П. и др. - М.: Наука, 1987. - 296 с.
9. Газы в стали и качество металла /Лузган В. П., Явойский В. И. - М.: Металлургия, 1983. - 230 с.
10. Теория металлургических процессов /Попель С. И. - М.: Металлургия, 1986. - 462 с.
11. Инжекционная металлургия /Кудрин В. А. - М.: Металлургия, 1990. - 400 с.
12. Огнеупоры для вакуумных агрегатов /Карклит А. К., Орлов В. А., Соколов А. Н.- М.: Металлургия, 1982. - 143 с.
13. Раскисление стали и модифицирование неметаллических включений /Ицкович Г. М. - М.: Металлургия, 1981. - 296 с.
14. Строение и свойства жидкого металла - технология - качество /Еланский Г. Н., Кудрин В. А.-М.: Металлургия, 1984. - 239 с.
15. Обработка металла инертными газами. /Ойкс Г., Н., Степанов А. В., Мелихов П. И., Баяринова А. П., Култыгин В. С, Косырев Л. К., Виноградова Л. В. Изд-во «Металлургии, 1969, с. 12.

16. Рафинирование стали инертным газом. Баканов К-П., Бармотин И. П., Власов Н. Н., Герасимов Ю. В., Каблуковский А. Ф., Косырев Л. К-, О икс Г. Н., Сидоров Н. В., Тулин Н. А., Филатов С К-, Чернов Г. И., Чехомов О. М.,М., «Металлургия», 1975, 232 с.
17. Оборудование и конструкция сталеплавильных агрегатов и цехов. Ю. М. Нечкин, В. П. Григорьев. Учебное пособие по практическим занятиям . М.: 1986.
18. Расчет откачных систем вакуумных металлургических установок. Методическое пособие по курсовому и дипломному проектированию профессор Линчевский Б.В. М.: 1997 г.

Жаранов Виталий Александрович

ВНЕПЕЧНАЯ ОБРАБОТКА СПЛАВОВ

Практикум

**по одноименному курсу для студентов
специальности 1-42 01 01 «Металлургическое
производство и материалобработка (по направлени-
ям)» специализации 1-42 01 01-01 ««Металлургическое
производство и материалобработка (металлургия)»
направления 1-42 01 01-01 02 «Электрометаллургия
черных и цветных металлов»
дневной и заочной форм обучения**

Подписано к размещению в электронную библиотеку
ГГТУ им. П. О. Сухого в качестве электронного
учебно-методического документа 09.12.14.

Рег. № 86Е.

<http://www.gstu.by>