

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

**Український державний університет
науки і технологій**

Кафедра «Металургії чавуну і сталі»

В авторській редакції

**ОРГАНІЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЙ
З ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ СТАЛІ**

Навчально-методичні рекомендації
до лабораторних і практичних занять

Електронне видання

ДНІПРО
2024

Упорядники:
О. М. Стоянов, В. О. Рубан

Електронне видання

Схвалено Групою забезпечення якості освітньої програми
136.1.01 «Технології та обладнання виробництва металів і сплавів»
Протокол № 3 від 09.04.2024 р.

- О 64 Організація технологій з підвищення якості сталі : навчально-методичні рекомендації до лабораторних і практичних занять / упоряд. О. М. Стоянов, В. О. Рубан ; Укр. держ. ун-т науки і технологій. – Електрон. вид. – Дніпро : УДУНТ, 2024. – 47 с.

В навчально-методичних рекомендаціях викладено вказівки до вивчення дисципліни «Організація технологій з підвищення якості сталі», наведені рекомендації до самостійної роботи студентів при вивченні дисципліни, перелік питань для закріплення знань студентів та методичні вказівки для виконання лабораторних і практичних завдань.

Навчально-методичні рекомендації призначені для опанування освітньої компоненти «Організація технологій з підвищення якості сталі» за спеціальністю 136 «Металургія» для ОПП «Технології та обладнання виробництва металів і сплавів» освітнього рівня бакалавр.

ЗМІСТ

1	Методичні вказівки та індивідуальні завдання.....	4
1.1	Загальні вказівки	4
2	Лабораторні заняття	5
	Лабораторна робота №1.....	5
3	Практичні заняття	12
	Практична робота №1	12
	Практична робота №2	15
	Практична робота №3	22
	Практична робота №4	25
	Практична робота №5	33
	Література	46

1 МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ТА ІНДИВІДУАЛЬНІ ЗАВДАННЯ

1.1 Загальні вказівки

Дисципліна «Організація технологій з підвищення якості сталі» дає уявлення про процеси позаагрегатної обробки металу. Відомості і знання, отримані при вивченні дисципліни, направлені на формування інженерного уявлення про ці процеси і необхідні при вивченні фахових дисциплін та дипломуванні.

Відповідно до програми студенти в період екзаменаційної сесії слухають оглядові лекції, виконують лабораторні і практичні роботи. Цьому періоду передують самостійне вивчення дисципліни відповідно до наведеної програми та виконання індивідуального завдання.

Варіанти завдань наведені в табл. 1.1. Номер завдання, що виконується, повинен збігатися з останніми двома цифрами – шифром студента-заочника (номер залікової книжки).

Таблиця 1.1 – Варіанти індивідуальних завдань та номери питань

№ теми реферату	№ варіанту	№ теми реферату	№ варіанту	№ теми реферату	№ варіанту
1	00,20,40,60,80	8	07,27,47,67,87	15	14,34,54,74,94
2	01,21,41,61,81	9	08,28,48,68,88	16	15,35,55,75,95
3	02,22,42,62,82	10	09,29,49,69,89	17	16,36,56,76,96
4	03,23,43,63,83	11	10,30,50,70,90	18	17,37,57,77,97
5	04,24, 44,64,84	12	11,31,51,71,91	19	18,38,58,78,98
6	05,25,45,65,85	13	12,32,52,72,92	20	19,39,59,79,99
7	06,26,46,66,86	14	13,33,53,73,93		

Варіант завдання відповідає двом останнім цифрам номера залікової книжки студента-заочника.

Виконане індивідуальне завдання містить титульну сторінку, зміст, саме завдання та перелік використаних літературних джерел. Самостійно виконане завдання оформлюється в зошиті або на листах формату А4, направляється в академію для перевірки, а в період сесії захищається студентом на кафедрі.

2 ЛАБОРАТОРНІ ЗАНЯТТЯ

Лабораторна робота №1

Моделювання процесів позаагрегатного рафінування чавуну на ПК

Основними задачами позапічної обробки чавуну є десиліконізація, дефосфорація і десульфуріація. Через відмінність умов протікання цих процесів їх зазвичай здійснюють на різних установках. Але існують і технології, що забезпечують одночасне видалення цих домішок. Найбільше поширення одержала технологія позапічної десульфуріації чавуну.

Десиліконізація чавуну. Виконується з метою зменшення вмісту кремнію в чавуні, що призводить до зменшення витрати вапна і, відповідно, маси шлаку (до 2÷4%) у конвертерній плавці. Для обробки використовують матеріали, що містять кисень: залізну руду, агломерат, окалину, які вдувають у струмені азоту повітря чи кисню. Витрата реагенту коливається в межах 10÷45 кг/т чавуну. При десиліконізації важливо вводити реагенти таким чином, щоб запобігти окисленню вуглецю. Це досягається введенням реагентів у глиб розплаву, де умови протікання реакції окислення вуглецю стрімко погіршуються.

Дефосфорація чавуну. Отримання низького вмісту фосфору в доменній печі можливо лише використанням шихти із низьким вмістом фосфору. Умовами протікання реакції дефосфорації є низька температура розплаву і висока основність та окисленість шлаку. Ці умови досягаються шляхом використання матеріалів, що містять вапно і оксиди заліза та соду. Зазвичай використовують суміші реагентів окалини, вапна і плавикового шпату у співвідношенні 10:9:1. Їх витрата складає до 50 кг/т чавуну. Щоб уникнути помітних тепловтрат при обробці порошкоподібні матеріали вдувають у струмені кисню з інтенсивністю 10÷20 л/хв. Також можливе використання азоту. Ефективність дефосфорації суттєво збільшується при обробці попередньо знекремленого чавуну.

Десульфуріація чавуну. Зниження вмісту сірки в чавуні на випуску з доменної печі досягають зниженням витрати коксу, використовуючи багату на залізо флюсовану шихту, використанням природного газу і високо нагрітого дуття, зменшують вміст сірки у коксі та видаляють сірку з руд при окускуванні. Умовами протікання десульфуріації є високі температура розплаву і основність шлаку та низька окисленість шлаку. У якості реагентів десульфураторів використовують магній, матеріали, що містять кальцій, соду і марганець.

Ефективність реагентів збільшується у наступній послідовності: сода, карбід кальцію, вапно, магній. Високий ступінь засвоєння магнію досягається шляхом використання наступних технологій:

- 1) Вдування гранульованого магнію у струмені природного газу;
- 2) Подача вглиб металу суміші магнію і матеріалів, що містять кальцій у струмені азоту або повітря.
- 3) Вдування гранульованого магнію пасивованого солями (NaCl, CaCl₂, MgCl₂ і KCl) у струмені азоту або повітря.
- 4) Введення порошкового дроту, який містить наповнювач з суміші магнію та інших компонентів.
- 5) Використання магнококсу-реагенту, у формі шматків коксу насичених магнієм.

До матеріалів, що містять кальцій, відносять вапно, вапняк, карбід кальцію та їх суміші, наприклад діамідне вапно **CaD** (CaC₂:CaCO₃=60:40). При введенні тугоплавких реагентів (вапна, карбиду кальцію та їх сумішей) необхідні спеціальні заходи, щодо їх перемішування.

Використання для десульфурзації соди вимагає встановлення спеціальних стендів з газоуловлюванням і газоочисткою.

Методика проведення роботи

Робота поділена на 2 частини, які відповідають етапам позаагрегатної обробки чавуну: 1) десиліконізація і дефосфорація; 2) десульфуріація.

Порядок виконання комп'ютерного моделювання десиліконізації і дефосфорації чавуну

1) З таблиці 2.1 студенти переносять вихідні данні (хімічний склад, температуру і масу чавуну) для моделювання в програму (Лист «**DSi_DP**»);

Таблиця 2.1 – Вихідні дані для лабораторної роботи

№ з/п	Хімічний склад чавуну перед обробкою, %					Температура перед обробкою, °C	Вага, т
	C	Si	Mn	S	P		
1	3,9	0,53	0,27	0,036	0,13	1398	202
2	4,5	0,5	0,28	0,04	0,1	1263	48
3	4	0,49	0,65	0,036	0,1	1386	160
4	4,4	0,46	0,52	0,022	0,11	1271	80
5	4,5	0,59	0,44	0,021	0,15	1368	232
6	4,2	0,61	0,23	0,023	0,13	1273	114
7	3,9	0,67	0,38	0,043	0,13	1270	234
8	4,4	0,69	0,7	0,023	0,14	1382	255

9	4	0,51	0,25	0,033	0,11	1305	62
10	4,5	0,39	0,36	0,037	0,12	1268	80
11	4	0,49	0,76	0,043	0,13	1378	50
12	4,5	0,64	0,68	0,04	0,12	1274	122
13	4,3	0,4	0,52	0,024	0,12	1355	246
14	3,9	0,42	0,66	0,041	0,15	1337	75
15	4,4	0,59	0,7	0,039	0,1	1284	117
16	4	0,49	0,72	0,042	0,11	1386	152
17	3,9	0,47	0,45	0,037	0,12	1321	144
18	4,2	0,36	0,37	0,031	0,1	1252	250
19	4,5	0,5	0,8	0,024	0,1	1356	231
20	4,2	0,42	0,61	0,038	0,1	1310	250

2) Розраховують вручну кінцевий вміст кремнію та фосфору в чавуні при ступені десиліконізації 10, 20, 30, 40, 50 % та ступені дефосфорації 30, 35, 40, 45, 50 %. Розраховані концентрації домішок заносять в таблиці 2.2, 2.3, 2.6.

3) Виконують моделювання десиліконізації чавуну, змінюючи кінцевий вміст кремнію в чавуні відповідно до розрахованого в табл. 2.2, 2.3. Для цього у лівому віконці «Десиліконізація чавуну» натискають кнопку із назвою відповідного реагенту. Результати (витрати реагентів та збільшення температури чавуну) записують в табл. 2.2, 2.3. Після цього натискають кнопку «Очистити» і натискають кнопку з назвою наступного реагенту. Моделювання повторюють для всіх реагентів і кожного кінцевого вмісту кремнію в чавуні.

Таблиця 2.2 – Витрата реагентів для десиліконізації

$Si_{поч}, \%$	$Si_{кін}, \%$	$\delta_{Si}, \%$	Витрата реагентів, кг/т чавуну		
			Окалина	Агломерат	Сода
		10			
		20			
		30			
		40			
		50			

Таблиця 2.3 – Змінення температури чавуну після десиліконізації

$Si_{поч}, \%$	$Si_{кін}, \%$	$\delta_{Si}, \%$	Збільшення температури чавуну після обробки реагентом, °C		
			Окалина	Агломерат	Сода
		10			
		20			
		30			
		40			
		50			

4) Для ступеня десиліконізації 50% виконують моделювання обробки чавуну сумішшю з різним співвідношенням компонентів, занотовуючи її витрату і величину збільшення температури чавуну у потрійну діаграму, що зображена на рис. 2.1. Для спрощення аналізу результатів моделювання бажано вносити значення двох досліджуваних показників у дві окремі діаграми.

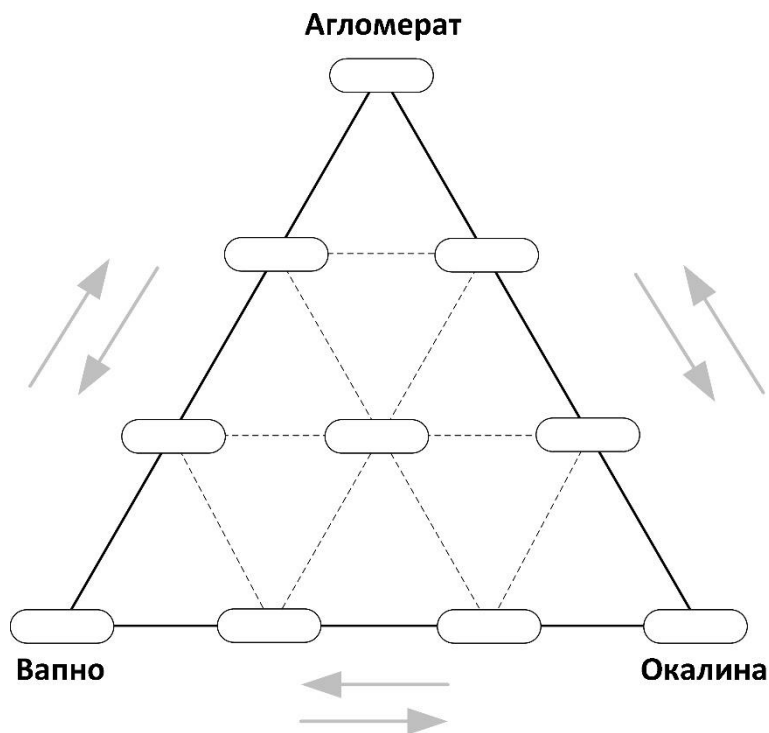


Рисунок 2.1 – Результати моделювання процесу десиліконізації чавуну сумішами із різним хімічним складом

5) За даними рис. 2.1 визначають найбільш ефективний серед розглянутих варіант суміші.

б) Для ступеня десиліконізації 50% виконують моделювання обробки чавуну окалиною, агломератом та содою при використанні різного газу-носія (азот, повітря та кисень). Визначають найбільш ефективний газ-носіє. Результати моделювання записують в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Витрата реагентів при використанні різного газу-носія

Реагент	Газ-носіє		
	азот	повітря	кисень
Окалина			
Агломерат			
Сода			

7) Для ступеня десиліконізації 50% виконують моделювання обробки чавуну окалиною, агломератом та содою при використанні найбільш

ефективного газу-носія. Питому витрату останнього змінюють в межах 0,3...0,7 м³/т з кроком 0,1. Результати моделювання записують в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Витрата реагентів при різній питомій витраті газу-носія

Питома витрата газу-носія, м ³ /т	Витрата реагентів, кг/т чавуну		
	Окалина	Агломерат	Суміш
0,3			
0,4			
0,5			
0,6			
0,7			

8) Виконують моделювання дефосфорації чавуну, змінюючи кінцевий вміст фосфору в чавуні відповідно до розрахованого в табл. 2.6, і занотовуючи витрату суміші та приріст енергоємності чавуну.

Таблиця 2.6 – Результати обробки для досягнення різного ступеня дефосфорації

$P_{поч}, \%$	$P_{кін}, \%$	$\delta_P, \%$	Витрата суміші, кг/т	Приріст енергоємності чавуну, МДж/т
		10		
		20		
		30		
		40		
		50		

9) За результатами моделювання процесів десиліконізації і дефосфорації будують графіки залежності:

- кінцевого вмісту кремнію в чавуні від витрати реагентів (див. табл. 2.2);
- збільшення температури чавуну від кінцевого вмісту кремнію в чавуні (див. табл. 2.3);
- стовпчасту діаграму витрати реагентів для десиліконізації чавуну при використанні різного газу-носія (див. табл. 2.4);
- витрати різних реагентів від питомої витрати газу-носія на обробку (див. табл. 2.5);
- витрати суміші для дефосфорації від кінцевого вмісту фосфору в чавуні (див. табл. 2.6);
- приросту енергоємності чавуну після обробки від кінцевого вмісту фосфору в чавуні (див. табл. 2.6).

Порядок виконання комп'ютерного моделювання десульфурації

1) З таблиці 2.1 студенти переносять вихідні данні (хімічний склад, температуру і масу чавуну) для моделювання в програму (Лист «УДЧ1»);

2) Розраховують вручну кінцевий вміст сірки в чавуні при ступені десульфурації 50, 60, 70, 80, 90 %. Розраховану концентрацію домішок заносять в таблиці 2.7 і 2.8.

Таблиця 2.7 – Витрата реагенту

$S_{поч},$ %	$S_{кін},$ %	$\delta_s,$ %	Витрата реагенту, кг/т				
			гранульований магній	вапно	карбід кальцію	магнієвий дріт	сода
		50					
		60					
		70					
		80					
		90					

Таблиця 2.8 – Падіння температури чавуну після обробки

$S_{поч},$ %	$S_{кін},$ %	$\delta_s,$ %	Падіння температури чавуну після обробки, °С				
			гранульований магній	вапно	карбід кальцію	магнієвий дріт	сода
		50					
		60					
		70					
		80					
		90					

3) Виконують моделювання десульфурації чавуну запропонованими реагентами, змінюючи кінцевий вміст сірки в чавуні відповідно до розрахованого в табл. 2.7 і 2.8.

4) Для сталої величини ступеня десульфурації чавуну 80 % визначають загальну витрату суміші реагентів із різною масовою часткою компонентів в ній. Результати записують у формі потрібної діаграми (рис. 2.2). У округлених прямокутниках вказують витрату реагентів, що відповідає кожному варіанту хімічного складу суміші. Після цього біля кожної сторони великого трикутника та на кожній стороні маленьких трикутничків проставляють стрілки, направлені в бік зменшення питомої витрати суміші.

5) За результатами моделювання процесу десульфурації (див. табл. 2.7) будують графіки залежності:

- кінцевого вмісту сірки в чавуні від витрати реагентів (табл. 2.7);

– зменшення температури чавуну після обробки від кінцевого вмісту сірки в чавуні (табл. 2.8).

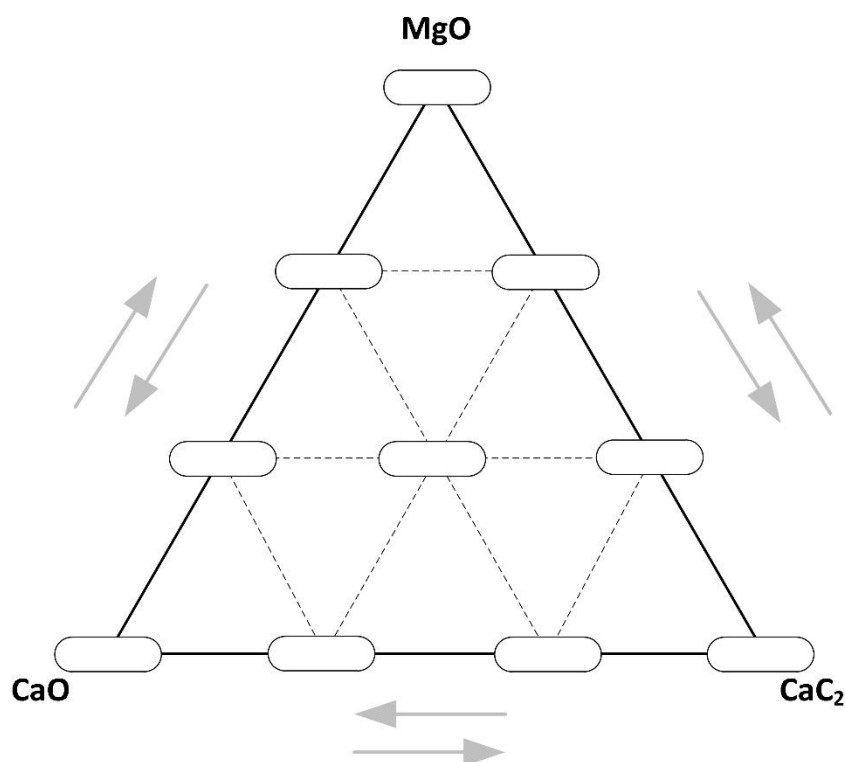


Рисунок 2.2 – Потрійна діаграма питомої витрати реагентів-десульфураторів

Зміст звіту з виконаної роботи

- назва, мета і матеріали та обладнання для проведення роботи;
- основні теоретичні положення з позапічного рафінування чавуну (5...6 сторінок зошиту);
- таблицю з вихідними даними (хімічний склад, температура і маса чавуну перед обробкою);
- таблиці 2.2-2.8 з результатами моделювання процесів позапічної обробки чавуну та потрійні діаграми (рис. 2.1-2.2) із результатами моделювання;
- графіки залежностей перелічені вище;
- висновки стосовно ефективності використання реагентів та режимів обробки для позапічного рафінування чавуну.

3 ПРАКТИЧНІ ЗАНЯТТЯ

Практична робота №1

Розрахунок зниження температури сталі в ковші

Впродовж усієї позапічної обробки сталі в ковші розплав втрачає тепло випромінюванням з поверхні і теплопровідністю через вогнетривку кладку ковша. Ці втрати тепла мають бути компенсовані відповідним нагріванням розплаву в плавильному агрегаті або додатковим підігрівом металу впродовж позапічної обробки або після її закінчення. Тому вкрай важливо вміти вірно оцінювати втрати тепла в ковші з моменту закінчення випуску сталі зі сталеплавильного агрегату до моменту завершення розливання.

Зниження температури сталі при випуску і витримці сталі в ковші

Домінуючу роль у витратах тепла сталю при витримці і обробці металу в ковші відіграє теплопередача теплопровідністю через вогнетривку кладку та випромінюванням з відкритої поверхні металу. Цей процес може бути розглянутий як нестационарна теплопередача, оскільки тепло передається через вогнетривкі матеріали дуже повільно, і тепловий потік змінюється у часі.

Тепло, що віддається сталю на нагрівання футеровки ковша

$$Q_{\Sigma} = Mc\Delta T, \text{ Дж}, \quad (3.1)$$

де M – маса сталі, кг; c – питома теплоємність сталі, Дж/(кг·К); ΔT – зниження температури сталі, К.

Втрати тепла через кладку ковша

$$Q_{\Sigma} = Q_{\tau}F, \text{ Дж}, \quad (3.2)$$

де Q_{τ} – втрати тепла з 1 м² футеровки протягом часу τ перебування сталі в ковші, Дж/м²; F – площа вогнетривкої кладки ковша (днище і стіни), м².

$$Q_{\tau} = \frac{2\lambda(T_{cm} - T_o)}{\sqrt{\pi a}} \sqrt{\tau}, \text{ Дж/м}^2, \quad (3.3)$$

де λ – теплопровідність вогнетривів, Вт/(м·К); T_{cm} , T_o – температура відповідно сталі і вогнетриву ковша, К; a – температуропровідність вогнетриву, м²/год., τ – час контакту вогнетриву з рідкою сталлю, год.,

$$a = \frac{3600\lambda}{c\rho}, \text{ м}^2/\text{год.}, \quad (3.4)$$

де ρ – густина, кг/м³.

Тепловий потік через поверхню кладки в цьому випадку

$$I_{Q,\tau} = \lambda \frac{T_{cm} - T_o}{\sqrt{\pi a \tau}}, \text{ Вт.} \quad (3.5)$$

Якщо ківш перед початком випуску сталі вже нагрітий за час τ_o до певної температури T_o , то для моменту τ величина Q_τ визначається за формулою

$$Q_\tau \frac{2\lambda}{\sqrt{\pi a}} \left[(T_{cm} - T_o)\sqrt{\tau} + (\sqrt{\tau + \tau_o} - \sqrt{\tau_o}) \right], \text{ Дж/м}^2. \quad (3.6)$$

При цьому тепловий потік

$$I_{Q,\tau} = \lambda \left[\frac{T_{cm} - T_o}{\sqrt{\pi a \tau}} + \frac{T_o}{\sqrt{\pi a (\tau + \tau_o)}} \right], \text{ Вт/м}^2. \quad (3.7)$$

Прирівнявши праві частини в рівняннях (3.1) і (3.2) та використовуючи вирази (3.3) і (3.6) для визначення теплового потоку до одиниці поверхні кладки розливного ковша, можна з достатнім ступенем точності визначити зниження температури сталі ΔT за рахунок віддачі тепла футеровці ковша.

Величина густини ρ , теплопровідності λ , температуропровідності a і середньої питомої теплоємності c деяких вогнетривких матеріалів за різних температур наведені в табл. 3.1 [7].

При безперервному циклі роботи сталеплавильних цехів можна вважати, що температура футеровки ковша перед випуском становить близько 500 °С. До втрат температури сталі на нагрів кладки ковша, додаються ще й втрати випромінюванням на випуску і при витримці в ковші та впродовж розливання. Якщо $\tau_{випр}$ – час випуску або витримки і розливки, хв., а F – випромінююча тепло поверхня рідкої сталі, м², то

$$M \cdot c \cdot \Delta T = \varepsilon \cdot \sigma_o \cdot T_{вин}^4 \cdot F \cdot \tau, \text{ Дж}, \quad (3.8)$$

де ε – ступінь чорноти рідкої сталі (0,4) або шлаку (0,9); σ_o – коефіцієнт

випромінювання абсолютно чорного тіла, $\sigma_o = 5,67 \cdot 10^{-8}$ Вт/(м²·К⁴); $T_{\text{вип}}$ – температура сталі на випуску, К.

Таблиця 3.1 – Властивості вогнетривів футерівки сталерозливних ковшів

Назва	Густина* ρ , кг/дм ³	Теплоємність c , кДж/(кг·К)	Коефіцієнт теплопровідності λ , Вт/(м·К)
Динас	$\frac{1,9...1,93}{2,38...2,5}$	$0,837 + 0,25 \cdot 10^{-3} t$	$0,93 + 0,69 \cdot 10^{-3} t$
Корунд	$\frac{2,6...2,9}{3,7...3,9}$	$0,79 + 0,42 \cdot 10^{-3} t$	$2,1 + 1,9 \cdot 10^{-3} t$
Периклазовуглецеві	3,4...3,6	$1,05 + 0,27 \cdot 10^{-3} t$	$5 + 1,5 \cdot 10^{-3} t$
Силікатна цегла	1,75...1,85	$0,25 + 0,06 \cdot 10^{-3} t$	$1,18 + 0,5 \cdot 10^{-3} t$
Хромомагнезит	$\frac{2,8...2,9}{3,7...3,8}$	$0,25 + 0,06 \cdot 10^{-3} t$	$3,7 - 1,2 \cdot 10^{-3} t$
Шамот	$\frac{1,8...1,9}{2,54...2,62}$	$0,88 + 0,23 \cdot 10^{-3} t$	$0,84 + 0,58 \cdot 10^{-3} t$

Площа випромінюючої поверхні рідкої сталі може бути прийнята для струменя $\sim 2,5$ м² і дзеркала металу у ковша

$$S = \frac{M}{\rho_{cm} \cdot H_k}, \text{ м}^2. \quad (3.9)$$

Втрати температури сталі через випромінювання за час випуску τ

$$\Delta T = \frac{60 \cdot \varepsilon \cdot \sigma_o \cdot T_{\text{вип}}^4 \cdot F \cdot \tau}{M \cdot c}, \text{ } ^\circ\text{C}. \quad (3.10)$$

Завдання для розрахунку

Індивідуальні завдання наведені в табл. 3.2.

- 1) Розрахувати зниження температури сталі в результаті втрат через футерівку ковша (при витримці в ковші сталі 0,5; 0,75; 1,0; 1,25 год.). Побудувати графік залежності $\Delta t = f(\tau)$.
- 2) Розрахувати тепловий потік через поверхню кладки ковша.
- 3) Визначити втрати температури сталі через випромінювання при випуску і витримці в ковші та розливанні.

*У чисельнику вказана густина пористого вогнетриву, а у знаменнику – вогнетриву без пор.

- 4) Визначити зниження температури сталі через охолодження вогнетривкою кладкою, яка протягом 1 год. попередньо нагрівалась до різних вихідних температур (0, 400, 800, 1200 °С). Побудувати графік залежності $\Delta t = f(t_o)$.

Таблиця 3.2 – Індивідуальні завдання до практичної роботи №1

№ з/п	Ємність ковша M , т	Матеріал футеровки ковша	Температура сталі на випуску $t_{вип}$, °С	Час витримки ковша τ , год.	Температура футеровки перед випуском t_o , °С
1	2	3	4	5	6
1	50	Силікатна цегла	1628	0,77	700
2	200	Динас	1645	0,61	600
3	180	Силікатна цегла	1645	0,58	800
4	160	Шамот	1629	0,60	1100
5	100	Динас	1619	0,71	800
6	350	Шамот	1646	0,94	500
7	300	Хромомagneзит	1610	0,95	1000
8	180	Динас	1623	0,57	600
9	160	Шамот	1601	0,69	900
10	480	Шамот	1607	0,82	900
11	250	Силікатна цегла	1609	0,71	1000
12	100	Корунд	1616	0,95	1200
13	200	Магнезит	1612	0,75	1200
14	130	Магнезит	1637	0,53	700
15	400	Магнезит	1607	0,82	1100
16	50	Хромомagneзит	1640	0,80	500
17	350	Хромомagneзит	1624	0,97	800
18	430	Корунд	1638	0,66	600
19	250	Корунд	1611	0,98	500
20	300	Магнезит	1649	0,50	700

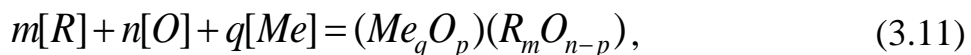
Практична робота №2

Розкислення і легування сталі

Для отримання заданого типу сталевого зливка необхідно регулювати вміст розчиненого кисню в рідкій сталі перед розливкою. Його величина наприкінці плавки в результаті регулюючої дії вуглецю зазвичай не співпадає з необхідним вмістом перед розливкою. Для кожного типу сталі вміст кисню повинен мати визначене значення, що відповідає вмісту вуглецю в металі: він повинен бути дуже низьким при отриманні спокійної сталі і знаходитись у визначених оптимальних межах при розливці напівспокійної і киплячої сталі.

З метою зв'язування розчиненого в металі кисню в міцні оксиди сталь розкислюють осаджуючим методом. Значна частка утворених оксидів

видаляється з металу. Процес розкислення сталі або взагалі будь-якого металу можна представити наступним чином:



де R – елемент-розкислювач; Me – метал, що розкислюють; $(Me_q O_p)(R_m O_{n-p})$ – продукт розкислення, в складі якого може міститися та чи інша кількість оксиду металу.

В якості розкислювачів – елементів, що з'єднуються з розчиненим в металі киснем забезпечують отримання необхідного при заданій концентрації вуглецю в металі вміст розчиненого кисню, найчастіше застосовують марганець, кремній і алюміній, рідше кальцій, титан, цирконій, ванадій. Необхідним вимогам до процесів розкислення і легування задовольняють феросплави (феромарганець, феросиліцій, металічний алюміній тощо), комплексні розкислювачі (силікомарганець, АМС тощо). Рідше застосовуються феротитан, фероцирконій, фероніобій та ін. Хімічний склад розкислювачів для виробництва рядових марок сталі наведено в табл. 3.3-3.5.

Зазвичай метал розкислюють не одним розкислювачем. Метою застосування декількох простих або комплексних розкислювачів є отримання легкоплавких продуктів розкислення, які швидко формуються у відносно великі крапельки, які швидко спливають і легко асимілюються покривними шлаками. Друга мета – прагнення отримати найбільш сприятливу форму неметалевих включень, що частково залишаються в металі. Найбільш правильно вводити спочатку феромарганець, а потім феросиліцій. Таким чином легше отримати рідкі продукти розкислення. Параметром, що непрямо вказує на тип більшості марок сталі є вміст кремнію (таблиця 3.6).

Таблиця 3.3 – Хімічний склад феромарганцю

Група	Марка	Вміст марганцю, %	Вміст компоненту, % (не більш)			
			<i>C</i>	<i>Si</i>	<i>P</i>	<i>S</i>
Високовуглецевий	ФМн78	78...82	7,0	2,0	0,35	0,03
	ФМн75	75	7,0	1,0	0,45	0,03
Середньовуглецевий	ФМн2,0	75	2,0	2,0	0,35	0,03
	ФМн1,0	75	1,0	2,0	0,35	0,03
Низьковуглецевий	ФМн0,5	65	0,5	2,0	0,30	0,03

Таблиця 3.4 – Хімічний склад феросиліцію

Марка	Вміст кремнію, % (не менш)	Вміст компоненту, % (не більш)					
		<i>C</i>	<i>S</i>	<i>P</i>	<i>Al</i>	<i>Mn</i>	<i>Cr</i>
ФС 90	89	-	0,02	0,03	2,5	0,2	0,2
ФС 75	74...80	-	0,02	0,05	-	0,4	0,4
ФС 45	41...47	-	0,02	0,05	2,0	0,6	0,5
ФС 20	19...23	1,0	0,02	0,10	1,0	1,0	-

Таблиця 3.5 – Хімічний склад силікомарганцю

Марка	Вміст, %				
	<i>Si</i>	<i>Mn</i>	<i>C</i>	<i>P</i>	<i>S</i>
СМн26	≥ 26,0	≥ 60	≤ 0,2	≤ 0,005	≤ 0,03
СМн20	20...25	≥ 60	≤ 1,7	≤ 0,100	≤ 0,03
СМн17	17...20	≥ 60	≤ 1,7	≤ 0,100	≤ 0,03
СМн17	14...17	≥ 60	≤ 2,5	≤ 0,250	≤ 0,03

Таблиця 3.6 – Вміст кремнію і кисню в сталі та матеріали для її розкислення

Тип сталі	Вміст кисню, %	Вміст кремнію, %	Розкислювачі
Кипляча	0,02...0,05	не більше 0,05	ФМн
Напівспокійна	≈ 0,01	0,05...0,15	ФМн, СМн, ФС
Спокійна	0,001...0,006	понад 0,15	ФМн, СМн, ФС, <i>Al</i>

Розрахунок витрати феросплавів для розкислення і легування сталі

Розкислювачі присаджуються в ківш у кількості, що забезпечує отримання (з урахуванням угару) середнього вмісту елементів у готовій сталі. Їх кількість M_{FeMn} , M_{FeSi} , M_{SiMn} розраховують за формулами:

- при розкисленні феромарганцем киплячих сталей

$$M_{FeMn} = \frac{M_{нов} (Mn_{cm}^{cep} - Mn_{нов})}{Mn_{FeMn} (1 - Y_{Mn})}, \text{ т}, \quad (3.12)$$

- при розкисленні феромарганцем і феросиліцієм спокійних і напівспокійних сталей

$$M_{FeSi} = \frac{M_{нов} Si_{cm}^{cep}}{Si_{FeSi} (1 - Y_{Si})}, \text{ т}, \quad (3.13)$$

$$M_{FeMn} = \frac{M_{\text{вун}}(Mn_{cm}^{cep} - Mn_{\text{вун}})}{Mn_{FeMn}(1 - Y_{Mn})} - \frac{Mn_{FeSi}}{Mn_{FeMn}} M_{FeSi}(1 - Y_{Mn}), \text{ т}, \quad (3.14)$$

- при розкисленні силікомарганцем з корегуванням феромарганцем

$$M_{SiMn} = \frac{M_{\text{нов}} Si_{cm}^{cep}}{Si_{SiMn}(1 - Y_{Si})}, \text{ т}, \quad (3.15)$$

$$M_{FeMn} = \frac{M_{\text{нов}}(Mn_{cm}^{cep} - Mn_{\text{нов}})}{Mn_{FeMn}(1 - Y_{Mn})} - \frac{Mn_{SiMn}}{Mn_{FeMn}} M_{SiMn}(1 - Y_{Mn}), \text{ т}, \quad (3.16)$$

- при розкисленні силікомарганцем з корегуванням феросиліцієм

$$M_{SiMn} = \frac{M_{\text{нов}}(Mn_{cm}^{cep} - Mn_{\text{нов}})}{Mn_{SiMn}(1 - Y_{Mn})}, \text{ т}, \quad (3.17)$$

$$M_{FeSi} = \frac{M_{\text{нов}} Si_{cm}^{cep}}{Si_{FeSi}(1 - Y_{Si})} - \frac{Si_{SiMn}}{Si_{FeSi}} M_{SiMn}(1 - Y_{Si}), \text{ т}, \quad (3.18)$$

де C_{cm}^{cep} , Mn_{cm}^{cep} , Si_{cm}^{cep} – середній вміст елементів в готовій сталі

$$C_{cm}^{cep} = \frac{C_{cm}^n + C_{cm}^6}{2}, \%, \quad (3.19)$$

$C_{нов}$, $Mn_{нов}$, $Si_{нов}$ – вміст елементів наприкінці плавки перед випуском із сталеплавильного агрегату, %; $M_{нов}$ – маса сталі в сталеплавильному агрегаті перед випуском в ківш, т; Mn_{FeMn} , Si_{FeSi} , Mn_{SiMn} , Si_{FeMn} – вміст елементів-розкислювачів у відповідних феросплавах, %; Y_C , Y_{Mn} , Y_{Si} – угар елемента-розкислювача.

Угар елемента-розкислювача залежить здебільшого від вмісту вуглецю в металі перед випуском, умов проведення випуску і розкислення, і розраховується за наступними формулами:

– угар вуглецю

$$Y_C = \begin{cases} 0,7 - 2,0 \cdot C_{нов}, & \text{при } C_{нов} < 0,1\%, \\ 0,537 - 0,34 \cdot C_{нов}, & \text{при } C_{нов} \geq 0,1\%; \end{cases} \quad (3.20)$$

– угар марганцю і кремнію

$$Y_{Mn, Si} = \begin{cases} 0,4 - 2,0 \cdot C_{нов}, & \text{при } C_{нов} < 0,1\%, \\ 0,217 - 0,17 \cdot C_{нов}, & \text{при } C_{нов} \geq 0,1\%. \end{cases} \quad (3.21)$$

Угар розкислювача в ковші при обробці залежить не лише від вмісту вуглецю в сталі перед випуском (що визначає концентрацію розчиненого кисню), а й від кількості пічного шлаку в сталерозливному ковші, організації струменя металу при випуску сталі в сталерозливний ківш і низки інших чинників. Зазвичай ці параметри (окрім вмісту вуглецю в сталі) важко піддаються кількісній оцінці. Тому орієнтовна величина можливого угару розкислювача визначається за вмістом вуглецю в сталі перед випуском.

Розрахунок маси сталі після розкислення і її складу

Маса сталі після розкислення

$$\begin{aligned} M_{cm} = & M_{нов} + 0,01M_{FeMn}(100 - Mn_{FeMn}Y_{Mn} - Si_{FeMn}Y_{Si} - Al_{FeMn}) + \\ & + 0,01M_{FeSi}(100 - Mn_{FeSi}Y_{Mn} - Si_{FeSi}Y_{Si} - Al_{FeSi}) + \\ & + 0,01M_{SiMn}(100 - Mn_{SiMn}Y_{Mn} - Si_{SiMn}Y_{Si} - Al_{SiMn}), \text{ кг.} \end{aligned} \quad (3.22)$$

Хімічний склад сталі після розкислення

$$C_{cm} = \frac{M_{нов} C_{нов} + (1 - Y_C)(M_{FeMn} C_{FeMn} + M_{FeSi} C_{FeSi} + M_{SiMn} C_{SiMn})}{M_{cm}}, \%, \quad (3.23)$$

$$Mn_{cm} = \frac{1}{M_{cm}} [M_{нов} Mn_{нов} + (1 - Y_{Mn})(M_{FeMn} Mn_{FeMn} + M_{FeSi} Mn_{FeSi} + M_{SiMn} Mn_{SiMn})], \%, \quad (3.24)$$

$$Si_{cm} = \frac{(1 - Y_{Si})(M_{FeMn} Si_{FeMn} + M_{FeSi} Si_{FeSi} + M_{SiMn} Si_{SiMn})}{M_{cm}}, \%, \quad (3.25)$$

$$S_{cm} = \frac{M_{нов} S_{нов} + M_{FeMn} S_{FeMn} + M_{FeSi} S_{FeSi} + M_{SiMn} S_{SiMn}}{M_{cm}}, \%, \quad (3.26)$$

$$P_{cm} = \frac{M_{нов} P_{нов} + M_{FeMn} P_{FeMn} + M_{FeSi} P_{FeSi} + M_{SiMn} P_{SiMn}}{M_{cm}}, \%. \quad (3.27)$$

Зміна температури металу при розкисленні і легуванні

Температура сталі на випуску падає не лише через втрати тепла випромінюванням та теплопровідністю, а й за рахунок присадки легуючих матеріалів. При присадці легуючих матеріалів варто враховувати наступні зміни ентальпії сталі, віднесені до одиниці маси:

- а) витрати тепла на нагрівання і плавлення присадок ΔH^m ;
- б) прихід тепла при розкладанні інтерметалічних з'єднань, що знаходяться в сплавах ΔH^p ;
- в) прихід або витрата тепла при змішування розплавленої присадки з рідкою сталлю з утворенням неідеального розчину ΔH^m ; при цьому у випадку утворення ідеального розчину прихід і витрата тепла не відбувається;
- г) взаємодія легуючої присадкою з киснем, який розчинено в сталі, з виділенням тепла реакції ΔH^e .

Якщо в металевий розплав вводиться $x\%$ сплаву, а c – питома теплоємність сталі, то зміна температури розплавленої сталі при легуванні

$$100c \cdot \Delta T = x(\Delta H^h + \Delta H^p + \Delta H^m + \Delta H^b), \text{ Дж/кг.} \quad (3.28)$$

Тоді

$$\Delta T = \frac{x(\Delta H^h + \Delta H^p + \Delta H^m + \Delta H^b)}{100c}, \text{ }^\circ\text{C.} \quad (3.29)$$

Приведений розрахунок у виразі (3.29) дозволяє оцінити зміну температури рідкої сталі при введенні в неї 1 % легуючого елемента (табл. 3.7).

Таблиця 3.7 – Зміна температури сталі при введенні 1 % легуючих елементів

C	FeAl (50%)	FeMn (75%)	FeCr (70%)	Cr	Mn	FeMn (65%)	Al	FeSi (75%)	FeSi (90%)	Si
-77,6	-40	-31	-30	-20	-20	-16	-3	+1	+11	+15

Завдання для розрахунку

Індивідуальні завдання наведені в табл. 3.8.

- 1) Відповідно до індивідуального завдання обрати феросплави для розкислення сталі й розрахувати необхідну їх кількість.
- 2) Розрахувати масу сталі та її хімічний склад після розкислення.
- 3) Розрахувати зміну температури сталі після присадки розрахованої кількості феросплавів.

Таблиця 3.8 – Індивідуальні завдання до практичної роботи №2

№ з/п	Склад сталі після розкислення, %			Склад сталі перед розкисленням, %		Температура сталі t_{cm} , $^\circ\text{C}$	Маса сталі перед випуском $M_{нов}$, т
	C_{cm}	Si_{cm}	Mn_{cm}	$C_{нов}$	$Mn_{нов}$		
1	0,28...0,37	0,05...0,15	0,50...0,80	0,3	0,18	1610	220
2	0,13...0,22	0,07	0,3...0,60	0,18	0,2	1600	350
3	0,06...0,12	0,05...0,15	0,25...0,50	0,08	0,1	1600	130
4	0,38...0,49	0,15...0,35	0,50...0,80	0,4	0,26	1600	150
5	0,18...0,27	0,12...0,30	0,40...0,70	0,25	0,24	1580	160
6	0,18...0,27	0,05...0,15	0,40...0,70	0,2	0,16	1620	250
7	0,22...0,30	0,05...0,15	0,8...1,2	0,26	0,16	1600	250
8	0,38...0,49	0,05...0,15	0,5...0,80	0,44	0,2	1590	150
9	0,27...0,57	0,05...0,15	0,5...0,80	0,52	0,22	1600	340
10	0,09...0,15	0,05...0,15	0,25...0,50	0,1	0,12	1590	100
11	0,60...0,80	0,15...0,30	0,6...0,80	0,68	0,2	1590	250
12	0,28...0,37	0,15...0,35	0,50...0,80	0,29	0,21	1600	280
13	0,09...0,15	0,07	0,25...0,50	0,12	0,16	1580	220
14	0,14...0,22	0,12...0,30	0,40...0,65	0,2	0,22	1590	300
15	0,18...0,27	0,07	0,40...0,70	0,21	0,19	1600	50
16	0,50...0,62	0,15...0,35	0,50...0,80	0,54	0,28	1580	240

17	0,14...0,22	0,05...0,15	0,40...0,65	0,15	0,15	1630	180
18	0,50...0,60	0,12	0,50...0,80	0,54	0,18	1580	300
19	0,06...0,12	0,05	0,25...0,50	0,1	0,12	1590	320
20	0,40...0,50	0,05...0,15	0,5...0,80	0,46	0,24	1620	160

Практична робота №3

Розрахунок процесів десульфурації і розкислення сталі в ковші синтетичними шлаками

Розрахунок процесів десульфурації сталі

В даний час обробка металу рідким основним і малозалізістим шлаком є найбільш ефективним способом глибокої десульфурації сталі. Це обумовлено наступними його перевагами:

- десульфурація поєднується з глибоким розкисненням рідкої сталі;
- рідкий стан шлаку і висока його температура дозволяють суттєво збільшити масу десульфуратора (понад 6 % маси металу) без охолодження сталі;
- емульгування сталі і шлаку під час випуску плавки в ківш забезпечує майже повне наближення до рівноваги системи метал-шлак і максимальне використання десульфуруючої здатності (сульфідної ємності) шлаку.

Зазвичай використовують синтетичні шлаки системи $CaO-Al_2O_3$. Сірка, що міститься в металі, взаємодіє з CaO шлаку і переходить в шлак. Для глибокої десульфурації необхідно підвищений вміст CaO , понижений вміст SiO_2 і $FeO < 1$ %. Рівноважний коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і металом $\eta_S = (\%S)/[\%S]$ особливо різко знижується навіть при невеликому підвищенні концентрації в ньому оксидів заліза. Навіть при основності шлаку 2,5; $\eta_S = 20$ при $(FeO) = 3$ %. Наявність фосфору в синтетичних шлаках виключається, оскільки при обробці він переходить в метал.

Завдяки великому тривалому емульгуванню сталі і шлаку впродовж випуску металу в ківш термодинамічний стан металу, близький до рівноваги зі шлаком. Тому вміст сірки в металі після його обробки синтетичними шлаками можна розрахувати по балансовим рівнянням.

Вміст сірки в системі «метал – пічний шлак – синтетичний шлак» перед обробкою

$$S_{\Sigma} = [\%S]_{noch} M_{cm} + (\%S)_{n.u.} M_{n.u.} + (\%S)_{c.u.} M_{c.u.}, \% \quad (3.30)$$

де $[\%S]_{noch}$, $(\%S)_{n.u.}$, $(\%S)_{c.u.}$ – вміст сірки відповідно у сталі, пічному і синтетичному шлаках, %; M_{cm} , $M_{n.u.}$, $M_{c.u.}$ – маса відповідно сталі, пічного і синтетичного шлаків.

Вміст сірки в системі після обробки металу синтетичним шлаком

$$S_{\Sigma} = [\%S] M_{cm} + \eta_S [\%S] M_{n.u.} + \eta_S [\%S] M_{c.u.}, \% \quad (3.31)$$

де $[\%S]$ – вміст сірки в металі в ковші після обробки, %, η_S – рівноважний коефіцієнт розподілу сірки після обробки синтетичним шлаком (з урахуванням деякого підвищення (FeO) при розкисленні металу шлаком).

Прирівнюючи праві частини в рівняннях (3.30) та %, (3.31), отримуємо

$$[\%S]_{noch} M_{cm} + (\%S)_{n.u.} M_{n.u.} + (\%S)_{c.u.} M_{c.u.} = [\%S] M_{cm} + \eta_S [\%S] M_{n.u.} + \eta_S [\%S] M_{c.u.}, \text{ т.} \quad (3.32)$$

Тоді вміст сірки в металі після обробки

$$[\%S] = \frac{[\%S]_{noch} + (\%S)_{n.u.} \frac{M_{n.u.}}{M_{cm}} + (\%S)_{c.u.} \frac{M_{c.u.}}{M_{cm}}}{1 + \left(\frac{M_{n.u.}}{M_{cm}} + \frac{M_{c.u.}}{M_{cm}} \right) \eta_S}, \% \quad (3.33)$$

Відносну кількість синтетичного шлаку, необхідного для досягнення заданого $[\%S]$, можна розрахувати за наступним рівнянням, що ґрунтується на балансі сірки в металі і шлаку при відомому $[\%S]$:

$$\frac{M_{c.u.}}{M_{cm}} = \frac{[\%S]_{noch} + (\%S)_{n.u.} \frac{M_{n.u.}}{M_{cm}} - [\%S] \left(1 + \eta_S \frac{M_{n.u.}}{M_{cm}} \right)}{[\%S] \eta_S - (\%S)_{c.u.}} \quad (3.34)$$

Розрахунок розкислення сталі

Використання вапняково-глиноземистого синтетичного шлаку забезпечує не лише глибоку десульфуріацію сталі, а й одночасне її розкислення.

Наявність більшої поверхні контакту металу і шлаку ($100 \dots 300 \text{ м}^2/\text{м}^3$), а також турбулізація металу і шлаку забезпечує різке прискорення переносу кисню з металу в шлак порівняно з переносом при дифузійному розкисленні.

Кінцевий вміст кисню (при відомій кількості синтетичного шлаку) можна розрахувати ґрунтуючись на балансі маси кисню наприкінці обробки металу шлаком і наближенням системи до рівноваги за вмістом кисню:

$$\begin{aligned}
 [\%O]_{p.ш.} &= a_{(FeO)}L_O = (\%FeO) \cdot \gamma_{FeO} \cdot L_O = \\
 &= \left[(\%FeO)_{noch} + \frac{\{[\%O]_{noch} - [\%O]_{p.ш.}\}72 \cdot 100}{16M_{c.ш.}} \right] \gamma_{FeO}L_O, \% .
 \end{aligned} \quad (3.35)$$

Вирішуючи рівняння (3.35) відносно $[\%O]_{p.ш.}$, отримуємо

$$[\%O]_{p.ш.} = \frac{\left[(FeO)_{noch} + [\%O]_{noch} \frac{7200}{16 \cdot M_{c.ш.}} \right] \gamma_{FeO}L_O}{1 + 7200 \gamma_{FeO} \frac{L_O}{16M_{c.ш.}}}, \% , \quad (3.36)$$

де $(\%FeO)_{noch}$ – початковий вміст оксиду заліза в шлаку, %; γ_{FeO} – коефіцієнт активності оксиду заліза в шлаку; L_O – коефіцієнт розподілу кисню між металом і шлаком ($L_O = f(T)$); $[\%O]_{noch}$ – початковий вміст кисню в металі, %.

Завдання для розрахунку

Індивідуальні завдання наведені в табл. 3.9.

- 1) Визначити вміст сірки в сталі після обробки синтетичними шлаками.
- 2) Для вихідних даних визначити необхідну кількість синтетичного шлаку для отримання в сталі кінцевого вмісту сірки 0,005 % і 0,01 %.
- 3) Оцінити вплив величини $M_{n.ш.}$ на кінцевий вміст сірки в металі при $M_{n.ш.}/M_{cm}$ 0,001; 0,005; 0,01; 0,015; 0,02. Побудувати графік $[\%S] = f(M_{n.ш.}/M_{cm})$.
- 4) Оцінити вплив величини $(\%S)_{c.ш.}$ на кінцевий вміст сірки в металі при $(\%S)_{c.ш.}$ 0,05; 0,1; 0,2; 0,5%. Побудувати графік $[\%S] = f[(\%S)_{c.ш.}]$.

Таблиця 3.9 – Індивідуальні завдання до практичної роботи №3

№ з/п	Склад шлаку, %			M_{cm}, T	$\frac{M_{n.ш.}}{M_{cm}}$	$\frac{M_{c.ш.}}{M_{cm}}$	η_s	$[\%S]_{noch}$	$(\%S)_{n.ш.}$	$(\%S)_{c.ш.}$
	CaO	Al_2O_3	SiO_2							
1	56	44,00	-	100	0,007	0,005	153	0,04	0,2	0,15
2	50	39,25	10,75	240	0,007	0,004	128	0,04	0,2	0,10
3	56	44,00	-	160	0,010	0,008	79	0,03	0,2	0,10
4	56	44,00	-	220	0,005	0,004	176	0,03	0,2	0,15
5	50	39,25	10,75	150	0,007	0,008	101	0,03	0,2	0,15
6	56	44,00	-	180	0,005	0,007	57	0,03	0,2	0,10
7	50	39,25	10,75	130	0,005	0,004	42	0,03	0,2	0,15

8	56	44,00	-	340	0,010	0,008	200	0,04	0,2	0,10
9	56	44,00	-	300	0,010	0,005	161	0,03	0,2	0,10
10	56	44,00	-	220	0,010	0,006	140	0,04	0,2	0,15
11	50	39,25	10,75	160	0,008	0,008	150	0,03	0,2	0,10
12	50	39,25	10,75	250	0,009	0,004	54	0,04	0,2	0,10
13	56	44,00	-	300	0,005	0,007	131	0,04	0,2	0,10
14	50	39,25	10,75	320	0,010	0,005	94	0,04	0,2	0,15
15	50	39,25	10,75	250	0,007	0,005	158	0,03	0,2	0,10
16	50	39,25	10,75	280	0,010	0,008	93	0,03	0,2	0,15
17	56	44,00	-	150	0,008	0,004	179	0,03	0,2	0,15
18	50	39,25	10,75	350	0,008	0,004	99	0,04	0,2	0,15
19	56	44,00	-	250	0,008	0,007	71	0,04	0,2	0,10
20	50	39,25	10,75	50	0,009	0,005	101	0,04	0,2	0,15

- 5) Оцінити вплив складу синтетичного шлаку (через η_s 60; 80; 100; 120; 140) на його необхідну кількість для забезпечення вмісту сірки в металі після обробки 0,01 %. Побудувати графік залежності $[\%S] = f(\eta_s)$.
- 6) Визначити вміст кисню в сталі після обробки синтетичним шлаком: $(\%FeO)=0,5$; $[\%O]_{нов}=0,03$; $L_O=0,0023$ (при $t_{cm}=1600$ °C); $\gamma_{FeO}=1$.

Практична робота №4

Дегазация сталі в ковші при продувці інертним газом

При продувці металу інертними газами зменшується хімічна неоднорідність сталі в ковші: зменшується кількість газів в металі; відбувається інтенсивне перемішування розплаву; полегшується видалення в шлак неметалевих включень; знижується і вирівнюється температура металу.

Для вдування інертного газу використовують дуттьові пристрої, якими газ підводять зверху або знизу. Верхні заглибні фурми являють собою трубку з циліндричним соплом, футеровану високоглиноземистим вогнетривом. При подачі газу через дно застосовують дуттьові пристрої, що встановлені в затворі шибєрного типу або продувку здійснюють через пористі пробки. В пористих пробках діаметр пор складає 1...1,5 мм. При продувці біля сопла формуються газові порожнини, які збільшуючись у розмірах за рахунок нагріву газу до температури металу і зміни феростатичного тиску, набувають грибоподібної форми, пульсують і можуть розпадатися на групи бульбашок менших розмірів.

За умов продувки металу в ковшах ємністю 100...350 т середній розмір бульбашок можна визначити за емпіричною формулою:

$$r_{бул} = \sqrt{\frac{3}{4\pi} 0,976q^3}, \text{ м}, \quad (3.37)$$

де q – об’ємна витрата нейтрального газу через сопло, визначається з врахуванням температури газу перед соплом і тиском газу, м³/год.

Якщо радіус бульбашки більше критичного, бульбашка руйнується. Вторинне дроблення може відбуватись багаторазово доти, доки розмір бульбашки $r_{бул}$ не стане меншим за критичний $r_{кр}$.

При продувці нейтральним газом через пористі донні блоки розміри бульбашок можна оцінити виходячи з припущення, що до моменту відриву від пори його підйомна сила дорівнює утримуючій силі поверхневого натягу по периметру пори. Тоді діаметр бульбашки можна визначити з рівняння

$$\pi \cdot d_{пор} \cdot \sigma = \frac{4}{3} \pi \cdot r_{бул}^3 \cdot g \cdot (\rho_m - \rho_z), \text{ Н}, \quad (3.38)$$

де $d_{пор}$ – діаметр пор, м; σ – поверхневий натяг сталі (1,2...1,5 Н/м);

g – прискорення вільного падіння, м/с²; ρ_m, ρ_z – густина відповідно металу і газу, кг/см³.

Нехтуючи густиною газу, отримуємо

$$r_{бул} = \sqrt[3]{\frac{3\sigma \cdot d_{ноп}}{4g\rho_m}}, \text{ м.} \quad (3.39)$$

Розрахунок видалення водню

Продувка рідкої сталі в ковші інертним газом супроводжується видаленням з металу розчинених в ньому водню і азоту. В бульбашці технічно чистого аргону, парціальний тиск інших газів, на кшталт водню і азоту, дорівнює нулю, а отже ці гази намагаються потрапити з розплаву в бульбашку інертного газу. Цей процес продовжується доти, доки в бульбашці інертного газу парціальний тиск цих газів не сягне тиску насичення:

$$P_{H_2} = \frac{[\%H]^2}{K_H^2}, \text{ де } \lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,577, \quad (3.40)$$

$$P_{N_2} = \frac{[\%N]^2}{K_N^2}, \text{ де } \lg K_N = -\frac{767}{T} - 0,95, \quad (3.41)$$

де P_{H_2} і P_{N_2} – рівноважний парціальний тиск відповідно водню і азоту в бульбашці; $[\%H]$ і $[\%N]$ – рівноважна концентрація водню і азоту в металі, %; K_H , K_N – константи рівноваги реакцій розчинення відповідних газів.

На практиці ефективність дегазації металу залежить від багатьох факторів: температури, способу продувки, витрати газу, наявності поверхнево активних домішок (кисню, сірки) в розплаві та ін.

Для орієнтовної оцінки ефективності обробки сталі аргонном можна скористатися рівнянням Геллера, у висновку якого використаний рівноважний закон Сівертса. В основу цього рівняння прийнято, що аргон практично нерозчинний в рідкій сталі і не реагує а ні з нею, а ні з розчиненим газом; в сталі розчинений лише один газ; в нескінченно малій газовій бульбашці за час її спливання досягається рівноважний тиск насичення газу.

Розглянемо процес видалення водню із сталі при продувці аргонном. Нехай водень об'ємом V_H розчинений в металі. При спливанні бульбашка аргону

об'ємом dV_{Ar} захоплює з собою деякий об'єм водню dV_H . Загальний тиск газу в бульбашці P включає парціальний тиск водню і аргону ($P = P_{H_2} + P_{Ar}$), що визначаються концентраціями цих газів в бульбашці. Загальний тиск в бульбашці дорівнює сумі зовнішнього тиску стовпа металу над нею та атмосферного тиску і може бути розрахований за формулою

$$P = \rho_{cm} \cdot g \cdot h_{cm}, \text{ Па}, \quad (3.42)$$

де h_{cm} – висота стовпа металу в ковші, розраховується виходячи з ємності ковша (прийняти, що форма ковша – циліндр із співвідношенням Н:Д = 1,1), м.

Відношення об'ємних концентрацій обох газів в бульбашці пропорційне відношенню їх парціальних тисків. Таким чином, буде справедливий вираз

$$\frac{dV_H}{dV_{Ar}} = \frac{P_{H_2}}{P_{Ar}}, \quad (3.43)$$

або з урахуванням, що $P_{Ar} = P - P_{H_2}$

$$\frac{dV_H}{dV_{Ar}} = \frac{P_{H_2}}{P - P_{H_2}}. \quad (3.44)$$

Тоді в бульбашку переходить розчинений газ об'ємом

$$dV_H = \frac{P_{H_2}}{P - P_{H_2}} dV_{Ar}, \text{ м}^3. \quad (3.45)$$

Обсягу розчиненого в сталі водню відповідає вагова кількість газу [%H]:

$$V_H = \frac{1000 \cdot 22,4 M_{cm} \cdot [\%H]}{100 \mu_{H_2}}, \text{ м}^3, \quad (3.46)$$

де M_{cm} – маса сталі, т; μ_{H_2} – молекулярна маса водню, або

$$dV_H = \frac{22,4M_{cm}}{\mu_{H_2}} d[\%H], \text{ м}^3. \quad (3.47)$$

Відповідно до закону Сівертса масова концентрація водню пропорційна його парціальному тиску над розплавом:

$$[\%H] = K_H \sqrt{P_{H_2}}, \%. \quad (3.48)$$

Прирівнявши праві частини у виразах (3.45) і (3.47), після інтегрування отримаємо рівняння для розрахунку кількості газу для продувки

$$V_{Ar} = \frac{22,4M_{cm}}{\mu_{H_2}} \left[P \cdot K_H^2 \left(\frac{1}{[\%H]_{кін}} - \frac{1}{[\%H]_{поч}} \right) + ([\%H]_{поч} - [\%H]_{кін}) \right], \text{ м}^3. \quad (3.49)$$

Якщо тиск P виражений в Паскалях, його величину слід розділити на коефіцієнт $9,8067 \cdot 10^4$. Тоді питома витрата аргону складає

$$V'_{Ar} \equiv \frac{V_{Ar}}{M_{cm}} = 112K_H^2 \cdot P \left(\frac{1}{[\%H]_{кін}} - \frac{1}{[\%H]_{поч}} \right), \text{ м}^3/\text{т}. \quad (3.50)$$

Концентрацію водню прийнято виражати в мілілітрах на 100 г металу. Переведення масової концентрації водню в мілілітри на 100 г і назад можна здійснювати, використовуючи формулу

$$[\%Газу] = \frac{\mu_{Газу}}{V_m} \cdot \left[\frac{\text{мл}}{100\text{г}} \right], \%, \quad (3.51)$$

де $\mu_{Газу}$ – молярна маса газу, г/моль ; V_m – молярний об'єм, мл/моль .

Співставлення результатів розрахунку за виразом (3.50) з практичними даними показує, що рівняння Геллера дає занижену витрату аргону. Тому в вираз (3.50) вводиться поправочний коефіцієнт L , що характеризує ступінь наближення до рівноваги процесу видалення водню при продувці аргонem

$$V'_{Ar} = \frac{112K_H^2 \cdot P}{L} \left(\frac{1}{[\%H]_{кин}} - \frac{1}{[\%H]_{поч}} \right), \text{ м}^3/\text{т}. \quad (3.52)$$

За даними практики, коефіцієнт L змінюється в інтервалі 0,5...0,75 для розкисленої і 0,8...0,9 – для перерозкисленої сталі. В останньому випадку ефективність видалення водню підвищується за рахунок додаткової дегазуючої дії оксиду вуглецю. Коефіцієнт L зменшується зі збільшенням витрати аргону.

Розрахунок видалення азоту

При продувці сталі аргонном видалення азоту розраховується за формулою, аналогічній (3.50):

$$V'_{Ar} \equiv \frac{V_{Ar}}{M_{ст}} = 112K_N^2 \cdot P \left(\frac{1}{[\%N]_{кин}} - \frac{1}{[\%N]_{поч}} \right), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (3.53)$$

або з врахуванням коефіцієнта L

$$V'_{Ar} = \frac{8K_N^2 \cdot P}{L} = \left(\frac{1}{[\%N]_{кин}} - \frac{1}{[\%N]_{поч}} \right), \text{ м}^3/\text{т}. \quad (3.54)$$

Величину K_N можна знайти з рівняння (3.41).

Ступінь наближення до рівноваги процесу видалення газу при продувці аргонном буде визначатися процесами їх масопереносу в рідкому металі і десорбції з поверхні в газову бульбашку. Швидкості цих процесів для азоту значно менше, ніж для водню (наприклад, коефіцієнт дифузії водню і азоту в рідкому залізі складають відповідно $1,2 \cdot 10^{-3}$ і $9,2 \cdot 10^{-5}$ см²/с). На основі практики вакуумування сталі, де умови дегазації наближені до умов продувки аргонном, ступінь видалення азоту може бути прийнятим в 4...7 разів меншим ніж водню. Відповідно слід скоригувати величину коефіцієнта L у виразі (3.54).

Розрахунок зниження температури металу при продувці аргонном

Розрахувати витрати тепла на нагрів аргону і зниження внаслідок цього температури сталі можна, використовуючи балансове рівняння

$$V_{Ar} c_{Ar} \Delta T_{Ar} = M_{cm} c_{cm} \Delta T_{cm}, \text{ Дж}, \quad (3.55)$$

де V_{Ar} – витрата аргону, м³; c_{Ar} , c_{cm} – теплоємність відповідно аргону (0,932 кДж/(м³·К)) і сталі (0,836 кДж/(кг·К)); ΔT_{Ar} , ΔT_{cm} – зміна в процесі продувки температури відповідно аргону і сталі, К; M_{cm} – маса сталі, кг.

Вважають, що бульбашки аргону встигають нагрітися за час впливання від стандартної температури (близько 20 °С) до температури сталі.

Втрати температури при продувці сталі в великовагових ковшах складають 2...3,5 °С/хв в перші 5...6 хв продувки і 1,5...1,0 °С/хв – в наступні 8...10 хв. Сумарне зниження температури сталі під час продувки коливається в межах 10...20 °С.

Завдання для розрахунку

Індивідуальні завдання наведені в таблиці 3.10.

- 1) Визначити кінцевий вмісту газу в металі виходячи з заданих початкового його вмісту та витрати аргону. Ємністю ковша задатися довільно.
- 2) Визначити падіння температури сталі в ковші при продувці інертним газом виходячи з заданої витрати аргону.

Таблиця 3.10 – Індивідуальні завдання до практичної роботи №4

№ з/п	Витрата аргону, м ³ /т	Газ, що видаляють*	Концентрація газу в металі		Температура сталі в ковші, °С
			початкова	кінцева	
1	0,8	N (ppm)	49,0	33,0	1604
2	2,7	H (см ³ /100 г)	5,2	4,0	1591
3	1,2	N (см ³ /100 г)	3,8	2,2	1622
4	1,5	N (ppm)	78,0	41,0	1627
5	2,3	H (ppm)	4,8	2,7	1591
6	2,5	N (см ³ /100 г)	3,9	2,4	1618
7	1,4	H (см ³ /100 г)	3,5	3,0	1613
8	1,2	H (ppm)	6,0	3,7	1631
9	1,1	N (ppm)	61,0	52,0	1583
10	0,6	H (см ³ /100 г)	3,0	2,0	1580
11	1,4	H (ppm)	2,5	1,6	1596
12	1,6	N (см ³ /100 г)	3,2	2,7	1594
13	2,4	H (см ³ /100 г)	5,7	4,0	1625
14	1,8	N (ppm)	95,0	62,0	1626
15	0,7	H (ppm)	4,7	2,9	1629
16	2,8	H (см ³ /100 г)	5,5	3,0	1640
17	1,0	N (см ³ /100 г)	1,8	1,1	1589
18	2,8	N (ppm)	80	59	1595
19	2,6	N (см ³ /100 г)	7,7	3,8	1611

* у дужках вказані одиниці вимірювання концентрації розчиненого в металі газу.

20	2,1	H (ppm)	2,1	1,2	1604
----	-----	---------	-----	-----	------

- 3) Визначити витрату аргону, необхідну для зниження вмісту газу в сталі з початкової величини до заданої кінцевої.
- 4) Визначити діаметр бульбашок аргону при заданій витраті аргону.

Практична робота №5

Розкислення і дегазація сталі при вакуумній обробці

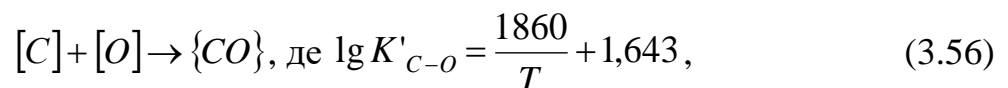
Обробка металу вакуумом (зниження тиску над розплавом) впливає на протікання тих реакцій і процесів, в яких приймає участь газова фаза. Газова фаза утворюється при протіканні реакції окислення вуглецю (розкислення вуглецем) і видаленні розчинених в металі водню і азоту. Тому вакуумування сталі широко використовується для розкислення металу і глибокого зневуглецювання, очищення сталі від неметалевих включень, дегазації сталі.

Успішне проведення цих операцій забезпечується на спеціальних установках при глибокому вакуумі процесу 0,1...1,0 кПа. В наш час найбільш розповсюдженими способами обробки металу вакуумом в ковші є:

- в вакуумній камері з перемішуванням металу інертним газом;
- порційне і циркуляційне вакуумування;
- вакуумування при переливі з ковша в ківш або з ковша у виливницю (струменеве вакуумування).

Видалення кисню і зневуглецювання сталі

Аналіз рівноваги реакції вуглець-кисень [**Ошибка! Источник ссылки не найден.**]



за низького парціального тиску оксиду вуглецю можна виконати за виразом

$$K'_{C-O} = \frac{P_{CO}}{[C] \cdot [O]}, \quad (3.57)$$

де P_{CO} виражено в атмосферах (атм)

$$K'_{C-O} = \frac{P_{CO}}{[C] \cdot [O]} \cdot \frac{1}{760}, \quad (3.58)$$

де P_{CO} виражено в міліметрах ртутного стовпчика.

Експериментально встановлено, що співвідношення Вачера і Гамільтона $[C] \cdot [O] = 0,0025$ в діапазоні тиску 20...300 мм.рт.ст. справедливо, а в області тисків нижче 10 мм.рт.ст. спостерігається відхилення цієї величини від 0,0025.

З рівняння (3.58) маємо

$$[C] \cdot [O] = 0,0025 \cdot \frac{P_{CO}}{760} = 3,3 \cdot 10^{-6} P_{CO}. \quad (3.59)$$

Величина P_{CO} в рівнянні (3.59) виражена в мм.рт.ст.

Таким чином, зниження тиску в системі призводить до зменшення $[C] \cdot [O]$, що є дієвим засобом зниження концентрації кисню в рідкій сталі.

При вакуумній обробці сталі дуже важливо знати, як змінюється концентрація кисню в сталі при сталому вмісті вуглецю в залежності від тиску.

При концентрації вуглецю в сталі $< 0,1\%$

$$[O] = 0,0575 \sqrt{P_{CO}}, \%. \quad (3.60)$$

В цьому випадку вміст розчиненого кисню пропорційний кореню парціального тиску оксиду вуглецю. Формула (3.60) аналогічна формулі Сівертса.

За більшої концентрації

$$[O] = -\frac{2}{3}[C]_o + \frac{2}{3}[C]_o \sqrt{1 + 3K \frac{P_{CO}}{[C]_o^2}}, \%. \quad (3.61)$$

При $[CO] = 0,1\%$

$$[O] = \frac{K}{[C]_o} P_{CO}, \%. \quad (3.62)$$

Таким чином, при підвищених концентраціях вміст кисню в металевому розплаві зворотно пропорційний концентрації кисню і пропорційний тиску P_{CO}

$$K = \frac{1}{K'_{C-O}} \approx 0,0025. \quad (3.63)$$

Якщо припустити, що кінцевий вміст кисню в металі після вакуумної обробки нескінченно малий порівняно з початковим, можна розрахувати максимально можливе зниження концентрації вуглецю

$$\Delta[C] = 0,75[O]_{\text{поч}} = \frac{0,75 \cdot 3,3 \cdot 10^{-3}}{[C]_{\text{поч}}}, \quad (3.64)$$

де $3,3 \cdot 10^{-3}$ – добуток $[C] \cdot [O]$ для реальних умов практики.

Якщо за Вачером і Гамільтоном $[C] \cdot [O] = 2,5 \cdot 10^{-3}$, то вираз (3.64) матиме вигляд

$$\Delta[C] = \frac{0,75 \cdot 2,5 \cdot 10^{-3}}{[C]_{\text{поч}}}. \quad (3.65)$$

Видалення водню і азоту

Згідно рівняння Сіверста розчинність газів (азоту і водню) при постійній температурі пропорційна квадратному кореню від парціального тиску:

$$[H] = K'_H \sqrt{P_{H_2}}, \%, \quad (3.66)$$

$$[N] = K'_N \sqrt{P_{N_2}}, \%. \quad (3.67)$$

Отже, зниження тиску над металом є дієвим засобом зменшення концентрації водню і азоту в сталі. Величини констант рівноваги можна знайти за рівняннями (3.40), (3.41) та (3.56).

Утворення газових бульбашок

Дегазація металу можлива за умови, якщо тиск виділення $P_{\text{вид}}$ більший зовнішнього протитиску $P_{\text{зовн}}$. Тиск виділення в бульбашці відповідає внутрішньому тиску, що залежить від концентрації відповідних елементів. Наприклад, тиск насичення (виділення) водню P_{H_2} , азоту P_{N_2} і оксиду вуглецю P_{CO} залежить від концентрацій водню $[H]$, азоту $[N]$, кисню $[O]$ і вуглецю $[C]$. Тиск видалення визначається з наведених вище рівнянь (3.40), (3.41) та (3.59).

Зовнішній протитиск складається із залишкового тиску $P_{\text{вак}}$ в вакуум-камері, стовпа рідини над бульбашкою P_h і капілярного P_σ :

$$P_{\text{зовн}} = P_{\text{вак}} + P_h + P_\sigma, \text{ Па.} \quad (3.68)$$

Капілярний тиск P_σ залежить від поверхневого натягу

$$P_\sigma = \frac{2\sigma}{r_{\text{бул}}}, \text{ Па.} \quad (3.69)$$

Тиск стовпа рідини може бути розрахований за формулою (3.42).

Тоді вираз (3.68) можна представити у вигляді

$$P_{\text{зовн}} = P_{\text{вак}} + \rho_{\text{ст}} \cdot g \cdot h + \frac{2\sigma}{r_{\text{бул}}}, \text{ Па.} \quad (3.70)$$

З рівняння (3.70) отримуємо критичний радіус зародку бульбашки

$$r_{\text{кр}} = \frac{2\sigma}{P_{\text{вид}} - P_{\text{вак}} - \rho_{\text{ст}} \cdot g \cdot h}, \text{ м.} \quad (3.71)$$

Для бульбашок оксиду вуглецю при

$$P_{\text{CO}} = K'_{\text{CO}} [C] \cdot [O] = 400[C] \cdot [O], \quad (3.72)$$

критичний радіус зародку бульбашки

$$r_{\text{CO}} = \frac{2\sigma}{400[C] \cdot [O] - P_{\text{вак}} - \rho_{\text{ст}} \cdot g \cdot h}, \text{ м.} \quad (3.73)$$

При утворенні бульбашок оксиду вуглецю максимальна глибина зародження визначається з рівняння

$$P_{\text{вак}} + \rho_{\text{ст}} \cdot g \cdot h < 400[C] \cdot [O]. \quad (3.74)$$

Якщо прийняти тиск насичення для водню

$$P_{H_2} = \frac{[H]^2}{615}, \text{ ат,} \quad (3.75)$$

то розмір критичного зародку бульбашки водню

$$r_{H_2} = \frac{2\sigma}{\frac{[H]^2}{615} - P_{\text{вак}} - \rho_{\text{ст}} \cdot g \cdot h}, \text{ м.} \quad (3.76)$$

де $[H]$ виражено в проміле

Газ з розплаву видаляється за двома принципово відмінними схемами:

- в готову газову фазу з поверхні розплаву; в газову шпарину або бульбашку іншого газу, наприклад, аргону;
- гомогенним зародженням і ростом власної бульбашки в об'ємі розплаву.

В першому випадку зовнішній протитиск буде визначатися величиною парціального тиску даного газу в наявній газовій фазі, у другому випадку – сумою $P_{\text{зовн}}$.

Розрахунок концентрації кисню при вакуумуванні в ковші

У виробничих агрегатах рівноважна концентрації вуглецю і кисню

$$C_p = \frac{C_o - \frac{A_C}{A_O} \cdot O_o}{2} + \sqrt{m \cdot P_{\text{зовн}} \cdot \frac{A_C}{A_O} + \left(\frac{C_o - \frac{A_C}{A_O} O_o}{2} \right)^2}, \%, \quad (3.77)$$

$$O_p = \frac{A_O}{A_C} \left[\frac{C_o - \frac{A_C}{A_O} \cdot O_o}{2} - \sqrt{m \cdot P_{\text{зовн}} \cdot \frac{A_C}{A_O} + \left(\frac{C_o - \frac{A_C}{A_O} O_o}{2} \right)^2} \right], \%, \quad (3.78)$$

де A_C , A_O – атомна вага відповідно вуглецю і кисню; C_o і O_o – початкові концентрації відповідно розчиненого вуглецю і кисню; $m=0,0025$; $P_{\text{зовн}}$ – зовнішній тиск, Па.

Використовуючи рівняння (3.77) і (3.78) можна отримати кінцеву концентрацію вуглецю і кисню при ковшовому вакуумуванні. При цьому можуть бути розглянуті два крайніх випадки:

- перемішування металу в ковші не відбувається;
- відбувається повне перемішування металу в ковші.

В першому випадку вакуумуванню підлягає лише «активний» шар металу висотою h , де $P_{co}=P+\rho gh$, і величину сумарного тиску в формулах (3.77) і (3.78) можна прийняти рівною сумі залишкового тиску в камері і половині тиску стовпа металу $\frac{1}{2} \rho gh$.

Залишкові концентрації вуглецю і кисню можуть бути обчислені усередненням по всьому об'єму металу висотою H , наприклад:

$$O_{сер} = \frac{O_o(H-h) + C_p h}{H}, \% \quad (3.79)$$

У другому випадку глибокому вакуумуванню підлягає весь об'єм металу і тиск можна прийняти рівним залишковому тиску в камері $\frac{1}{2} \rho gh$.

В реальних умовах ефективність вакуумної обробки в ковші займає проміжне положення і визначається як ступенем наближення процесу до рівноваги, так і інтенсивністю перемішування металу в ковші. В цьому випадку можна прийняти, що за рахунок часткового перемішування весь об'єм металу за час вакуумування пройде через «активний» шар.

Розрахунок дегазації сталі при порційному вакуумуванні

При розрахунку розкислення вуглецю при порційному вакуумуванні приймається, що за час витримки порції металу в вакууматорі досягаються рівноважні для умов вакуумування концентрації кисню O_p і вуглецю C_p , які можна визначити за (3.77) і (3.78). При цьому зовнішній тиск $P_{зовн}$ слід прийняти рівним сумі залишкового тиску в камері $P_{вак}$ і половині тиску наведеного стовпа металу в вакууматорі $h_{нав}$:

$$P_{зовн} = P_{вак} + \frac{\rho_{ст} \cdot g \cdot h_{нав}}{2}, \text{ Па.} \quad (3.80)$$

Величину $h_{нав}$ можна визначити з урахуванням часу заповнення τ_1 , витримки τ_2 і зливу металу τ_3 з камери:

$$h_{нав} = h_{кам} \cdot \frac{\frac{\tau_1}{2} - \tau_2 - \frac{\tau_3}{2}}{\tau_1 + \tau_2 + \tau_3}, \text{ м}, \quad (3.81)$$

де $h_{кам}$ – повна висота шару металу в камері, м.

Величина залишкового тиску в камері в процесі вакуумування змінюється за експоненціальною функцією, а її середня величина для числа циклів n може бути прийнята з таблиці 3.11:

Таблиця 3.11 – Залишковий і середній тиск у камері порційного вакууматора

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

Вважають також, що при зливі порції металу з вакууматора вона рівномірно розповсюджується по всьому об'єму ковша. Тоді після першого циклу вакуумування отримаємо для середнього вмісту вуглецю C_1 і кисню O_1

$$C_1 = C_o - \left(\frac{M_{cm}}{M_{nop}} \right) C_o + \left(\frac{M_{cm}}{M_{nop}} \right) C_p, \%, \quad (3.82)$$

$$O_1 = O_o - \left(\frac{M_{cm}}{M_{nop}} \right) O_o + \left(\frac{M_{cm}}{M_{nop}} \right) O_p, \%, \quad (3.83)$$

де C_o, O_o – початкові концентрації відповідно вуглецю і кисню; M_{nop} – вага порції металу в вакууматорі, т; M_{cm} – вага металу в ковші, т.

Для n -го циклу відповідно

$$C_n = C_{n-1} - \left(\frac{M_{cm}}{M_{nop}} \right) C_{n-1} + \left(\frac{M_{cm}}{M_{nop}} \right) (a + b), \%, \quad (3.84)$$

$$O_n = O_{n-1} - \left(\frac{M_{cm}}{M_{nop}} \right) O_{n-1} - \left(\frac{M_{cm}}{M_{nop}} \right) (a - b) \frac{A_o}{A_c}, \%, \quad (3.85)$$

$$\text{де } a = \frac{C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o}{2}; \quad b = \sqrt{m \cdot P_{зовн} \cdot \frac{A_c}{A_o} + \left(\frac{C_o - \frac{A_o}{A_c} O_o}{2} \right)^2}.$$

Використовуючи (3.84) і (3.85) можна отримати вираз для концентрації вуглецю і кисню після n -го циклу вакуумування у вигляді ряду

$$C_n = C_o \left(1 - \frac{M_{cm}}{M_{nop}}\right)^n + (a+b) \left[1 + \left(1 - \frac{M_{cm}}{M_{nop}}\right) + \left(1 - \frac{M_{cm}}{M_{nop}}\right)^2 + \dots + \left(1 - \frac{M_{cm}}{M_{nop}}\right)^{n-1}\right], \% \quad (3.86)$$

$$O_n = O_o \left(1 - \frac{M_{cm}}{M_{nop}}\right)^n - \frac{A_o}{A_c} (a-b) \frac{M_{cm}}{M_{nop}} \left[1 + \left(1 - \frac{M_{cm}}{M_{nop}}\right) + \left(1 - \frac{M_{cm}}{M_{nop}}\right)^2 + \dots + \left(1 - \frac{M_{cm}}{M_{nop}}\right)^{n-1}\right], \% \quad (3.87)$$

Сумуючи ряди (3.86) і (3.87), отримуємо

$$C_n = \left(1 - \frac{M_{cm}}{M_{nop}}\right)^n [C_o - (a+b)] + (a+b), \% \quad (3.88)$$

$$O_n = \left(1 - \frac{M_{cm}}{M_{nop}}\right)^n \left[O_o + \frac{A_o}{A_c} (a+b) \right] + \frac{A_o}{A_c} (a-b), \%. \quad (3.89)$$

По аналогії з розглянутими висновками можна отримати також формули для визначення середнього вмісту водню і азоту після n -го циклу вакуумування:

$$[H]_n = \left(1 - m \cdot \frac{M_{cm}}{M_{nop}}\right)^n (H_o - H_p) + H_p, \% \quad (3.90)$$

$$[N]_n = \left(1 - m \cdot \frac{M_{cm}}{M_{nop}}\right)^n (N_o - N_p) + N_p, \% \quad (3.91)$$

де H_p і N_p – умовно прийнятий рівноважний вміст відповідно водню і азоту за певної величини вакууму в камері (див. формули (3.66) і (3.67)), %; m – частка металу, в якій $[H] > H_p$ і $[N] > N_p$, де може відбуватися видалення водню і азоту; висота його стовпа металу розраховується за відомою методикою.

При розрахунку рівноважного вмісту H_p і N_p приймається, що в газовій фазі міститься 50...70 % CO, 20...25 % H₂ і 5...10 % N₂.

Розрахунок дегазациї сталі при циркуляційному вакуумуванні

При розрахунку вакуум-вуглецевого розкислення приймається, що в вакуумній камері досягається рівновага «розплав – газова фаза» з урахуванням зовнішнього тиску, і рівноважні величини вмісту вуглецю і кисню можна визначити з виразів (3.77) і (3.78).

Рівняння миттєвого балансу домішки (вуглецю або кисню) в ковші можна представити у вигляді

$$M_{cm} dC = C_p Q_m d\tau - C Q_m d\tau, \tau \quad (3.92)$$

де C – поточна концентрація домішки в ковші, %; C_p – рівноважна концентрація домішки після обробки на вакууматорі; Q_m – масова витрата рідкого металу через вакуумкамеру (швидкість циркуляції), т/с.

Рівняння (3.92) приводиться до стандартного вигляду

$$\frac{dC}{d\tau} + \frac{Q_m}{M_{cm}} \cdot C = \frac{Q_m}{M_{cm}} \cdot C_p, \text{ \%}/\text{с}. \quad (3.93)$$

Позначивши $Q_m/M_{cm} = \omega$ після перетворень та інтегрування отримаємо

$$C(\tau) = e^{-\omega\tau} \left[C_o + (a+b)(e^{\omega\tau} - 1) \right], \text{ \%}, \quad (3.94)$$

$$O(\tau) = e^{-\omega\tau} \left[O_o - \frac{A_o}{A_c} (a-b)(e^{\omega\tau} - 1) \right], \text{ \%}. \quad (3.95)$$

Зовнішній тиск $P_{зовн}$ в (3.84) і (3.85) приймається рівним половині суми барометричного $P_{бар}$ і динамічного $P_{дин}$ напорів стовпа рідини і залишкового тиску $P_{вак}$ в камері вакууматора. Барометричний рівень звичайно складає $h_{бар} = 0,2$ м. Динамічний рівень

$$h_{дин} = \frac{V^2}{2\varphi^2 g}, \text{ м}, \quad (3.96)$$

де $V = 0,5 \dots 0,15$ – швидкість рідини у патрубку, м/с, $\varphi = 0,56$ – коефіцієнт швидкості.

Перехід від барометричного і динамічного рівня у одиниці тиску здійснюють за формулою

$$P = \rho_{cm} \cdot g \cdot h, \text{ Па}. \quad (3.97)$$

Залишковий тиск $P_{вак}$ в камері за експериментальними даними змінюється впродовж вакуумування за наступною залежністю

$$P_{вак} = 1300e^{-1,34 \cdot 10^{-5} \cdot \tau^2}, \text{ Па}. \quad (3.98)$$

Для розрахунку концентрації гідрогену і нітрогену в сталі в процесі вакуумування відповідну залежність можна представити у вигляді

$$H(\tau) = e^{-\omega\tau} \left(H_o - \omega \int_0^{\tau} H_p e^{\omega\tau} d\tau \right), \% \quad (3.99)$$

або

$$H(\tau) = e^{-\omega\tau} [H_o + H_p (e^{\omega\tau} - 1)], \% \quad (3.100)$$

Рівноважний вміст газів в сталі визначається аналогічно розрахунку при порційному вакуумуванні [див. формули (3.66) і (3.67)].

Варіанти завдань на розрахунок

Індивідуальні завдання наведені в таблиці 3.12.

- 1) Визначити необхідну глибину вакууму, що забезпечує видалення газів з поверхні розплаву до заданої концентрації при температурі процесу 1550, 1580, 1500, 1620 і 1650 °С (табл. 3.12).
 - 2) Визначити глибину від дзеркала, на якій газ з розплаву в готову фазу можна видалити через бульбашку з $r_{кр} = 1$ мм при температурі металу 1580, 1600, 1620 °С; $P_{вак} = 0,1$ кПа.
 - 3) Оцінити можливість гомогенного зародження газової фази H_2 , N_2 і CO в об'ємі рідкого металу використовуючи рівняння (3.70). Величина $r_{кр} = 10^{-4}$ см; 10^{-3} см; 10^{-2} см. Зародження бульбашки відбувається в поверхневому шарі металу з $h=0$ і в середині об'єму ковша на глибині 1,0 м; 1,4 м; 1,8 м.
 - 4) Визначити кінцевий вміст вуглецю і кисню для умов:
 - початковий вміст вуглецю: % 0,35; 0,30; 0,25; 0,20; 0,15; 0,10;
 - початковий вміст кисню:
- а) в нерозкисленій сталі

$$O_o = 0,00384 + \frac{0,00313}{\%C}, \% \quad (3.101)$$

б) в розкисленій сталі, що містить 0,10...0,25 % Si при $t=1600$ °С, за константою

$$\lg k_{Si} \equiv \lg [Si] \cdot [O]^2 = -\frac{30410}{T} + 11,56. \quad (3.102)$$

Висота металу наприкінці (H), м: 2,5; 3,5; 4,5.

Залишковий тиск в камері 0,2, 1,0, 2,0 кПа.

Розрахунок виконати для умов відсутності перемішування, часткового і повного перемішування сталі в ковші.

- 5) Визначити кінцевий вміст водню і азоту враховуючи, що гомогенне утворення бульбашок H_2 і N_2 не відбувається, а дегазація здійснюється за рахунок бульбашок CO . Початковий вміст $[H]$ – 50 ppm, $[N]$ – 60 ppm. Оцінити роль дегазації сталі за рахунок бульбашок CO та з поверхні металу.
- 6) Розрахувати кінцеві концентрації вуглецю і кисню після вакуумування з числом циклів 10, 20, 30, 40, 50, 60. Початковий вміст вуглецю C_o , %: 0,35; 0,30; 0,25; 0,20; 0,15; 0,10.

Початковий вміст кисню:

- для нерозкисленої сталі

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

- для розкисленої сталі, з 0,10...0,25 % Si , за температури 1600 °C

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

Прийняти масу сталі 100, 250 і 350 т, місткість камери $M_{nop} = 0,1M_{cm}$, висоту шару металу 400...600 мм (в розрахунку можна визначити оптимальне

значення $\frac{M_{nop}}{M_{cm}}$). Залишковий тиск в камері в залежності від числа циклів

наведено у табл. 3.11.

- 7) Розрахувати кінцевий вміст водню і азоту в сталі після вакуумування з числом циклів 10, 20, 30, 40, 50, 60. Вихідний вміст водню і азоту, %:

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

Залишковий тиск в камері в залежності від числа циклів наведено у табл. 3.11.

- 8) Розрахувати кінцеві концентрації вуглецю і кисню при циркуляційному вакуумуванні протягом 2, 4, 6, 8, 10, 12 хв. Початковий вміст вуглецю і кисню прийняти таким же, як і при розрахунку порційного вакуумування. Величину тиску $P_{зовн}$ визначати за викладеною вище методикою. Швидкість циркуляції Q_m для ковшів ємністю 60...400 т можна прийняти 20...140 т/хв.
- 9) Розрахувати кінцевий вміст гідрогену і нітрогену в сталі після вакуумування протягом 4, 6, 8, 10, 12 хв. Початковий вміст гідрогену і нітрогену в сталі, %:

$N_o - 0,0008$	0,0006	0,0004
$N_o - 0,008$	0,006	0,004

Залишковий і середній тиск в камері в залежності від часу циркуляції визначити за формулою (3.98).

Таблиця 3.12 – Індивідуальні завдання до практичної роботи №5

№ з/п	Домішка(и)	Вміст, %	
		початковий	кінцевий
1	[H]	0,0006	0,0005
2	[C][O]	0,0033	0,0005
3	[C][O]	0,0033	0,002
4	[H]	0,0005	0,0002
5	[H]	0,0005	0,0003
6	[N]	0,005	0,003
7	[N]	0,006	0,004
8	[H]	0,0005	0,0004
9	[N]	0,004	0,003
10	[H]	0,0008	0,0007
11	[C][O]	0,0033	0,0015
12	[C][O]	0,0033	0,0003
13	[N]	0,007	0,006
14	[H]	0,0006	0,0004
15	[N]	0,006	0,005
16	[C][O]	0,0033	0,0025
17	[C][O]	0,0033	0,001
18	[H]	0,0008	0,0006
19	[N]	0,007	0,005
20	[N]	0,005	0,004

ЛІТЕРАТУРА

1. Технології підвищення якості сталі : підручник / Величко О. Г., Стоянов О. М., Бойченко Б. М., Нізяєв К. Г. Дніпропетровськ : Середняк Т. К., 2016. 196 с.
2. Металургія сталі. Конвертерне виробництво: теорія, технологія, якість сталі, конструкції агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія : підручник / О. Г. Величко та ін. Вид. 2-ге переробл. та допов. Дніпропетровськ : РВА «Дніпро-ВАЛ», 2015. 434 с.
3. Величко А. Г. Теория и практика вакуумной обработки стали : учеб. пособ. Днепропетровск, 1998. 92 с.
4. Смирнов А. Н., Зборщик А. М. Внепечное рафинирование чугуна и стали : учеб. пособ. Донецк : ГВУЗ «ДонНТУ», 2012. 186 с.
5. Внепечное рафинирование чугуна и стали / И. И. Борнацкий и др. Киев : Техника, 1979. 165с.
6. Ковальов Г. М. Позапічна обробка чорних металів : навч. посіб. Донецьк : Дон ГТУ, 1997. 213 с.
7. Смирнов А. Н., Жук В. Л., Туяхов А. И. Производство чугуна для отливок : учеб. пособ. Донецк : Норд-Пресс, 2010. 271 с.

Навчально-методичне видання

Стоянов Олександр Миколайович,
Рубан Володимир Олександрович,

**ОРГАНІЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЙ
З ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ СТАЛІ**

Навчально-методичні рекомендації
до лабораторних і практичних занять

Електронне видання

Експертний висновок склав канд. техн. наук, доц. Валерій Мамешин
Зареєстровано НМВ УДУНТ (№ 765 від 31.10.2024)

В авторській редакції
Комп'ютерна верстка В. О. Рубан

Формат 60x84 ¹/₁₆. Ум. друк. арк. 2,67. Обл.-вид. арк. 1,34.
Зам. № 82

Видавець: Український державний університет науки і технологій.
вул. Лазаряна, 2, ауд. 2216, м. Дніпро, 49010.
Свідоцтво суб'єкта видавничої справи ДК № 7709 від 14.12.2022

Адреса видавця та дільниці оперативної поліграфії:
вул. Лазаряна, 2, Дніпро, 49010