


ПОЗААГРЕГАТНА ОБРОБКА МЕТАЛУ

методичні вказівки до виконання
практичних, лабораторних робіт
та індивідуальних завдань
для студентів спеціальності 136 Металургія
усіх форм навчання
першого (бакалаврського) рівня вищої освіти

*Рекомендовано Науково-методичною
радою ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»
(протокол № 5 від «3» травня 2024 р.
Обов'язково до розміщення в репозитарії*

Запоріжжя 2024




Позаагрегатна обробка металу: методичні вказівки до виконання практичних, лабораторних робіт та індивідуальних завдань для студентів спеціальності 136 Металургія усіх форм навчання першого (бакалаврського) рівня вищої освіти / Укл.: О.М. Стоянов, Х.В. Малій, Є.В. Синегін. Запоріжжя, ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕ-ХНІКА», 2024. 59 с.

Викладено методичні вказівки до дисципліни «Позаагрегатна обробка металу» наведено методичні вказівки для виконання практичних завдань. Призначені для студентів спеціальності 136 – металургія (бакалаврський рівень).

Самостійне електронне текстове мережеве видання

Затверджено на засіданні кафедри
металургії, матеріалознавства
та організації виробництва
Протокол № 10 від «10» квітня 2024 р.

Узгоджено:
Секретар Редакційної ради


_____ Малій Х. В.
«15 » квітня 2024 р.

© ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», 2024



ЗМІСТ

ВСТУП	4
Практична робота №1 РОЗРАХУНОК ЗНИЖЕННЯ ТЕМПЕРАТУРИ СТАЛІ В КОВШІ	5
Практична робота №2 РОЗКИСЛЕННЯ І ЛЕГУВАННЯ СТАЛІ	10
Практична робота №3 ДЕГАЗАЦІЯ СТАЛІ В КОВШІ ПРИ ПРОДУВЦІ ІНЕРТНИМ ГАЗОМ	24
Лабораторна робота №1 ВИЗНАЧЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ДЕСУЛЬФУРАЦІЇ СТАЛІ ПРИ ВИКОРИСТАННІ РІЗНИХ ТИПІВ РАФІНУЮЧИХ СУМІШЕЙ	47
Індивідуальне завдання №1 РОЗРАХУНОК ПРОЦЕСІВ ДЕСУЛЬФУРАЦІЇ І РОЗКИСЛЕННЯ СТАЛІ В КОВШІ СИНТЕТИЧНИМИ ШЛАКАМИ	53
Індивідуальне завдання №2 ВИКОНАННЯ АНАЛІТИЧНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ ПРОЦЕСІВ ПОЗАПІЧНОЇ ОБРОБКИ СТАЛІ	57
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	59



ВСТУП

Позаагрегатна обробка металу – основний спеціальний курс металургійного спрямування, який дозволить Вам отримати знання в області сучасних технологій підготовки металу до конвертерної плавки і розливанні на МБЛЗ, які суттєво підвищують якість металу, забезпечують зниження матеріалоємності готової продукції. Прикметою курсу є розгляд передових технологій рафінування металу, визначення специфіки роботи підприємства в залежності від сортаменту металопродукції. Особливість курсу полягає у отриманні нових поглядів на визначення подальшого розвитку технологій позапічного рафінування металу, а також ознайомлення з тенденціями ресурсо-і енергозбереження як на вітчизняних так і закордонних металургійних підприємствах.

Дисципліна є фундаментальною та орієнтована на вивчення методів вирішення науково-технічних задач в галузі металургії. Також формує здатність здійснювати необхідні у виробничих умовах розрахунки процесів розкислення, десульфурзації, обробки металу при пониженому тиску.

Набуті знання і розуміння засад технологічних, фундаментальних та інженерних наук, що лежать в основі гідродинамічних і теплофізичних процесів розливання сталі, дозволять виконати дослідження в рамках виконання випускної кваліфікаційної роботи бакалавра.

Правила виконання робіт

1. Практичні, лабораторні та індивідуальні роботи виконуються згідно із затвердженим семестровим графіком, який викладається в Moodle.
2. Звіт про виконання роботи в обов'язковому порядку завантажується в систему Moodle в розділі відповідного курсу.
3. При захисті роботи студент зобов'язаний знати основні теоретичні положення за даною роботою.

Загальні вказівки щодо оформлення звіту та критерії оцінювання

Звіт повинен містити найменування та мету даної роботи, виконані розрахунки, за потреби висновки і практичні рекомендації.

Завдання здобувачами виконуються за допомогою обчислювальної техніки, опціонально у програмах Microsoft Excel, MathCAD та інших, що дозволяють виконувати розрахунки та здійснювати побудову графіків залежності. Результатом виконання робіт є оформлений за вимогами та зданий звіт.



Практична робота №1 РОЗРАХУНОК ЗНИЖЕННЯ ТЕМПЕРАТУРИ СТАЛІ В КОВШІ

Мета роботи: навчитися давати оцінку зміни температури металу при його транспортуванні і витримці в ковші.

Теоретичні положення

Протягом усього часу позапічної обробки сталі в ковші розплав втрачає тепло випромінюванням з поверхні і теплопровідністю через вогнетривку кладку ковша. Ці втрати тепла повинні бути компенсовані відповідним нагріванням розплаву в плавильному агрегаті або додатковим підігрівом металу під час позапічної обробки або після її закінчення. Тому особливо важливо вміти правильно оцінювати втрати тепла в ковші з моменту закінчення випуску сталі з сталеплавильного агрегату до моменту завершення розливання.

1.1 Зниження температури сталі при випуску і витримці сталі в ковші

Домінуючу роль у витратах тепла сталлю при витримці і обробці металу в ковші відіграє теплопередача теплопровідності через вогнетривку кладку та випромінюванням через відкриту поверхню металу. Цей процес може бути розглянутий як нестационарна теплопередача, так як тепло передається через вогнетривкі матеріали дуже повільно, і тепловий потік змінюється у часі.

Тепло, що віддається сталлю на нагрівання футеровки ковша

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

де M – маса сталі, кг;

C – питома теплоємність сталі, Дж/(кг·К);

ΔT - зниження температури сталі, К.

Втрати тепла через кладку ковша

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

де Q – втрати тепла з 1 м² футеровки протягом часу перебування сталі в ковші, т, Дж;

F – площа вогнетривкої кладки ковша (днище+стіни), м².

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

де λ – теплопровідність вогнетривів, Вт/(мК);
 T_1, T_0 – температура відповідно сталі і вогнетриву ковша, К;
 α – температура провідності вогнетриву, м²/ч,
 t – час контакту вогнетриву з рідкою сталлю, год.:

$$\gamma = \frac{\lambda}{C_p}. \quad (1.4)$$

Тепловий потік через поверхню кладки в цьому випадку

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

Якщо ківш зливу сталі вже нагрітий за час t_0 до визначеної температури T_0 , то для моменту t значення визначається з рівняння

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


При цьому тепловий потік

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

Прирівняв праві частини в рівняннях (1.1) і (1.2) та використовуючи вирази (1.3) і (1.6) для визначення теплового потоку до одиниці кладки розливающего ковша, можна з достатнім ступенем точності визначити зниження температури сталі ΔT за рахунок віддачі тепла футеровки ковша.

Значення об'ємної густини ρ , теплопровідності λ , теплопровідності α і середньої питомої теплоємності C на яких вогнетривких матеріалів при різних температурах наведені в табл. 1.1.

При безперервному циклі роботи сталеплавильних цехів можна вважати, що температура футеровки ковша до початку випуску дорівнює в середньому 400°C.



До витрат температури сталі, що пов'язані з нагріванням кладки ковша, додаються ще втрати, пов'язані з тепловипромінюванням при випуску і витримці в ковші і розливці.

Якщо τ – час випуску або витримки і розливки, хв., а F – тепловипромінювана поверхня рідкої сталі, m^2 , то

$$M_C \Delta T = \varepsilon \sigma_{\gamma} T^4 F \tau, \quad (1.8)$$

де ε – степінь чорноти рідкої сталі, $\varepsilon = 0,4$, для шлаку $\varepsilon = 0,9$; σ_{γ} – константа випромінювання абсолютно чорного тіла,

$$\sigma_{\gamma} = 5,775 \cdot 10^{-8} \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К}^4);$$

T – температура сталі на випуску, К.

Площа випромінювальної поверхні рідкої сталі може бути прийнята (на жолобі $\sim 1 \text{ м}^2$); в струмені $\sim 2,5 \text{ м}^2$, на дзеркалі ковша

$$S = \frac{M_{\text{ст}}}{P_{\text{ст}}} / H_{\text{к}}.$$

Залежність втрат температури сталі за рахунок випромінювання від часу випуску T

$$\Delta T = \frac{\varepsilon \sigma_{\gamma} T^4 F \tau}{60 M_C}. \quad (1.9)$$

1.2 Варіанти завдань на розрахунок

1.2.1. Дати оцінку зміни температури сталі при її науглецюванні, розкисненні і легуванні в ковші.

1.2.2. Розрахувати зниження температури сталі в результаті втрат через футеровку ковша (при витримці в ковші сталі 0,5; 0,75; 1,0; 1,25 год.). Побудувати графік залежності $\Delta T \text{ } ^\circ\text{C} \sim f(t)$.

1.2.3. Розрахувати тепловий потік через поверхню кладки ковша.

1.2.4. Визначити втрати температури сталі, пов'язані з тепловипромінюванням при випуску і витримці в ковші і розливці.

1.2.5. Визначити зниження температури рідкої сталі за рахунок охолодження вогнетривкою кладкою, яка протягом 1 год. попередньо нагрівалась до різних вихідних температур (0, 400, 800, 1200 $^\circ\text{C}$). Побудувати графік залежності $\Delta T \text{ } ^\circ\text{C} \sim f(t_1 T_0)$. Індивідуальні завдання наведені в табл. 1.2.




Таблиця 1.1- Значення об'ємної густини ρ , теплопровідності λ , температуропровідності α і середньої питомої теплоємності C , деяких вогнетривких матеріалів при різних температурах

Вогнетривкі матеріали	ρ , кг/дм ³ 300...1500 ⁰ C	λ , Вт/(м·К)				α , 10 ⁻³ , м ² /ч				C , Дж/(кг·К)			
		300 ⁰ C	800 ⁰ C	1100 ⁰ C	1500 ⁰ C	300 ⁰ C	800 ⁰ C	1100 ⁰ C	1500 ⁰ C	300 ⁰ C	800 ⁰ C	1100 ⁰ C	1500 ⁰ C
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	0,84
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
Хромомagneзит	3,10...3,25	3,50	2,56	2,33	2,1	4,3	2,8	2,2	1,8	0,27	0,29	0,31	0,34
Силікатна цегла	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
Корундова цегла	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
Вогнетривка легковажна цегла:													
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

Таблиця 1.2 - Індивідуальні завдання

№ п/п	Місткість ковша, т	Матеріал футеровки ковша	Розкислювач	Маса розкислення від процента маси сталі	Температура сталі при випуску, °С	Час витримки ковша, год.	Температура футеровки ковша перед випуском, °С
1	2	3	4	5	6	7	8
1	150	Шамот	FeMn (75%)	0,5	1615	0,50	200
2	150	Магнезит	FeSi (90%)	1,0	1620	0,75	20
3	150	Хромомагнезит (20%)	FeMn (65%)	0,5	1600	1,00	200
4	150	Силікатна цегла	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	Хромомагнезит (20%)	FeMn (75%)	0,5	1610	0,50	20
12	200	Силікатна цегла	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	Хромомагнезит (20%)	FeMn (65%)	1,0	1615	0,75	400
19	300	Силікатна цегла	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	Магнезитна цегла	FeMn (65%)	0,5	1605	0,75	600
25	300	Шамот високотемпературний	FeMn (75%)	1,0	1610	1,00	100



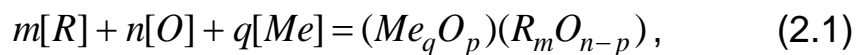
Практична робота №2 РОЗКИСЛЕННЯ І ЛЕГУВАННЯ СТАЛІ

Мета роботи: отримати знання і навчитися розраховувати процес розкислення сталі, давати оцінку ефективності використання феросплавів

Теоретичні положення

Для отримання якісного заданого типу сталю зливка необхідно регулювати вміст розчиненого кисню в рідкій сталі перед її розливкою. Вміст розчиненого в металі кисню в кінці плавки в результаті регулюючої дії вуглецю звичайно не співпадає з тим його вмістом, який необхідно мати в рідкій сталі при її розливці. 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. Велика частина утворених оксидів видаляється з металу. Процес розкислення сталі або взагалі якого-небудь металу (назвемо його розчинником) можна представити так:



де R – елемент-розчинник;

Me – розкислюючий метал-розчинник;

$(Me_qO_p)(R_mO_{n-p})$ - продукт розкислення, в складі якого може міститися та чи інша кількість оксиду металу-розчинника.

В якості розкислювачів – елементів, що з'єднуються з розчиненим в металі киснем і які забезпечують отримання необхідного при даній концентрації вуглецю в металі вмісту розчиненого кисню, найчастіше застосовуються марганець, кремній і алюміній, рідше кальцій, титан, цирконій, ванадій.

Осаджуюче розкислення дає найкращі результати при поєднанні наступних умов:

- а) достатній міцності оксидів, що утворюються при поєднанні елементів-розкислювачів з киснем;
- б) швидкого розчинення розкислювачів;

- в) великої кількості спливання продуктів розкислення;
- г) гарного поглинання продуктів розкислення оксидною фазою (шлаком, плівкою оксидів), дотичної з рідким металом, що розкислюється;
- д) відсутності небажаного впливу елементів, що розкислюються.

Цим властивостям найбільш повно відповідають феросплави – феромарганець, феросиліцій, металічний алюміній, комплексні розкислювачі – силікомарганець, АМС та ін. Рідше застосовуються феротитан, фероцирконій, фероніобій та ін.

Хімічний склад деяких розкислювачів приведений в табл. 2.1 – 2.6.

Звичайно метал розкислюють не одним розкислювачем. Наприклад, марганець володіє дуже низькою розкислювальною здатністю. Він не може забезпечити таку низьку активність кисню, яка необхідна для спокійного затвердіння металу без утворення оксиду вуглецю в ділянках локальних скупчень (внаслідок ліквідації) кисню і вуглецю. Тому марганець як єдиний (або майже єдиний) розкислювач застосовується тільки для підтримання активності кисню в оптимальних межах при виробництві киплячої сталі.

Таблиця 2.1 - Хімічний склад феромарганцю

№ п/п	Група	Марка	Вміст марганцю, %	Вміст компоненту, % (не більш)			
				C	Si	P	S
1	2	3	4	5	6	7	8
1.	Високовуглецевий	ФМн78	78-82	7,0	2,0	0,35	0,03
		ФМн75	75	7,0	1,0	0,45	0,03
2.	Середньовуглецевий	ФМн2,0	75	2,0	2,0	0,35	0,03
		ФМн1,0	75	1,0	2,0	0,35	0,03
3.	Низьковуглецевий	ФМн0,5	65	0,5	2,0	0,30	0,03

Таблиця 2.2 - Хімічний склад феросиліцію

№ п/п	Марка	Вміст кремнію, % (не менш)	Вміст компоненту, % (не більш)					
			C	S	P	Al	Mn	Cr
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1.	ФС 90	89	-	0,02	0,03	2,5	0,2	0,2
2.	ФС 75	74-80	-	0,02	0,05	-	0,4	0,4
3.	ФС 45	41-47	-	0,02	0,05	2,0	0,6	0,5
4.	ФС 20	19-23	1,0	0,02	0,10	1,0	1,0	-

Таблиця 2.3 - Хімічний склад ферохрому

Група	Марка	Вміст хрому, % (не менш)	Вміст компоненту, % (не більш)			
			C	Si	P	S
1	2	3	4	5	6	7
Вуглецевий	ФХ	65	6,5	2,0	0,03	0,06
	605А	65	8,0	2,0	0,03	0,06
	ФХ 800А					
Середньовуглецевий	ФХ	65	4,0	2,0	0,03	0,04
	400А	65	2,0	2,0	0,03	0,04
	ФХ 200А					
Низьковуглецевий	ФХ	65	0,5	2,0	0,03	0,03
	050А	65	0,1	1,0	0,03	0,03
	ФХ	68	0,03	1,0	0,02	0,03
	010А	68	0,01	0,3	0,02	0,03
	ФХ					
	003А ФХ 001А					

Таблиця 2.4 - Хімічний склад силікомарганцю

Марка	Вміст, %		Вміст компоненту, % (не більш)		
	кремнію	марганцю (не менш)	Вуглець	Фосфор	Сірка
1	2	3	4	5	6
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 2.5 - Хімічний склад силікокальцію

Марка	Кальцій (не менш)	Залізо	Вміст компоненту, % (не більш)		
			Алюміній	Вуглець	Фосфор
1	2	3	4	5	6
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

Таблиця 2.6- Хімічний склад інших феросплавів

Назва феросплаву	Марка	Ведучий елемент	Вміст компоненту, % (не більш)					
			C	S	P	Al	Mn	Cr
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Феромолібден	ФМ060	60	0,05	0,05	0,10	0,30	-	0,50
Феровольфрам	ФМ70	70	0,30	0,04	0,08	0,40	-	0,15
Ферованадій	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
Феротитан	ФТи68	68	0,20	0,05	0,05	0,05	5,0	0,20

Кремній також не застосовується як єдиний розкислювач, так як при значних вмістах кремнію, необхідних для отримання низьких концентрацій кисню, продуктами розкислення є відносно тугоплавкі кварцові і силікатні включення, а можливо навіть і дрібні включення монооксиду кремнію, величезно негативно впливають на механічні властивості сталі. Тому сталь розкислюють послідовно декількома спочатку більш слабкими, потім більш сильними або комплексними розкислювачами, що містять у своєму складі кілька елементів - розкислювачів: а) кремній і марганець, б) кремній, марганець і алюміній, в) кремній і кальцій і т.п.

Мета застосування декількох, простих або комплексних розкислювачів - отримати легкоплавкі продукти розкислення, швидко формуються у відносно великі крапельки, які швидко спливають і легко асимілюються тими чи іншими шлаками, які покривають метал.

Друга мета застосування декількох розкислювачів - прагнення отримати найбільш сприятливу форму неметалічних включень, що частково залишаються в металі.

Найбільш правильно вводити спочатку феромарганець, а потім феросиліцій. Таким чином легше отримати рідкі продукти розкислення.

Доцільніше здійснювати розкислення в ковші, ніж у сталеплавильному агрегаті, так як при цьому вигар розкислювача менший.

Для прискорення плавлення і досягнення більшої рівномірності розподілу в обсязі металу розкислювачів їх присаджують в ківш невеликими шматками (50...60 мм в діаметрі) або в розплавленому вигляді. Останній доцільніший, особливо тоді, коли розкислювач одночасно є і легуючим компонентом, і його доводиться вводити у великих кількостях.

Перспективно застосувати розкислювачі і легуючі добавки в дробленому та збрикетованому вигляді. У цьому випадку для прискорення плавлення і розчинення брикетів і зменшення теплових втрат іноді застосовуються екзотермічні добавки (алюміній, силікокальцій), які виділяють при згорянні велику кількість тепла, достатнього для розплавлення легуючих і розкислюючих матеріалів.

При легуванні сталі елементи, що володіють меншою спорідненістю до кисню, ніж залізо (Ni, Mo, Cu та ін) можна давати в завалку, так як вони практично не окислюються. Навпаки, легуючі елементи, володіють більш високою спорідненістю до кисню, ніж залізо (Cr, W, V, Ti та ін.) дають в ківш після розкислення металу феросиліцієм і алюмінієм.

2.1 Розрахунок витрати феросплавів для розкислення і легування сталі

Для проведення розкислення необхідно задатися умовами проведення розкислення сталі. Від правильного вибору умов розкислення значною мірою залежить відповідність результатів розрахунку практичним даним.

Розкислювачі присаджуються в ківш в кількості, що забезпечує отримання (з урахуванням вигару) середньозаданого вмісту елементів у готовій сталі. Їх кількість $M_{FeMn}, M_{FeSi}, M_{SiMn}$ розраховується за рівняннями:

- при розкисленні феромарганцем киплячих сталей

$$M_{FeMn} = \frac{M_{nos}(M_{n_{ст}}^{cp} - Mn_{пов})}{Mn_{FeMn}(1 - 0,01Y_{Mn})}; \quad (2.2)$$

- при розкисленні феромарганцем і феросиліцієм спокійних і напівспокійних сталей

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

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

- при розкисленні силікомарганцем з коректуванням феромарганцем

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

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

- при розкисленні силікомарганцем з коректуванням феросиліцієм

$$M_{SiMn} = \frac{M_{nos} (M_{nos} - Mn_{пов})}{Mn_{SiMn} (1 - 0,01Y_{Mn})}; \quad (2.7)$$

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

Витрата коксиду для науглецювання

$$M_{\kappa} = \frac{M_{\text{вун}} (C_{CT}^{cp} - C_{пов})}{C_{\kappa} (1 - 0,01Y_C)} - \frac{C_{FeMn}}{C_{\kappa}} M_{FeMn} (1 - 0,01Y_C) - \frac{C_{SiMn}}{C_{\kappa}} M_{SiMn} (1 - 0,01Y_C). \quad (2.9)$$

В рівняннях (2.2) – (2.9) $C_{CT}^{cp}, Mn_{CT}^{cp}, Si_{CT}^{cp}$ - середній вміст елементів готової сталі, %


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

де $C_{пов}, Mn_{пов}, Si_{пов}$ - вміст елементів в кінці плавки перед випуском із сталеплавильного агрегату, %;

$M_{пов}$ – маса сталі в сталеплавильному агрегаті перед випуском в ківш;

Y_C, Y_{Mn}, Y_{Si} - вигар елемента-розкислювача;

$Mn_{FeMn}, Si_{FeSi}, Mn_{SiMn}, Si_{FeMn}, C_{\kappa}$ - вміст елементів-розкислювачів в феросплавах і коксиду.



Вигар елемента-розкислювача визначається в основному вмістом вуглецю в металі перед випуском, умовами проведення випуску і розкислення, і обирається студентом з табл. 2.7 або розраховується за наступними формулами.

При $[C]_{\text{пов}} < 0,1\%$ вигар вуглецю

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

при $[C]_{\text{пов}} \geq 0,1\%$

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

при $[C]_{\text{пов}} < 0,1\%$ вигар марганцю

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

при $[C]_{\text{пов}} \geq 0,1\%$

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

Виразами (2.12) і (2.13) можна скористатися при розрахунку вигару кремнію (Y_{Si}).

Вигар розкислювача в ковші при обробці залежить не тільки від вмісту вуглецю в сталі перед випуском (що визначає концентрацію розчиненого кисню), але і від кількості пічного окисленого шлаку в сталерозливному ковші, організації струменя металу при випуску сталі в сталерозливний ківш і ряду інших чинників. Найчастіше ці параметри (окрім вмісту вуглецю в сталі) важко піддаються кількісній оцінці. Тому орієнтовна величина можливого вигару розкислювача визначається по змісту вуглецю в сталі перед випуском.

Неправильний вибір величини вигару розкислювача призводить до невідповідності хімічного складу сталі заданому або перевитраті розкислювачів і відповідного збільшення собівартості сталі.

Таблиця 2.7 - Вигар елементів при розкисленні і легуванні сталі

№ п/п	Феросплав	Мета і умови введення феросплаву	Вигар основного елемента, %
1.	Феромарганець	Розкислення киплячої сталі <0,1% [C] ≥ 0,1% [C]	20-30 15-20
2.	Феросиліцій	Після попереднього розкислення Без попереднього розкислення	5-15 15-30
3.	Силікомарганець		
4.	Алюміній	Розкислення Легування	до 100 10-50
5.	Феротитан	Після розкислення в печі і ковші	35-60

2.2 Розрахунок маси сталі після розкислення і її складу

Маса сталі після розкислення

$$M_{CT} = M_{нов} + 0,01M_{FeMn}(100 - 0,01Mn_{FeMn}Y_{Mn} - 0,01Si_{FeMn}Y_{Si} - Al_{FeMn}) + 0,01M_{FeSi}(100 - 0,01Mn_{FeSi}Y_{Mn} - 0,01Si_{FeSi}Y_{Si} - Al_{FeSi}) + 0,01M_{SiMn}(100 - 0,01Mn_{SiMn}Y_{Mn} - 0,01Si_{SiMn}Y_{Si} - Al_{SiMn}) + 0,01M_{\kappa}(100 - 0,01Y_C). \quad (2.14)$$

Тоді хімічний склад сталі після розкислення

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

$$M_{CT} = \frac{1}{M_{CT}} [M_{пов} Mn_{нов} + (1 - 0,01Y_{Mn})(M_{FeMn} Mn_{FeMn} + M_{FeSi} Mn_{FeSi} + M_{SiMn} Mn_{SiMn})]; \quad (2.16)$$

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

$$S_{ст} = \frac{1}{M_{ст}} (M_{нов} S_{нов} + M_{FeMn} S_{FeMn} + M_{FeSi} S_{FeSi} + M_{SiMn} S_{SiMn} + M_{к} C_{к}); \quad (2.18)$$

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

Собівартість розкислення сталі визначається з використанням даних табл. 2.8

$$Cоб = M_{фероспл} \times Ц, \quad (2.20)$$

де Ц – оптова ціна за 1% ведучого елемента (табл. 2.8), долар. і [M]_{фероспл} (т),

[E]_{пов} – вміст елемента відповідно після розкислення і на повалці, %.

У реальних умовах проведення розкислення сталі в ковші результати процесу і його собівартість забезпечуються точністю визначення витратою розкислювача. Ця величина, у свою чергу, залежить від правильної оцінки вигару розкислювача для конкретних вихідних параметрів процесу.

Одержання сталі з мінімальним змістом легуючого елемента в діапазоні, заданому хімічним складом сталі по стандарту, забезпечує необхідні для даної марки сталі властивості. При цьому витрати розкислювачів і собівартість сталі зменшуються. Ці моменти необхідно також врахувати при проведенні процесу розкислення й легування сталі.

При спільному розкисленні кремнієм і марганцем (наприклад, силікомарганцем), прийнявши в продуктах розкислення (SiO₂)_{нас} ~ 50%, можна розрахувати

$$[O] = \frac{50K_0}{1 + K_0 K_{MnO} [Mn]}; \quad (2.21)$$

$$[\% Si] = \frac{(1 + K_0 K_{MnO} [Mn]^2)}{50^2 + K_0 K_{MnO} [Mn]}; \quad (2.22)$$

$$[FeO] = \frac{50}{1 + K_0 K_{MnO} [Mn]}; \quad (2.23)$$

Таблиця 2.8 - Оптові ціни на феросплави

Вид продукції	Марка	Ведучий елемент	Оптова ціна за 1% ведучого елемента, долар
1	2	4	5
Феросиліцій	ФС90	Si	4-30
	ФС75	Теж саме	2-85
	ФС65	«-«	2-80
	ФС45	«-«	2-40
	ФС25	«-«	2-10
	ФС20	«-«	1-75
Силікомарганець	СМн-26	Mn	5-90
	20	Теж саме	5-05
	14	«-«	3-80
	26	«-«	2-40
	20	«-«	2-05
	14	«-«	1-05
Феромарганець	ФМн78а	Mn	6-40
	78	«-«	4-00
	75А	«-«	6-20
	75К	«-«	3-90
Марганець металічний	МР00	Mn	16-50
	МР1	«-«	7-90
	МР2	«-«	7-40
Ферохром низьковуглецевий	ФХ001А	Cr	9-75
	Б	Теж саме	9-50
	6А	«-«	6-15
	6Б	«-«	6-05
Ферохром середньовуглецевий	ФХ100А	«-«	5-15
	400А	«-«	4-60
	650А	«-«	4-30
	800А	«-«	3-15
Хром металічний	Х99	«-«	19-00
Феровольфрам	ФВ70	W	175-00
Феромолібден	ФМо60	Mo	159-00
Ферованадій	ФВд235А	V	83-00
Фероніобій	ФНо	Nb	251-00
Феротитан	ФТи30А	Ti	29-00
Феробор	ФВ20	B	240-00

де K_0 – константа рівноважного розподілу кисню між металом і шлаком,

$$K_0 = \frac{[O]}{[FeO]};$$
$$\lg K_0 = \lg \frac{[O]}{[FeO]} = -\frac{14000}{T} + 5,67. \quad (2.24)$$

Для з'ясування впливу температури процесу на розкислюючу здатність елементів-розкислювачів розрахунок K_0 проводиться при температурах 1550, 1600 і 1650 °С.

Концентрація Al в сталі після розкислення приймається рівною в діапазоні 0,002-0,01%.

2.3 Розрахунок рівноважної концентрації кисню

Рівноважна концентрація кисню для реакції (2.1)

$$[O]_{рівн} = \sqrt{\frac{\alpha(RmO_{п-р})(Me_g O_p)}{[R]^m K_p}}. \quad (2.25)$$

З рівняння (2.25) видно, що ступінь розкислення сталі, обумовлена рівноважною концентрацією кисню, залежить від температури через K_p : концентрації елемента-розкислювача в металі ($[R]^m$), активності оксиду в шлаці ($\alpha(RmO_{п-р})(Me_g O_p)$).

Чим менша активність оксиду, тим нижча рівноважна концентрація кисню. На цьому принципі засновано застосування комплексних розкислювачів, в яких міститься декілька елементів-розкислювачів (силікомарганець, силікокальцій, алюміній, марганець, кремній та ін.).

Для реакції розкислення марганцем константа рівноваги

$$\lg K_{MnO} = \lg \frac{[Mn]\alpha_0}{\alpha_{(MnO)}} = \frac{12760}{T} - 5,68 \quad (2.26)$$

При вмісті марганцю в розплаві менш 0,8% активність MnO в продуктах розкислення внаслідок утворення розчину FeO, MnO знижується. При цьому обчислення рівноважної концентрації кисню

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

Для реакцій розкислення вуглецем, кремнієм і алюмінієм активність продуктів розкислення можна розрахувати з виразів

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

$$\lg K_{SiO_2} = \lg[Si]\alpha_0 = \frac{31000}{T} - 12,15; \quad (2.29)$$

$$\lg K_{Al_2O_3} = \lg \alpha_{[Al]}^2 \alpha_0^3 = \frac{62780}{T} - 20,17. \quad (2.30)$$

2.4 Зміна температури металу при розкисленні і легуванні

Температура сталі при випуску в ківш змінюється не тільки за рахунок витрат тепла тепловипромінюванням або теплопровідністю, але і за рахунок присадки легуючих елементів.

Легуючі елементи використовуються або в чистому вигляді або у вигляді сплавів, в більшій мірі у вигляді сплавів з залізом (феросплавів). При присадці легуючих матеріалів варто враховувати наступні зміни ентальпії сталі, віднесені до одиниці маси:

а) нагрівання і плавлення присадок, що відбуваються з витратами тепла ΔH^h ;

б) розкладання інтерметалічних з'єднань, що знаходяться в сплавах, з підводом тепла ΔH^p ;

в) змішування розплавленої присадки з рідкою сталлю, при цьому змішування тепла ΔH^m у випадку утворення ідеального розчину дорівнює нулю; якщо розчин, що утворюється, не є ідеальним, то може бути як виділення ($\Delta H^m < 0$), так і поглинання ($\Delta H^m > 0$) тепла при змішуванні;

г) взаємодія між легуючою присадкою і киснем, розчиненим в сталі, з виділенням тепла реакції ΔH^b .

Якщо в сталевий розплав вводиться $x\%$ сплаву (вміст марганцю або кремнію в металі), а c – питома теплоємність сталі $0,84$ кДж/кг*К, то зміна температури розплавленої сталі при легуванні

$$100c\Delta T = x(\Delta H^h + \Delta H^p + \Delta H^m + \Delta H^b). \quad (2.31)$$

Тоді

$$\Delta T = \frac{x^*(\Delta \sum H)}{C}. \quad (2.31)$$

Приведений розрахунок у виразі (2.31) дозволяє оцінити зміну температури рідкої сталі при введенні в неї 1% легуючого елемента.

Таблиця 2.9

Феросплави і легуючі елементи	$\Delta T, ^\circ\text{C}$ ($\Delta \sum H$)	
Алюміній	-3	(зниження температури сталі)
FeAl (50%)	-40	Те ж
Вуглець	- 77,6	«-«
Хром	-20	«-«
FeCr (70%)	-30	«-«
Марганець	-20	«-«
FeMn (75%)	-31	«-«
FeMn (65%)	-16	«-«
Кремній	+15	(підвищення температури сталі)
FeSi (90%)	+11	Те ж
FeSi (75%)	+1	«-«

Таким чином, за допомогою наведених даних можна оцінити зміну температури рідкої сталі при розкисленні і легуванні, витримці в ковші.

2.5 Варіанти завдань на розрахунок

2.5.1. Відповідно до індивідуального завдання вибрати феросплави для розкислення сталі й розрахувати необхідну їх кількість (індивідуальні завдання наведені в табл. 2.10).

2.5.2. Розрахувати результати розкислення: маси сталі, її хімічного складу після розкислення,

2.5.3. Проаналізувати витрати на розкислення сталі. Оцінити економічну доцільність вибору феросплавів для розкислення сталі (оптові ціни на феросплави наведені в табл. 2.8).

2.5.4. Розрахувати рівноважну концентрацію кисню після розкислення сталі. Побудувати залежність $[O]-f(T, E)$.

2.5.5. Проаналізувати результати розрахунку і зробити висновки.

Таблиця 2.10 - Індивідуальні завдання

№ п/п	Склад сталі, %			Склад сталі перед розкис- ленням, %		Температура сталі, °С	Маса сталі перед випуском, т
	Вуглець	Кремній	Марганець	Вуглець	Марганець		
1	2	3	4	5	6	7	8
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	0,3-0,60	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	150
10	0,06-0,12	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	0,50-0,80	0,30	0,18	1610	240
15	0,22-0,30	До 0,15	0,8-1,2	0,26	0,16	1600	250
16	0,38-0,49	0,05-0,15	0,5-0,80	0,44	0,20	1590	280
17	0,27-0,57	0,05-0,15	0,5-0,80	0,52	0,22	1600	300
18	0,40-0,50	0,05-0,15	0,5-0,80	0,46	0,24	1620	320
19	0,50-0,60	0,12	0,50-0,80	0,54	0,18	1580	340
20	0,60-0,80	0,15-0,30	0,6-0,80	0,68	0,20	1590	350
21	0,50-0,73	0,15-0,30	0,6-1,00	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



Практична робота №3 ДЕГАЗАЦІЯ СТАЛІ В КОВШІ ПРИ ПРОДУВЦІ ІНЕРТНИМ ГАЗОМ

Мета роботи: навчитися розраховувати процес дегазації металу при продувці нейтральним газом

Теоретичні положення

Продувка металу інертними газами як метод підвищення якості металу отримала широке промислове розповсюдження. При продувці металу інертними газами зменшується хімічна неоднорідність сталі в ковші: зменшується кількість газів в металі; відбувається енергетичне перемішування розплаву, полегшується видалення в шлак неметалічних включень; знижується і вирівнюється температура металу.

Для вдування інертного газу використовуються дуттьові пристрої, через які газ підводиться зверху або знизу. Верхні погрузні фурми представляють собою трубку з циліндричним соплом, футеровану високоглиноземистим вогнетривом. При подачі газу через дно застосовуються дуттьові пристрої, що встановлюються в затворі шибєрного типу або продувку здійснюють через пористі пробки. В пористих пробках діаметр пор складає 1...1,5 мм. При продувці біля зрізу сопла формуються газові порожнини, які збільшуються в розмірах за рахунок нагріву газу до температури металу і зміни феростатичного тиску, здобувають грибоподібну форму, пульсують і можуть розпадатися на групи пухирців менших розмірів.


Для умов продувки металу в ковшах місткістю 100...350 т середній розмір пухирців, що утворюються, можна визначити за емпіричною формулою:

$$r_{\text{пухирця}} = \sqrt{\frac{3}{4\pi} \cdot 0,976 \cdot q^3}, \quad (3.1)$$

де q – об'ємна витрата нейтрального газу через сопло, визначається з врахуванням температури газу перед соплом і тиском, з яким подається газ.

Якщо радіус пухирця більший критичного, пухирець руйнується. Вторинне дроблення може відбуватись багатократно до тих пір, доки розмір пухирця $r_{\text{пухирця}}$ не стане менше критичного $r_{\text{критич}}$.

При введенні нейтрального газу через пористі донні блоки розміри пухирців можна оцінити виходячи з припущення, що до моменту відриву



від пори його підйомна сила дорівнює утримуючій силі поверхневого натягу по периметру пори. Тоді діаметр пухирця можна визначити з рівняння

$$\pi D_{пор} \delta = \frac{4}{3} \pi r_{пухирця}^3 g (\rho_1 - \rho_2), \quad (3.2)$$

де $d_{пор}$ – діаметр пор, м;

σ – поверхневий натяг, $\delta=1,20\dots 1,50$ Н/м;

ρ_1, ρ_2 – густина відповідно металу і газу, кг/м^3 ; g - прискорення вільного падіння, м/с^2 .

Нехтуючи густиною газу, отримуємо

$$r_{бул} = \sqrt[3]{\frac{3\sigma \cdot d_{пор}}{4g\rho_m}}, \text{ м.} \quad (3.3)$$

3.1 Розрахунок видалення водню

Продувка рідкої сталі в ковші інертним газом супроводжується видаленням з металу розчинених в ньому водню і азоту. В пухирці чистого газу, що використовується для продувки (аргону), парціальні тиски інших газів, таких як водень, азот дорівнює нулю, і тому ці гази намагаються виділитися з розплаву в пухирець інертного газу. Цей процес продовжується до тих пір, доки в пухирці інертного газу парціальний тиск газів, що видаляються, не досягає тиску насичення:

$$P_{H_2} = \frac{[\% H]^2}{(K_{H_2})^2}; \quad (3.4)$$

$$P_{N_2} = \frac{[\% N]^2}{(K_{N_2})^2}. \quad (3.5)$$

При практичному використанні продувки рідкої сталі аргоном досягнений результат по дегазації металу залежить від багатьох факторів: температури, способу продувки, витрати газу, наявності поверхнево активних домішок (кисню, сірки) в розплаві та ін.

Процесу дегазації сприяють невеликі відстані між окремими пухирцями інертного газу, тривалий час перебування пухирців в розплаві, висока стійкість дифузії газів, що видаляються, велика поверхня розділу та високий градієнт концентрації газів, що видаляються між розплавом і пухирцем інертного газу. При постійній витраті газу, що продувається, дифузійний шлях розчинених в сталі газів тим менший, чим більша кількість пухирців, тобто чим вони дрібніші. Дрібні пухирці впливають повільніше і більш тривалий час знаходяться в розплаві.

Для орієнтовної оцінки ефективності обробки сталі аргоном можна скористатися рівнянням Геллера, у висновку якого використаний рівноважний закон Сівертса. В основу цього рівняння прийняті наступні міркування. Газ, що використовується для продувки, практично нерозчинний в розплавленій сталі і не реагує ні з нею, ні з видаленим газом; в сталі розчинений тільки один газ; в пухирці газу, що вдувається, який має нескінченно маленькі розміри, за час його впливання досягається рівноважний тиск насичення газу, що видаляється з розплаву.

Розглянемо процес видалення водню із сталі при продувці аргоном. Нехай водень об'ємом V_H розчинений в металі.

При продувці аргоном та проходженні через метал пухирця аргону об'ємом dV_{Ar} останній захоплює з собою невеликий об'єм водню dV_H . Загальний тиск газу в пухирці P включає в себе парціальний тиск водню і аргону ($P = P_{H_2} + P_{Ar}$), що визначаються концентраціями цих газів в пухирці.

Відношення об'ємних концентрацій обох газів в пухирці пропорційно відношенню їх парціальних тисків. Таким чином, для співвідношення об'ємів водню і аргону буде справедливий вираз

$$\frac{dV_H}{dV_{Ar}} = \frac{P_{H_2}}{P_{Ar}} \quad (3.6)$$

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

$$\frac{dV_H}{dV_{Ar}} = \frac{P_{H_2}}{P - P_{H_2}} \quad (3.7)$$

Тоді в пухирець переходить розчинений газ:

$$dV_H = \frac{P_{H_2}}{P - P_{H_2}} dV_{Ar}. \quad (3.8)$$

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

$$V_H = \frac{1000C_T[\%H]22,4}{M_{H_2}100}, \quad (3.9)$$

де C_T – маса сталі, т;

M_{H_2} - молекулярна маса водню,

$M_{H_2} = 2$; 22,4 м³ – об'єм, що займає 1 кг-молів водню, або

$$dV_H = \frac{22,4C_T}{M_{H_2}} d[\%H]. \quad (3.10)$$

У відповідності з законом Сівертса масова концентрація водню пропорційна його парціальному тиску над розплавом:

$$[\%H] = K_H \sqrt{P_{H_2}}, \quad (3.11)$$

де K_H – константа рівноваги реакції розчинення газу:

$$P_{H_2} = \frac{[\%H]^2}{K_{H_2}^2}. \quad (3.12)$$

Прирівняв праві частини у виразах (4.8) і (4.10), отримаємо

$$\frac{22,4C_T}{M_{H_2}} d[\%H] = \frac{P_{H_2}}{P - P_{H_2}} dV_{Ar}, \quad (3.13)$$

звідки з врахуванням (4.12)

$$dV_{Ar} = \frac{22,4C_T}{M_{H_2}} \frac{PK_{H_2}^2 - [\%H]^2}{[\%H]^2} d[\%H]. \quad (3.14)$$

Далі в інтегральній формі

$$\int_0^v dV_{Ar} = \frac{22,4G}{M_{H_2}} \int_{[\%H]_{\text{вих}}}^{[\%H]_{\text{кін}}} \frac{PK_{H_2}^2 - [\%H]^2}{[\%H]^2} d[\%H], \quad (3.15)$$

або

$$\int_0^v dV_{Ar} = \frac{22,4G}{M_{H_2}} \int_{[\%H]_{\text{вих}}}^{[\%H]_{\text{кін}}} \frac{PK_{H_2}^2 - [\%H]^2}{[\%H]^2} dH \int_{[\%H]_{\text{вих}}}^{[\%H]_{\text{кін}}} d[\%H], \quad (3.16)$$

де $[\%H]_{\text{вих}}$, $[\%H]_{\text{кін}}$ – концентрація водню відповідно до і після продувки аргоном, %.

Інтегрування виразу (4.16) в межах вихідної $[\%H]_{\text{вих}}$ і кінцевої $[\%H]_{\text{кін}}$ концентрації газу, що видаляється приводить до наступного рівняння для визначення кількості газу для продувки:

$$V_{Ar} = \frac{22,4G}{M_{H_2}} [PK_{H_2}^2 \left(\frac{1}{[\%H]_{\text{кін}}} - \frac{1}{[\%H]_{\text{вих}}} \right) + ([\%H]_{\text{вих}} - [\%H]_{\text{кін}})]. \quad (3.17)$$

Якщо тиск P виражений в паскалях, необхідно його значення розділити на коефіцієнт $9,8066 \cdot 10^4$.

Питома витрата аргону $V'_{Ar} = V_{Ar} / C_T, \text{ м}^3 / \text{Т}$:

$$V'_{Ar} = \frac{V_{Ar}}{C_T} = 112K_{H_2}^2 P \left(\frac{1}{[\%H]_{\text{кін}}} - \frac{1}{[\%H]_{\text{вих}}} \right); \quad (3.18)$$

$$\lg K_{H_2} = -\frac{1900}{T} - 1,577. \quad (3.19)$$

Концентрацію водню прийнято виражати в мільярдах на 100 г металу.

Переведення масової концентрації водню в мілілітрах на 100 г і назад можна здійснювати, використовуючи вираз (4.20):

$$[\%H] = \left[\frac{M_L}{100g} H \right] / H_{200}. \quad (3.20)$$

Співставлення результатів розрахунку по виразу (3.16) з практичними даними показує, що рівняння Геллера дає знижену витрату аргону. Тому і в вираз (4.18) вводиться поправочний коефіцієнт L , що характеризує ступінь наближення до рівноваги процесу видалення водню при продувці аргонном, тобто

$$V_{Ar}' = \frac{112K_{H_2}^2 P}{L} \left(\frac{1}{[\% H]_{кин}} - \frac{1}{[\% H]_{вих}} \right). \quad (3.21)$$

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

Наведене рівняння Геллера для водню справедливо для впливаючих пухирців газу, що продувається в той момент часу, коли вони безпосередньо досягають поверхні розплаву.

Було виведено диференціальний вираз, що описує зміни загальної кількості газу в пухирцях продувочного газу в залежності від висоти впливання для будь-якого моменту часу:

$$\frac{dV_{H_2+Ar}}{dh} = \Phi_n^{5/12} P^{-5/12} ([\% H]_{вих} - K_s \sqrt{\frac{V_{H_2+Ar} - V_{Ar}}{V_{H_2+Ar}} P}), \quad (3.22)$$

де V_{H_2+Ar} - загальна кількість газу, що міститься в пухирцях, моль; h – висота впливання пухирця з дна ковша до моменту часу t , см:

$$\Phi = \left[\frac{6\pi DRT}{\sqrt{\frac{4}{3} g \left(\frac{3RT}{4\pi} \right)^{1/6}}} \right]^{1/2}, \quad (3.23)$$

D – коефіцієнт дифузії газу, що видаляється, $\text{см}^2/\text{с}$;

R – газова стала; $R = 8,311 \cdot 10^7 \text{ г} \cdot \text{см}^2 / (\text{с}^2 \cdot \text{моль} \cdot \text{К})$;

T – абсолютна температура;

g – прискорення вільного падіння, $\text{см}/\text{с}^2$;

p – загальний тиск на пухирці до часу t , $\text{г}/(\text{см} \cdot \text{с}^2)$;

K_s – константа рівноваги реакції розчинення газу, що видаляється;

V_{Ar} – кількість молекул газу, що продувається в одному пухирці.

Згідно розрахунків насичення пухирців невеликого розміру (до 3 мм) газами, що видаляються відбувається дуже швидко.

3.2 Розрахунок видалення азоту

При продувці сталі аргоном видалення азоту розраховується за формулою, аналогічній (4.18):

$$V'_{Ar} = \frac{V_{Ar}}{G} = 112K_{N_2}^2 P \left(\frac{1}{[\%N]_{кин}} - \frac{1}{[\%N]_{вих}} \right) \quad (3.24)$$

або з врахуванням коефіцієнта L

$$V'_{Ar} = \frac{8K_{N_2}^2 P}{L} = \left(\frac{1}{[\%N]_{кин}} - \frac{1}{[\%N]_{вих}} \right). \quad (3.25)$$

Величину K_{N_2} можна знайти із рівняння


$$\lg K_{N_2} = -\frac{767}{T} - 0,95. \quad (3.26)$$

Степінь наближення до рівноваги процесу видалення газу при продувці аргоном буде визначатися процесами їх масопереносу в рідкому металі і десорбції з поверхні в газовий пухирець. Відомо, що швидкості цих процесів для азоту значно менше, ніж для водню (наприклад, коефіцієнт дифузії) водню і азоту в рідкому залізі складає 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 аргоном, степінь видалення азоту може бути прийнята в 4-7 рази менша, ніж водню. Відповідно варто скоригувати і значення коефіцієнта L у виразі (3.26).

3.3 Розрахунок зниження температури металу при продувці аргоном

При продувці металу в ковші аргоном відбувається зниження температури сталі в результаті підігріву аргону до температур рідкого металу і



за рахунок підвищеної тепловіддачі через дзеркало металу шлаку і нагріву вогнетривкої кладки.

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

$$V_{Ar} C_{Ar} \Delta T_{Ar} = C_{ст} C_{ст} \Delta T_{ст}, \quad (3.27)$$

де V_{Ar} – витрата аргону, м³;
 C_{Ar} , $C_{ст}$ – теплоємність відповідно аргону і сталі;
 ΔT_{Ar} , $\Delta T_{ст}$ - зміна в процесі продувки температури відповідно аргону і сталі, К;
 $G_{ст}$ – маса сталі, кг.

Значення теплоємності можна прийняти наступними:

$C_{Ar} = 0,932$ кДж/м³;

$C_{ст} = 0,836$ кДж/кг.

Приймається, що пухирці аргону встигають нагрітися за час впливання до температури сталі.

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

3.4 Варіанти завдань на розрахунок

Завдання на розрахунок кожному студенту групи наведені в табл. 3.1.

3.4.1. Визначити витрату аргону, необхідну для зниження вмісту водню в сталі з вихідного значення до заданого.

3.4.2. Визначити витрату аргону, необхідну для зниження вмісту азоту в сталі з вихідного значення до заданого.

3.4.3. Визначити зниження вмісту водню і азоту при заданій витраті аргону. Побудувати графік залежності [%H] і [%N] від V'_{Ar} при V'_{Ar} при збільшенні розрахункової величини витрат на 5, 10, 15, 20 % .

3.4.4. Визначити падіння температури сталі в ковші при продувці інертним газом з витратами, наведеними в індивідуальному завданні і розрахованими.

3.4.5. Визначити розміри пухирців аргону, що впливають при заданих умовах продувки і витраті інертного газу.

3.4.6. На основі здійснених розрахунків зробити висновки.

Таблиця 3.1 – Індивідуальні завдання

№ п/п	Витрата аргону, м ³ /т	[%N] _{вих} , см ³ /100 г	[%N] _{вих} , %	[%N] _{кін} , см ³ /100 г	[%N] _{кін} , %	Температура сталі в ковші, °С	Маса металу т
1	2	3	4	5	6	7	
1	0,2	2	0,003	1	0,002	1580	200
2	0,4	3	0,004	2	0,003	1590	180
3	0,6	4	0,005	3	0,004	1600	190
4	0,8	5	0,006	4	0,005	1610	250
5	1,0	6	0,007	5	0,006	1620	350
6	1,1	7	0,008	5	0,007	1630	400
7	1,2	8	0,009	6	0,008	1640	100
8	1,3	9	0,010	6	0,009	1630	150
9	1,4	10	0,004	8	0,002	1620	220
10	1,5	11	0,005	8	0,003	1610	300

3.5 Дегазації сталі в ковші

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 неметалічних включень, дегазації сталі – зниження вмісту водню і азоту.

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:

- розташування ковша з металом в вакуумну камеру і наступне перемішування металу інертним газом;
- парційне і циркуляційне вакуумування;
- вакуумування при переливі з ковша в ківш або з ковша у виливницю (струйне вакуумування).

3.6 Видалення кисню і зневуглецювання сталі

Аналіз рівноваги реакції вуглець-кисень



при понижених парціальних тисках оксиду вуглецю можна виконати при

$$K'_{C-O} = \frac{P_{CO}}{[C][O]}, \quad (3.28)$$

де P_{CO} виражено в атмосферах (атм)

$$K'_{C-O} = \frac{P_{CO}}{[C][O]} \frac{1}{760}, \quad (3.29)$$

де P_{CO} - виражено в міліметрах ртутного стовпчика.

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

З рівняння (3.29) слідує

$$[C][O] = 0,0025 \frac{P_{CO}}{760} = 3,3 \cdot 10^{-6} P_{CO} \quad (3.30)$$

Значення P_{CO} в рівнянні (3.30) виражено в міліметрах ртутного стовпчика.

Таким чином, положення тиску в системі приводить до зменшення $[C][O]$, і це є дієвим засобом в зниженні концентрації кисню в рідкій сталі.

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

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

$$[O] = 0,0575 \sqrt{P_{CO}} \quad (3.31)$$

В цьому випадку вміст розчиненого в сталі кисню пропорційно кореню з парціального тиску оксиду вуглецю. Формула (3.31) по запису аналогічна формулі Сівертса.

При більш високій концентрації $[C]>0,1\%$

$$[O] = -\frac{2}{3}[C]_o + \frac{2}{3}[C]_o \sqrt{1 + 3k \frac{P_{CO}}{[C]_o^2}} \quad (3.32)$$

При $[CO]=0,1\%$

$$[O] = \frac{k}{[C]_o} P_{CO} \cdot \quad (3.33)$$

Таким чином, при підвищених концентраціях вміст кисню в сталевому розплаві обернено пропорційний концентрації кисню і пропорційний тиску P_{CO} :

$$k = \frac{1}{K_{C-O}^1} \approx 0,0025. \quad (3.34)$$

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

$$\Delta[C] = 0,75[O]_{поч} = \frac{0,75 \cdot 3,3 \cdot 10^{-3}}{[C]_{поч}}, \quad (3.35)$$

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

Якщо по Вачеру і Гамільтону $[C][O] \approx 2,5 \cdot 10^{-3}$, то вираз (3.35) матиме вигляд


$$\Delta[C] = \frac{0,75 \cdot 2,5 \cdot 10^{-3}}{[C]_{поч}} \cdot \quad (3.36)$$

3.7 Видалення водню і азоту

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

$$[H] = K'_{H_2} \sqrt{P_{H_2}}; \quad (3.37)$$

$$[N] = K'_{N_2} \sqrt{P_{N_2}} \cdot \quad (3.38)$$



Отже, зниження тиску над металом є дієвим засобом зменшення концентрації водню і азоту в сталі.

Значення K'_{H_2} , K'_{N_2} , K'_{C-O} можна знайти з рівнянь

$$\lg K'_{H_2} = -\frac{1900}{T} - 1,577; \quad (3.39)$$

$$\lg K'_{N_2} = -\frac{767}{T} - 0,95; \quad (3.40)$$

$$\lg K'_{C-O} = \frac{1860}{T} + 1,643. \quad (3.41)$$

3.8 Утворення газових пухирців

Дегазація металу можлива за умови, якщо тиск виділення більший зовнішнього протитиску $P_{вн}$:

$$P_{вид} \geq P_{вн}. \quad (3.42)$$

Тиск виділення в пухирці відповідає внутрішньому тиску, який встановлюється в залежності від концентрації відповідних елементів. Наприклад, тиск насичення (виділення) водню P_{H_2} , азоту P_{N_2} , і оксиду вуглецю P_{CO} встановлюється в залежності від концентрації водню [H], азоту [N], кисню [O] і вуглецю [C].

Тиск видалення визначається з приведених раніше закономірностей:

$$P_{H_2} = \frac{[H]}{K'_H}; \quad (3.43)$$

$$P_{N_2} = \frac{[N]^2}{K'_N}; \quad (3.44)$$

$$P_{CO} = K'_{CO}[C][O]. \quad (3.45)$$

Внутрішній протитиск складається із залишкового тиску P в вакуум-камері, стовпця рідини над пухирцем P_s і капілярного P_σ :

$$P_{вн} = P + P_S + P_{\sigma}. \quad (3.46)$$

Капілярний тиск P_{σ} пов'язано з поверхневим натягом:

$$P_{\sigma} = \frac{2\sigma}{r}, \quad (3.47)$$

де σ – поверхневий натяг, дин/см, а для сталей в діапазоні концентрації кисню 0,02-0,08% σ змінюється в інтервалі 1200...1500 дин/см;
 r – радіус пухирця, см.

Тиск стовпця рідини

$$P_S = \rho gh, \quad (3.48)$$

де ρ – густина сталі, г/см³;
 g – прискорення вільного падіння, см/с²;
 h – висота стовпця рідини, см.

Тоді вираз (3.46) можна представити у вигляді

$$P_{вн} = P + \rho gh + \frac{2\sigma}{r}, \quad (3.49)$$

якщо P_S і P_{σ} виражені в динах на квадратний сантиметр (дин/см²) або в грамах в сантиметрах на секунду в квадраті (г/(см·с²)).

Або

$$P_{вн} = P + \frac{h}{142} + \frac{2\sigma \cdot 10^{-5}}{9,81r}, \quad (3.50)$$

якщо $P_{вн}$ виражено в атмосферах.

З рівняння (3.50) слідує, що критичний радіус зародку, см:

$$r_{кр} = \frac{2,04\sigma \cdot 10^{-6}}{P_{вн} - P - \frac{h}{142}}. \quad (3.51)$$



Для пухирців оксиду вуглецю при

$$P_{CO} = K'_{CO}[C][O] = 400[C][O] \quad (3.52)$$

запишемо

$$r_{CO} = \frac{2,04\sigma \cdot 10^{-6}}{400[C][O] - P - \frac{h}{142}}. \quad (3.53)$$

При утворенні пухирців оксиду вуглецю максимальна глибина зародження визначається з рівняння

$$P + \frac{h}{142} < 400[C][O]. \quad (3.54)$$

Якщо прийняти тиск насичення для водню

$$P_{H_2} = \frac{[H]^2}{615}, \quad (3.55)$$

то розмір критичного зародку пухирця водню

$$r_{H_2} = \frac{2,04\sigma \cdot 10^{-6}}{\frac{[H]^2}{615} - P - \frac{h}{142}}. \quad (3.56)$$

Тут $[H]$ виражено в проміле; P_{H_2} - в атмосферах.

Газ з розплаву можна виділити по двом принципово відмінним схемам:

- в готову газову фазу з поверхні розплаву; в газову пору або пухирець другого газу, наприклад, аргону;
- гомогенним зародженням і ростом власного пухирця в обсязі розплаву.

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

3.9 Варіанти завдань на розрахунок

3.9.1. Визначити необхідну глибину вакууму, що забезпечує видалення газів з поверхні розплаву до наступної концентрації при температурі процесу 1550, 1580, 1500, 1620 і 1650 °С (табл. 3.2).

3.9.2. Визначити висоту шару від дзеркала, в якому газ з розплаву в готову фазу можна виділити з $r_{кр}=1$ мм при температурі металу 1580, 1600, 1620 °С; $P=0,1$ кПа (0,001 атм); $\rho_{Me}=7$ г/см³.

3.9.3. Оцінити можливість гомогенного зародження газової фази H₂, N₂ і СО в обсязі рідкого металу, для чого розрахувати $P_{вн}$ з рівняння (3.49).

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

При розрахунку $\sigma=1400$ МН/м (для переводу в Н/см² ввести множник $10^{-5}/9,8\approx 10^{-6}$).

Зародження пухирця відбувається в поверхневому шарі металу з $h=0$ і величиною rg_h можна знехтувати, в середині об'єму ковша $h=1,0$ м; 1,4 м; 1,8 м.

Таблиця 3.2 - Індивідуальні завдання

№ п/п	Початкові умови			Вміст елементів після обробки		
	[H], %	[N], %	[C][O]	[H], %	[N], %	[C][O]
1	2	3	4	5	6	7
1	0,0008			0,0007		
2	0,0008			0,0006		
3	0,0006			0,0005		
4	0,0006			0,0004		
5	0,0005			0,0004		
6	0,0005			0,0003		
7	0,0005			0,0002		
8	0,0004			0,0003		
9	0,0004			0,0002		
10		0,007			0,006	
11		0,007			0,005	
12		0,006			0,005	
13		0,006			0,004	
14		0,005			0,004	
15		0,005			0,003	
16		0,004			0,003	
17		0,004			0,002	
18			0,0033			0,0025
19			0,0033			0,0020

1	2	3	4	5	6	7
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

3.10 Розрахунок концентрації кисню при вакуумуванні в ковші

У виробничих агрегатах рівновага концентрації вуглецю і кисню

$$C_p = \frac{C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o}{2} + \sqrt{mP_{\text{вн}} \frac{A_c}{A_o} + \left(\frac{C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o}{2}\right)^2}; \quad (3.57)$$

$$O_p = \frac{A_o}{A_c} \left(\frac{C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o}{2} - \sqrt{mP_{\text{вн}} \frac{A_c}{A_o} + \left(\frac{C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o}{2}\right)^2} \right), \quad (3.58)$$

де A_c, A_o – атомна вага відповідно вуглецю і кисню;

O_o – вихідні концентрації розчиненого кисню;

$m=0,0025$;

$P_{\text{вн}}$ – зовнішній тиск, Н/см².

Використовуючи рівняння (3.57) і (3.58) можна отримати кінцеве значення концентрації 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 $P_{\text{сo}}=P+ \rho gh$, і значення сумарного тиску в формулах (3.57) і (3.58) можна прийняти рівним сумі залишкового тиску в камері і половині тиску стовпця металу $\frac{1}{2} \rho gh$.

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

$$O_{cp} = \frac{O_o(H - h) + C_p h}{H}. \quad (3.59)$$

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

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 рахувати, що за рахунок часткового перемішування весь обсяг металу за час вакуумування пройде через «активний» шар.

3.11 Варіанти завдань на розрахунок

3.11.1. Визначити кінцевий вміст вуглецю і кисню для умов:

- початковий вміст вуглецю (C_o): % 0,35; 0,30; 0,25; 0,20; 0,15; 0,10;

- початковий вміст кисню:

а) в нерозкисленій сталі

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

(5.34)

б) в розкисленій сталі, що містить 0,10...0,25% Si при $t=1600$ °C, з константи

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

(3.60)

Висота металу в кінці (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.

3.11..2. Визначити кінцевий вміст водню і азоту, враховуючи, що гомогенне утворення пухирців H_2 і N_2 не відбувається, а дегазація здійснюється за рахунок пухирців CO. Вихідний вміст [H] – 0,005%, [N] – 0,006%. Оцінити роль дегазації сталі за рахунок пухирців CO і з поверхні металу.

3.12 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 по (3.57) і (3.58). При цьому зовнішній тиск варто прийняти рівним сумі залишкового тиску в камері (P) і половині тиску наведеного стовпця металу в вакууматорі h_{np} :

$$P_{вн} = P + \frac{\rho g h_{np}}{2}. \quad (3.61)$$

Величину h_{np} можна визначити з врахуванням часу заповнення τ_1 , витримки τ_2 і зливу металу τ_3 з камери:

$$h_{np} = \frac{p \left(\frac{\tau_1}{2} - \tau_2 - \frac{\tau_3}{2} \right)}{\tau_1 + \tau_2 + \tau_3}, \quad (3.62)$$

де h – повна висота шару металу в камері.

Значення остаточного тиску в камері в процесі вакуумування змінюється по емпіричним залежностям

$$P = A \exp(-B_n), \quad (3.63)$$

а її середнє значення для числа циклів n може бути прийнято:

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

Допускається також, що при зливу порції металу з вакууматора вона рівномірно розповсюджується по всьому обсягу ковша.

Тоді після першого циклу вакуумування отримаємо для середнього вмісту вуглецю C_1 і кисню O_1

$$C_1 = C_o - (g / G)C_o + (g / G)C_p; \quad (3.64)$$

$$O_1 = O_o - (g / G)O_o + (g / G)O_p, \quad (3.65)$$

де C_o , O_o – вихідна концентрація відповідно вуглецю і кисню; G – маса порції металу в вакууматорі; g – маса металу в ковші.

Для n -го циклу відповідно

$$C_n = C_{n-1} - (g/G)C_{n-1} + (g/G)(a+b); \quad (3.66)$$

$$O_n = O_{n-1} - (g/G)O_{n-1} - (g/G)(a-b)\frac{A_o}{A_c}, \quad (3.67)$$

де

$$a = \frac{C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o}{2}; \quad b = \sqrt{mP_{\text{вн}} \frac{A_c}{A_o} + \left(\frac{C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o}{2}\right)^2}.$$

Використовуючи (3.66) і (3.67) можна отримати вираз для концентрації вуглецю і кисню після n -го циклу вакуумування у вигляді ряду:

$$C_n = C_o \left(1 - \frac{g}{G}\right)^n + (a+b) \left[1 + \left(1 - \frac{g}{G}\right) + \left(1 - \frac{g}{G}\right)^2 + \dots + \left(1 - \frac{g}{G}\right)^{n-1}\right], \quad (3.68)$$

$$O_n = O_o \left(1 - \frac{g}{G}\right)^n - \frac{A_o}{A_c} (a-b) \frac{g}{G} \left[1 + \left(1 - \frac{g}{G}\right) + \left(1 - \frac{g}{G}\right)^2 + \dots + \left(1 - \frac{g}{G}\right)^{n-1}\right]. \quad (3.69)$$

Сумуючи ряди (3.68) і (3.69), отримуємо

$$C_n = \left(1 - \frac{g}{G}\right)^n [C_o - (a+b)] + (a+b); \quad (3.70)$$

$$O_n = \left(1 - \frac{g}{G}\right)^n \left[O_o + \frac{A_o}{A_c} (a+b)\right] + \frac{A_o}{A_c} (a-b). \quad (3.71)$$

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

$$[H]_n = (1 - mg/G)^n (H_o - H_p) + H_p; \quad (3.72)$$

$$[N]_n = (1 - mg/G)^n (N_o - N_p) + N_p, \quad (3.73)$$

де H_p, N_p - умовно приймаюча рівновага вмісту відповідно водню і азоту при досягненій величині вакууму в камері,

$$H_p = K_H \sqrt{P_{ост}}; \quad (3.74)$$

$$N_p = K_N \sqrt{P_{ост}}; \quad (3.75)$$

m – частка металу, в якій $[H] > H_p$, де може відбуватися видалення водню і азоту; висота його стовпця металу розраховується за відомою методикою.

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

3.13 Варіанти завдань на розрахунок

3.13..1. Розрахувати кінцеві концентрації вуглецю і кисню після вакуумування з числом циклів 10, 20, 30, 40, 50, 60. Вихідний вміст вуглецю C_o , %: 0,35; 0,30; 0,25; 0,20; 0,15; 0,10.

Вихідний вміст кисню:

- для нерозкисленої сталі $O_o = \frac{0,00313}{\%C} + 0,00384$;

- для розкисленої сталі, що містить 0,10...0,25% Si, при температурі 1600 °C – по значенню $\lg K_{Si} = \lg[Si][O]^2 = \frac{30410}{T} + 11,56$.

Прийняти місткість ковша G 100, 250 і 350 т, місткість камери g – 0,1G, висоту шару металу 400...600 мм (в розрахунку можна визначити оптимальне значення $\frac{g}{G}$). Залишковий тиск в камері в залежності від числа циклів приведено раніше.

3.13.2. 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

Остаточний тиск в камері в залежності від числа циклів приведено раніше.

3.14 Розрахунок дегазації сталі при циркуляційному вакуумуванні

При розрахунку вакуум-вуглецевого розкислення приймається, що в вакуумній камері досягається рівновага розплав – газова фаза з врахуванням зовнішнього тиску, і рівноважні значення вмісту вуглецю і кисню можна визначити з виразів (3.57) і (3.58).

Рівняння миттєвого балансу суміші (вуглецю або кисню) в ківш можна представити у вигляді

$$GdC = C_p Q_m dt - C Q_m dt, \quad (3.76)$$

де G – маса металу в ковші;
 C – поточна концентрація суміші в ковші;
 C_p – рівноважна концентрація суміші при виході з вакууматора;
 Q_m – масова витрата рідкого металу через вакуумну камеру (швидкість циркуляції).

Рівняння (3.76) приводиться до стандартного вигляду:

$$\frac{\delta C}{\delta t} - \frac{Q_m}{G} C = \frac{Q_m}{G} C_p. \quad (3.77)$$

Позначивши $Q_m/G=g$ рішенням диференціального рівняння, отримаємо

$$C(t) = e^{-gt} (C_o + g \int_0^t C_p e^{gt} dt). \quad (3.78)$$

Використовуючи (3.57) і (3.58), можна написати рівняння для поточних концентрацій кисню і вуглецю в ковші, маючи на увазі, що в формулах (3.57) і (3.58) замість початкових концентрацій повинні бути поставлені поточні концентрації вуглецю і кисню.

Враховуючи, що

$$C - \frac{A_c}{A_o} O_o = C_o \frac{A_c}{A_o} O_o. \quad (3.79)$$

Тоді рівняння для поточних концентрацій вуглецю і кисню можна представити у вигляді

$$C_{(t)} = e^{-gt} \left(C_o + g \int \left(\frac{C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o}{2} + \sqrt{mP_{\text{вн}} \frac{A_c}{A_o} + \left(\frac{C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o}{2} \right)^2} \right) e^{gt} dt; \quad (3.80)$$

$$O_{(t)} = e^{-gt} \left(O_o + g \frac{A_c}{A_o} \int \left(\frac{C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o}{2} - \sqrt{mP_{\text{вн}} \frac{A_c}{A_o} + \left(\frac{C_o - \frac{A_c}{A_o} O_o}{2} \right)^2} \right) e^{gt} dt \quad (3.81)$$

або

$$C(t) = e^{-gt} \left(C_o + g \int_0^t (a + b) e^{gt} dt \right); \quad (3.82)$$

$$O(t) = e^{-gt} \left(O_o - g \frac{A_o}{A_c} \int_0^t (a - b) e^{gt} dt \right). \quad (3.83)$$

Після нескладних перетворень та інтегрування отримаємо

$$C(t) = e^{-gt} [C_o + (a + b)(e^{gt} - 1)]; \quad (3.84)$$

$$O(t) = e^{-gt} \left[O_o - \frac{A_o}{A_c} (a - b)(e^{gt} - 1) \right]. \quad (3.85)$$

Зовнішній тиск P в (3.76) і (3.77) приймається рівний половині суми барометричного $P_{\text{бар}}$ і динамічного $P_{\text{дин}}$ напорів стовпця рідини і залишкового тиску $P_{\text{зал}}$ в камері вакууматора. Барометричний рівень звичайно складає $h_{\text{бар}}=0,2$ м.

Динамічний рівень

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

де V – швидкість рідини в рукаві, м/с, можна прийняти $V=0,5...0,15$ м/с; $\mu=0,56$ – коефіцієнт витрати; $g=9,8$ м/с² – прискорення вільного падіння.

Відповідно тиск, Н/см²:

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

Залишковий тиск в камері по дослідним даним змінюється за час вакуумування $t_{хв}$ в залежності, Н/см²:

$$P_{ост} = 0,13 \exp(-4,84 \cdot 10^{-2} t^2). \quad (3.86)$$

Тоді середнє за період вакуумування $P_{зал}$ можна розрахувати з графіка функції $P_{зал}=f(t)$. Наближено значення $P_{зал}$ можна прийняти рівним:

$t_{хв}$	4	6	8	10	12
$P_{зал}$	0,06	0,02	0,006	0,001	0,001
$P_{ср}$	0,008	0,04	0,025	0,015	0,010

Для розрахунку концентрації водню і азоту в сталі в процесі вакуумування відповідну залежність можна представити у вигляді

$$H_{(t)} = e^{-gt} (H_o - g \int_0^t H_p e^{gt} dt) \quad (3.87)$$

або

$$H_{(t)} = e^{-gt} [H_o + H_p (e^{gt} - 1)]. \quad (3.88)$$

Рівноважні значення H_p і N_p визначається аналогічно розрахунку порційного вакуумування.

3.15 Варіанти завдань на розрахунок

3.15..1. Розрахувати кінцеві концентрації вуглецю і кисню при циркуляційному вакуумуванні протягом 2, 4, 6, 8, 10, 12 хв. Вихідний вміст вуглецю і кисню прийнято таким же, як в розрахунку порційного вакуумування. Значення тиску $P_{вн}$ визначається за викладеною раніше методикою. Швидкість циркуляції Q_m для ковшів місткістю 60...400 т можна прийняти 20...140 т/хв.

3.15.2. Розрахувати кінцевий вміст водню і азоту в сталі після вакуумування протягом 4, 6, 8, 10, 12 хв. Вихідний вміст водню і азоту в сталі, %:

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

Залишковий і середній тиск в камері в залежності від часу циркуляції наведено раніше.



Лабораторна робота №1 ВИЗНАЧЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ДЕСУЛЬФУРАЦІЇ СТАЛІ ПРИ ВИ- КОРИСТАННІ РІЗНИХ ТИПІВ РАФІНУЮЧИХ СУМІШЕЙ

Мета роботи: навчитись визначення витрати реагентів і розрахувати енергоємності обробки для досягнення заданого вмісту сірки в сталі.

Матеріали та обладнання: Лабораторна робота проводиться на підприємстві з подальшою обробкою даних за допомогою програми «Десульфурація сталі.xls» на ПК. Також можливо виконання лабораторної роботи віртуально. Перед сплавленням вихідні компоненти шлакової сумішей підлягають подрібненню, а потім у заданому співвідношенні їх змішують. Водночас проводили розплавлення залізовуглецевого розплаву для оцінки сірковбирної здатності отриманих шлакових розплавів. Вихідні дані щодо початкового хімічного складу металевого розплаву задається згідно таблиці вихідних даних (табл. 1). Присадку шлакового розплаву заданого складу здійснювали на дзеркало металу в кількості відповідно до вихідних даних, температуру металу під час обробки шлаком контролювали за допомогою термопар. Отримані дані фіксуються і заносяться в табл. 3. Далі проводять комп'ютерне моделювання по визначенню ефективності рафінування

Таблиця 1 - Вихідні дані

№ з/п	Хімічний склад (%) і температура сталі до обробки					
	C	Si	Mn	S	P	t, °C
1	0,19	0,025	0,144	0,0496	0,0043	1576
2	0,14	0,085	0,123	0,0267	0,0248	1646
3	0,17	0,150	0,041	0,0293	0,0031	1618
4	0,10	0,058	0,034	0,0359	0,0075	1659
5	0,11	0,164	0,054	0,0506	0,0264	1617
6	0,08	0,157	0,105	0,0393	0,0443	1588
7	0,07	0,014	0,158	0,0420	0,0421	1646
8	0,15	0,128	0,241	0,0271	0,0481	1586
9	0,05	0,078	0,456	0,0315	0,0381	1592
10	0,16	0,161	0,500	0,0364	0,0261	1613
11	0,14	0,066	0,499	0,0282	0,0203	1598
12	0,13	0,183	0,487	0,0442	0,0288	1642
13	0,24	0,115	0,481	0,0281	0,0508	1614

14	0,16	0,146	0,509	0,0266	0,0038	1632
15	0,14	0,058	0,402	0,0217	0,0019	1622
16	0,21	0,188	0,045	0,0220	0,0389	1646
17	0,18	0,186	0,122	0,0363	0,0338	1584
18	0,21	0,098	0,209	0,0461	0,0176	1659
19	0,10	0,060	0,204	0,0292	0,0447	1640
20	0,08	0,016	0,156	0,0312	0,0306	1633

Теоретичні положення

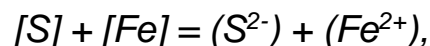
Особливістю сучасності є інтенсивний розвиток машинобудування. При цьому умови експлуатації деталей механізмів і машин усе більше ускладнюються в зв'язку з тим, що вони найчастіше піддаються впливу надзвичайно великих знакоперемінних і динамічних навантажень, агресивних середовищ, високих і низьких температур і т.п. Таким чином, підвищення якості сталі, зменшення вмісту в ній шкідливих домішок, зокрема, сірки, підвищення її однорідності і механічних властивостей мають велике практичне значення і в значній мірі визначають темпи технічного прогресу.

Підвищення вимог до механічних і службових властивостей металовиробів, збільшення обсягу розливки сталі на МБЛЗ, обмежені можливості сталеплавильних агрегатів по рафінуванню металу, а також намічена до реалізації тенденція по переносу зі сталеплавильних агрегатів у сталерозливні ковші операцій по рафінуванню сталі, обумовили інтенсивний розвиток технологій позапічної обробки залізовуглецевих розплавів.

Теоретичні положення


У рідких залізовуглецевих розплавах сірка знаходиться у вигляді квазімолекулярних мікрогруповувань Fe_n-S зі зв'язками складного типу. Відповідно до досліджень ряду авторів Ю.П. Нікітін, О.А. Есін та ін. стан сірки у шлаці, аналогічний станові кисню O^{2-} , і вона знаходиться в ньому у вигляді іона S^{2-} .

З позиції іонної теорії на границі розподілу метал-шлак протікає реакція:



Константа рівноваги якої

$$K_S = \lg \frac{a_{(Fe^{2+})} \cdot a_{(S^{2-})}}{[S]f_S} = -\frac{3160}{T} + 0,46.$$



Умовами протікання десульфурзації є високі температура розплаву і основність шлаку та низька окисленість шлаку. У якості реагентів десульфураторів використовують матеріали, що містять кальцій. Високий ступінь десульфурзації досягається шляхом використання наступних технологій:

- 1) Обробка сталі твердими шлакоутворюючими сумішами (ТШС);
- 2) Обробка сталі рідкими синтетичними шлаками.
- 3) Інжекційні способи позапічної десульфурзації сталі.
- 4) Введення порошкового дроту, який містить наповнювач з суміші кальцію та інших компонентів.

Методика оцінки рафінуючої (десульфуруючої) здатності шлакового розплаву

Лабораторна робота проводиться на підприємстві з подальшою обробкою даних за допомогою програми «Десульфурация сталі». Також можливо виконання лабораторної роботи віртуально. Перед сплавленням вихідні компоненти шлакової сумішей підлягають подрібненню, а потім у заданому співвідношенні їх змішують. Водночас проводили розплавлення залізовуглецевого розплаву для оцінки сірковбирної здатності отриманих шлакових розплавів. Вихідні дані щодо початкового хімічного складу металевого розплаву задається згідно таблиці вихідних даних (Додаток А табл.1) Присадку шлакового розплаву заданого складу здійснювали на дзеркало металу в кількості відповідно до вихідних даних, температуру металу під час обробки шлаком контролювали за допомогою термопар. Отримані дані фіксуються і заносяться в таблицю 2. Далі проводять комп'ютерне моделювання по визначенню ефективності рафінування

Порядок виконання комп'ютерного моделювання десульфурзації

1) З запропонованої табл. 1 студенти переносять вихідні данні (хімічний склад десульфураторів, температуру) для моделювання в програму Десульфурация сталі.xls (Лист «УДМ»);

2) Розраховують вручну кінцевий вміст сірки в сталі при ступені десульфурзації 30, 40, 50, 60, 70 %. Розраховану концентрацію домішок заносять в таблиці 1 і 2.

$$S_{кін} = S_{поч} - (\delta_S \cdot S_{поч} / 100)$$

3) Виконують моделювання десульфурзації, змінюючи кінцевий вміст сірки в сталі відповідно до розрахованого в табл. 2-3 і задають витрату десульфуратора вручну для досягнення необхідного вмісту сірки. Для цього у лівому віконці вибирають тип десульфуратора із назвою від-

повідного реагенту або суміші. Результати моделювання: витрати реагентів; зміні температури сталі; енергоємність обробки заносять в табл. 2-3. Після цього натискають кнопку «Очистити» і натискають кнопку з назвою наступного реагенту. Моделювання повторюють для всіх реагентів і кожного кінцевого вмісту сірки в сталі.

Вихідні додаткові параметри: вміст алюмінію в сталі 0,02 %; ступінь засвоєння матеріалу 0,5.

Таблиця 2 -Витрата реагенту для десульфурації сталі

$S_{\text{поч}}, \%$	$S_{\text{кін}}, \%$	$\delta_s, \%$	Витрата реагенту, кг/т				
			Синтетичний шлак	ТШС кускова	ТШС порошок	ТШС ківш-піч	Примітки
		30					
		40					
		50					
		60					
		70					

Таблиця 3 - Зміна температури сталі після обробки і енергоємність обробки

$S_{\text{поч}}, \%$	$S_{\text{кін}}, \%$	$\delta_s, \%$	Зниження температури сталі, град				Енергоємність обробки МДж/т			
			Синтетичний шлак	ТШС кускова	ТШС порошок	ТШС ківш-піч	Синтетичний шлак	ТШС кускова	ТШС порошок	ТШС ківш-піч
		30								
		40								
		50								
		60								
		70								

4) Виконують моделювання десульфурації сталі запропонованими реагентами, змінюючи кінцевий вміст сірки в сталі відповідно до розрахованого в табл. 2-3.

5) За даними табл. 2-3 визначають найбільш ефективний серед розглянутих варіант суміші для десульфурації.

6) Для ступеня десульфурації 60% виконують моделювання обробки сталі, при цьому змінюють ступінь незавершеності дифузійних процесів від 0,5-0,9 одиниць з кроком 0,1. Результати моделювання записують в табл. 4.

Таблиця 4- Витрата реагентів при різному ступеню незавершеності дифузійних процесів

Ступінь незавершеності дифузійних процесів	Витрата реагентів, кг/т			
	Синтетичний шлак	ТШС кускова	ТШС порошкова	ТШС ківш-піч
0,5				
0,6				
0,7				
0,8				
0,9				

7) Для ступеня десульфурації 60% виконують моделювання обробки сталі, при цьому змінюють вміст алюмінію в сталі від 0,02-0,06% з кроком 0,01. Результати моделювання записують в табл. 5.

Таблиця 5 - Витрата реагентів при різному вмісту алюмінію в сталі

Вміст алюмінію в сталі	Витрата реагентів, кг/т			
	Синтетичний шлак	ТШС кускова	ТШС порошкова	ТШС ківш-піч
0,02				
0,03				
0,04				
0,05				
0,06				

8) Для ступеня десульфурації 60% виконують моделювання обробки сталі, при цьому змінюють температуру сталі від 1580 до 1660 град. Результати моделювання записують в табл. 6. Вихідні додаткові параметри: вміст алюмінію в сталі 0,02 %; ступінь засвоєння матеріалу 0,5.

Таблиця 6 - Витрата реагентів при різній температурі сталі під час обробки


Вміст алюмінію в сталі	Витрата реагентів, кг/т			
	Синтетичний шлак	ТШС кускова	ТШС порошкова	ТШС ківш-піч
1580				
1600				
1620				
1640				
1660				

9) За результатами моделювання процесу десульфурації (див. табл. 2) будуть графіки залежності:

- кінцевого вмісту сірки в чавуні від витрати реагентів (табл. 2);
- кінцевого вмісту сірки в чавуні від зменшення температури (табл. 3)
- приросту енергоємності від кінцевого вмісту сірки в чавуні. (табл. 3)
- ступеня незавершеності дифузійних процесів на витрати реагентів (табл. 4)
- вмісту алюмінію в сталі на витрати реагентів (табл. 5)
- температури сталі під час обробки на витрати реагентів (табл. 6)

Зміст звіту з виконаної роботи:

- Титульна сторінка, назва, мета і матеріали та обладнання для проведення лабораторної роботи;
- таблицю з вихідними даними (хімічний склад, температура);
- таблиці 2-6 з результатами моделювання процесів позапічної обробки сталі
- графіки залежностей перелічені вище;
- висновки стосовно ефективності використання реагентів та режимів обробки для позапічного рафінування сталі.



Індивідуальне завдання №1 РОЗРАХУНОК ПРОЦЕСІВ ДЕСУЛЬФУРАЦІЇ І РОЗКИСЛЕННЯ СТАЛІ В КОВШІ СИНТЕТИЧНИМИ ШЛАКАМИ

Мета роботи: отримати навички розрахунку процесу десульфурації і розкислення при використанні синтетичних шлаків

Теоретичні положення десульфурації

В даний час обробка металу рідким основним і малозалізистим шлаком є найбільш ефективним способом глибокої десульфурації сталі. Це обумовлено наступними його перевагами: десульфурація сполучається з глибоким розкисленням рідкої сталі; рідкий стан шлаку і висока його температура дозволяють використовувати для рафінування металу велику кількість десульфуратора (до 6% маси металу і вище) без охолодження сталі; тривале використання під час випуску плавки енергії падаючого в ківш струменя металу для емульгування сталі і шлаку забезпечує майже повне наближення до рівноваги системи метал-шлак і максимальне використання десульфуруючої здатності (сульфідна ємність) шлаку.

Як правило, використовуються синтетичні шлаки системи $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3$. 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 $\text{FeO} < 1\%$. Рівноважний коефіцієнт розподілу сірки між шлаком

і металом $\eta_S = \frac{(\%S)}{[\%S]}$ особливо різко знижується навіть при невеликому під-

вищенні концентрації в немоксидів заліза. Навіть при $\frac{(\text{CaO})}{[\text{SiO}_2]} = 2,5$; $\eta_S = 20$

при $(\text{FeO})=3\%$. Наявність фосфору в синтетичних шлаках виключається, так як при обробці він переходить в метал.

В зв'язку з великим відношенням сумарної поверхні крапель металу і шлаку до об'єму металу в ковші та значною тривалістю випуску металу з печі 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 і синтетичний шлаки перед обробкою

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

де $[\%S]_{\text{нач}}$, $(\%S)_{\text{п.ш.}}$, $(\%S)_{\text{с.ш.}}$ - вміст сірки відповідно в металі (ковші обробки), пічному і синтетичному шлаках, %;

$M_H, M_{п.ш.}, M_{с.ш.}$ – маса відповідно металу, пічного і синтетичного шлаків.
 Вміст сірки в системі після обробки металу синтетичним шлаком

$$S_{\Sigma} = [\%S]M_H + \eta_S[\%S]M_{п.ш.} + \eta_S[\%S]M_{с.ш.},$$

де $[\%S]$ – вміст сірки в металі в ковші після обробки, %,

$\eta_S = \frac{(\%S)}{[\%S]}$ - рівноважний коефіцієнт розподілу сірки після обробки ме-

талу синтетичним шлаком (з врахуванням деякого підвищення (FeO) при розкисленні металу шлаком).

Прирівнюючи праві частини вище наведених рівнянь, отримуємо

$$\begin{aligned} [\%S]_{поч}M_M + (\%S)_{п.ш.}M_{п.ш.} + (\%S)_{с.ш.}M_{с.ш.} &= \\ &= [\%S]M_M + \eta_S[\%S]M_{п.ш.} + \eta_S[\%S]M_{с.ш.} \end{aligned}$$

Тоді вміст сірки в металі після обробки

$$[\%S] = \frac{[\%S]_{поч} + (\%S)_{п.ш.} \frac{M_{п.ш.}}{M_M} + (\%S)_{с.ш.} \frac{M_{с.ш.}}{M_M}}{1 + \left(\frac{M_{п.ш.}}{M_M} + \frac{M_{с.ш.}}{M_M} \right) \eta_S}$$

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

$$\frac{M_{с.ш.}}{M_M} = \frac{[\%S]_{поч} + (\%S)_{п.ш.} \frac{M_{п.ш.}}{M_M} - [\%S](1 + \eta_S \frac{M_{п.ш.}}{M_M})}{[\%S]\eta_S - (\%S)_{с.ш.}}$$

Розрахунок розкислення сталі

При використанні вапняково-глиноземистого синтетичного шлаку забезпечується не тільки глибока десульфуратія металу, але й одночасне розкислення сталі.

Наявність більшої поверхні контакту металу і шлаку ($100...300 \text{ м}^2/\text{м}^3$), 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 на основі балансу маси кисню в кінці обробки металу шлаком і наближенням системи до рівноваги по кисню:

$$\begin{aligned} [\%O]_{p.ш.} &= \alpha_{(FeO)}L_0 = (\%FeO)\gamma_{FeO}L_0 = \\ &= [(\%FeO)_{поч} + \frac{\{[\%O]_{поч} - [\%O]_{р.ш.}\}72 \cdot 100}{16M_{с.ш.}}] \gamma_{FeO}L_0 \end{aligned}$$

Вирішуючи рівняння відносно $[\%O]_{р.ш.}$, отримуємо

$$[\%O]_{р.ш.} = \frac{[(FeO)_{поч} + [\%O]_{поч} \frac{7200}{16 \cdot M_{с.ш.}}] \gamma_{FeO}L_0}{1 + 7200 \gamma_{FeO} \frac{L_0}{16M_{с.ш.}}},$$

де $(\%FeO)_{поч}$ – початковий вміст оксиду заліза в шлаці;

γ_{FeO} – коефіцієнт активності оксиду заліза в шлаці;

L_0 – коефіцієнт розподілу кисню між металом і шлаком ($L_0 = f(T)$);

$[\%O]_{поч}$ – початковий вміст кисню в металі (до розкислення).

Варіанти завдань на розрахунок

1. Визначити вміст сірки в металі після обробки сталі синтетичними шлаками (вихідні дані в табл. 3.1).

2. Для вихідних даних таблиці визначити необхідну кількість синтетичного шлаку для отримання в сталі кінцевого вмісту сірки 0,005% і 0,01%.

3. Оцінити вплив величини $M_{п.ш.}$ на кінцевий вміст сірки в металі при $\frac{M_{н.ш.}}{M_m} = 0,001; 0,005; 0,01; 0,015; 0,02$. Побудувати графік залежності $[\%S] \sim f(\frac{M_{н.ш.}}{M_m})$.

4. Оцінити вплив величини $(\%S)_{с.ш.}$ на кінцевий вміст сірки в металі при $(\%S)_{с.ш.} = 0,05; 0,1; 0,2; 0,5\%$. Побудувати графік залежності $[\%S] \sim f(\%S)_{с.ш.}$.

5. Оцінити вплив складу синтетичного шлаку (через $\eta_s = 60; 80; 100; 120; 140$) на необхідну кількість синтетичного шлаку для забезпечення сірки в металі після обробки 0,01%. Побудувати графік залежності.

6. Визначити вміст кисню в сталі після обробки заданої кількості синтетичного шлаку: $(\%FeO) = 0,35; [\%O]_{поч} = 0,02; 0,03; 0,04; 0,05; L_0 = 0,0023$ (при $t_{ст} = 1600$ °C); $\gamma_{FeO} = 1$. Побудувати графік залежності $[\%O]_{поч} \sim f[\%O]_{рш}$

Таблиця - Індивідуальні завдання для виконання індивідуального завдання 1

№ п/п	Вміст шлаку, %				M _м , т	$\frac{M_{п.ш.}}{M_{м}}$	$\frac{M_{с.ш.}}{M_{м}}$	η _s	[%S] _{поч}	(%S) _{п.ш.}	(%S) _{с.ш.}
	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	FeO							
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	56	44,00	-	-	150	0,010	0,06	180	0,04	0,2	0,10
2	56	44,00	-	-	150	0,010	0,06	180	0,04	0,2	0,10
3	56	44,00	-	-	150	0,010	0,06	180	0,03	0,2	0,10
4	56	44,00	-	-	150	0,010	0,06	180	0,03	0,2	0,15
5	56	44,00	-	-	150	0,010	0,06	180	0,04	0,2	0,15
6	56	44,00	-	-	150	0,005	0,05	180	0,04	0,2	0,10
7	56	44,00	-	-	150	0,005	0,05	180	0,03	0,2	0,10
8	56	44,00	-	-	150	0,005	0,05	180	0,03	0,2	0,10
9	56	44,00	-	-	150	0,005	0,05	180	0,04	0,2	0,15
10	56	44,00	-	-	150	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



Індивідуальне завдання №2 ВИКОНАННЯ АНАЛІТИЧНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ ПРОЦЕСІВ ПОЗА- ПІЧНОЇ ОБРОБКИ СТАЛІ

Мета роботи: аналіз науково-технічної літератури з технологій позаагрегатної обробки металу.


Індивідуальні завдання це підготовані самостійно студентом повідомлення на одну з запропонованих тем та оформлені як реферат. Перелік тем приводиться на початку змістовного модуля. Обсяг індивідуальної роботи має складати не менше 5 сторінок комп'ютерного тексту. Виконане індивідуальне завдання містить титульну сторінку, зміст, перелік використаних літературних джерел. Кількість літературних джерел не менш п'яти. Індивідуальна робота має бути надруковано шрифтом Arial 14 розміру з інтервалом 1,5. Оформлення роботи проводиться відповідно до ДСТУ 3008:2015.

Мінімальна оцінка за підготовку індивідуального завдання 5 балів; ще 10 балів студент отримує за виступ на семінарському занятті (оформлюється презентація). Під час виступу оцінюється рівень підготовки, глибина розглянутої теми, логічність побудови розповіді, відповіді на питання, які можуть бути задані.

Варіанти індивідуальних завдань наведені в таблиці. Номер завдання, що виконується, повинен збігатися з номером студента в журналі групи.

Ошибка! Источник ссылки не найден.- Теми індивідуальних завдань 2

1	Способи відсічки пічного шлаку при випуску плавки з конвертера.
2	Особливості розкислення сталі марганцем.
3	Особливості розкислення сталі кремнієм.
4	Розкислення сталі вуглецем.
5	Розкислення сталі алюмінієм.
6	Десульфуратія сталі твердими шлакоутворюючими сумішами.
7	Продувка сталі нейтральними газами через донні дуттєві пристрої.
8	Морфологія неметалевих включень в сталі.
9	Методи видалення неметалевих включень зі сталі.
10	Гази розчинені в металі, вплив на якість.
11	Особливості експлуатації вогнетривів при позапічній обробці сталі.
12	Інжекційна обробка сталі порошкоподібними матеріалами



13	Модифікування неметалевих включень при позапічній обробці сталі.
14	Використання порошкового дроту при позапічній обробці сталі.
15	Особливості десульфурації сталі на установці ківш-піч.
16	Дегазація металевих розплавів при продуванні в ковші
17	Технологія вакуумування сталі VD
18	Технологія вакуумування сталі RH
19	Фізико-хімічні процеси в рідкій сталі при вакуумуванні.
20	Оброблення сталі в ковші синтетичними шлаками.



ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. <https://www.worldsteel.org/>
2. Металургія сталі. Конвертерне виробництво: теорія, технологія, якість металу, конструкція агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія / О.Г. Величко, Б.М. Бойченко, П.С. Харлашин, М.Є. Нехаєв [и др.]. – Д.: РВА «Дніпро-VAL», 2015. – 434 с.
3. Технології підвищення якості сталі / О.Г. Величко, О.М. Стоянов, Б.М. Бойченко, К.Г. Нізяєв. – Дніпропетровськ: Середняк Т.К., 2016. – 196 с.