


## СУЧАСНІ ПЕРЕПЛАВНІ І РАФІНУЮЧІ ПРОЦЕСИ

методичні рекомендації  
до виконання практичних робіт і індивідуальних  
завдань

Запоріжжя 2026



УДК 669.18:669.046 (072)  
С89

Рекомендовано Науково-методичною радою  
ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
«МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»  
(протокол № 7 від 04.06.2026 р.)

**Укладачі:**

Стоянов О.М., канд. техн. наук, доцент  
Малій Х.В., канд. техн. наук, доцент

С89 Сучасні переплавні і рафінуючі процеси : методичні рекомендації до виконання практичних робіт і індивідуальних завдань / уклад.: О. М. Стоянов, Х. В. Малій. Запоріжжя : ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», 2026. 32 с.

Методичні рекомендації з дисципліни «Сучасні переплавні і рафінуючі процеси» призначені для здобувачів вищої освіти технічних спеціальностей металургійного профілю. У виданні наведено теоретичні відомості та розрахункові підходи до вивчення основних процесів рафінування металу, зокрема десульфурзації, дефосфорування, дегазації, перемішування, вакуумної обробки та випаровування легуючих компонентів.

Практичні роботи спрямовані на формування у студентів навичок розрахунку рівноважних параметрів системи «метал–шлак», оцінки ефективності технологічних процесів, аналізу впливу складу шлаку, температури та режимів обробки на якість сталі.

Матеріал структуровано у вигляді логічно пов'язаних практичних завдань із вихідними даними, що дозволяє застосовувати його як для аудиторної, так і для самостійної роботи здобувачів. Видання може бути використане також викладачами та фахівцями металургійної галузі при підготовці та підвищенні кваліфікації.

УДК 669.18:669.046 (072)

© ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ МЕТИНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», 2026



## ЗМІСТ

ВСТУП	4
Практична робота №1 Розрахунок ефективності скачування шлаку при дефосфорації та десульфурації розплаву сталі	5
Практична робота №2 Визначення рівноважних коефіцієнтів розподілу сірки між шлаком та металом	11
Практична робота №3 Перемішування та дегазація сталі під час продування нейтральним газом	15
Практична робота №4 Розрахунок коефіцієнту випаровування компоненту в умовах вакуумно-індукційної плавки	19
Практична робота №5 Розрахунок вигару легуючих елементів при випуску плавки	23
Практична робота №6 Дегазація сталі при оброці в вакууматорі циркуляційного (RH) типу	29
Індивідуальні завдання №1,2 Аналітичні дослідження сучасних технологій сучасних технологій рафінування і виплавки металу	33



## ВСТУП

Сучасний розвиток металургійного виробництва характеризується зростанням вимог до якості металопродукції, енергоефективності процесів та екологічної безпеки. Досягнення цих цілей неможливе без глибокого розуміння фізико-хімічних закономірностей переплавних і рафінуючих процесів, що визначають склад, структуру та властивості металів і сплавів.

Рафінування сталі є ключовим етапом металургійного виробництва, який забезпечує видалення шкідливих домішок (сірки, фосфору, газів), формування оптимального хімічного складу та підвищення експлуатаційних характеристик металу. Важливу роль у цьому відіграють процеси взаємодії металу зі шлаком, вакуумування, продувки інертними газами, а також контроль параметрів теплового і масообмінного режимів.

Метою даних методичних рекомендацій є закріплення теоретичних знань та набуття практичних навичок розрахунку і аналізу основних переплавних і рафінуючих процесів. У ході виконання практичних робіт здобувачі навчаються визначати рівноважні характеристики системи «метал–шлак», оцінювати ефективність десульфурації та дефосфорації, розраховувати параметри дегазації та перемішування, а також аналізувати процеси випаровування та вигару елементів.

Отримані результати сприяють формуванню інженерного мислення, здатності до моделювання технологічних процесів і прийняття обґрунтованих рішень у сфері сучасної металургії.



## Практична робота №1

### Розрахунок ефективності скачування шлаку при дефосфорації та десульфурзації розплаву сталі

*Мета роботи:* вивчити процеси рафінування металеві ванни, визначити ефективність скачування шлаку у разі десульфурзації та дефосфорації металу.

#### **Теоретична частина**

*Десульфурация та дефосфорация металеві ванни* Для значного поліпшення фізико-хімічних та службових властивостей вуглецевих та легованих сталей необхідно найбільш повно видаляти сірку та фосфор при виплавці сталі у сталеплавильних агрегатах з основним футеруванням та основними шлаками. Під впливом фосфору значно погіршується пластичність сталі. Особливо це проявляється при низьких температурах. За наявності у сталі сірки та її сполук підвищується схильність до утворення гарячих тріщин при прокатці та зварюванні (температура плавлення сульфідів заліза  $1193^{\circ}\text{C}$ ), знижується опірність корозії, ударна в'язкість, пластичні властивості, погіршуються електротехнічні властивості.

В основному сталеплавильному шлаку в певних кількостях - містяться сульфід кальцію, марганцю, магнію, заліза, алюмінію та ін елементів. Між розплавом хімічно чистого заліза і сульфідом заліза існує необмежена розчинність. Але в присутності вуглецю та кремнію вона знижується. Сульфід марганцю і алюмінію дуже мало розчиняються в металі, а кальцію і марганцю - взагалі практично не розчиняються в розплаві сталі.

Сірка характеризується необмеженою розчинністю в рідкому залозі і дуже малою розчинністю в твердому, тому вона має високу схильність до ліквідації в злитках. При температурі  $985^{\circ}\text{C}$  утворюється евтектика Fe-FeS (близько 80%) яка послаблює зв'язок між зернами заліза, що обумовлює крихкість металу («червоноламкість»). При звичайних вмістах сірки в металі евтектика може і не утворюватися (навіть при десятикратному ступені ліквідації), але можливе утворення евтектики FeO-FeS (якщо метал переокислений).

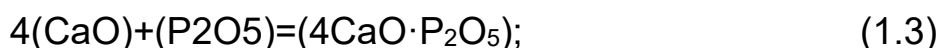
При низьких температурах існують фосфіди  $\text{Fe}_3\text{P}$ ,  $\text{Fe}_2\text{P}$ , FeP та  $\text{FeP}_2$ . На діаграмі стану сплавів Fe-P є максимум, що свідчить про те, що найбільш стійким у рідкому металі є фосфід  $\text{Fe}_2\text{P}$  (21,8% P). Розчинність фосфідів велика в рідкому залозі і дуже мала в твердому,

що призводить до утворення на межах зерен твердих фаз, що викликають крихкість металу при низьких температурах (явище «холодноламкості»). При збільшенні вмісту алюмінію в сталі (до 0,05...0,1%) утворюються міцні фосфіди FeP з температурою плавлення близько 1700°C. Вони кристалізуються насамперед і тому виділяються за межами зерен, а їхніх центрах. Цим частково пояснюється сприятливий вплив алюмінію на властивості сталей, що містять більше 0,05%P.

### **Дефосфорація**

Окислення фосфору протікає на межі метал-шлак, так як в обсязі металу вміст кисню в присутності вуглецю завжди нижче рівноважного з фосфором. Крім того, фосфор є поверхнево активним елементом/

Використовуючи для зручності молекулярну теорію, схему реакції окислення фосфору можна охарактеризувати такими стадіями:



За даними Дж. Чіпмена

$$\lg K_p = \lg \frac{a_{(4\text{CaO}\cdot\text{P}_2\text{O}_5)}}{[\%P]^2 a_{(\text{FeO})}^5 a_{(\text{CaO})}^4} = \frac{40067}{T} - 15,06. \quad (1.5)$$

Звідси можна визначити рівноважну концентрацію фосфору у металі.

У зв'язку зі складністю розрахунків активності оксидів, що входять у вираз константи рівноваги реакції фосфору, на практиці часто використовують коефіцієнт розподілу фосфору між шлаком та металом:

$$L_p = \frac{(\%P_2O_5)}{[\%P]}. \quad (1.6)$$

По ходу основної плавки його величина коливається в межах 50...500 залежно від (%FeO), основності шлаку, температури та ступеня наближення системи шлак-метал до рівноваги.

## Визначення параметрів розподілу фосфору між металом та шлаком при рівновазі реакцій

Вміст фосфору в металі перед спуском шлаку обчислюють за такою формулою:

$$[\%P]_I = \frac{P_{Ш}}{1 + \frac{L'_P Ш_I}{100}}, \quad (1.7)$$

де  $P_{Ш}$  - загальна кількість фосфору в шихті (чавуні, скрапі, шлакоутворюючих матеріалах і твердих окисниках), % від маси металу;  $Ш_I$  - маса шлаку до його спуску, % до маси металу;  $L'_P$  - коефіцієнт розподілу фосфору між металом та шлаком.

$$L'_P = \frac{(\%P)}{[\%P]} = \frac{(\%P_2O_5)}{2,29[\%P]} = \frac{L_P}{2,29}, \quad (1.8)$$

Вміст фосфору в металі після спуску шлаку та наведення нового:

$$[\%P]_{II} = \frac{P_B}{1 + \frac{L'_P Ш_{II}}{100}} = \frac{[\%P]_I}{1 + \frac{L'_P Ш_{II}}{100}}, \quad (1.9)$$

де  $Ш_{II}$  - маса наведеного шлаку (після спуску первинного шлаку), % до маси металу.

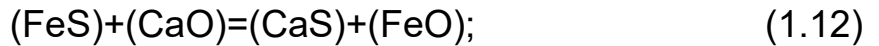
Вміст фосфору в металі без спуску шлаку і наведення нового - шлаку:

$$[\%P] = \frac{P_{Ш}}{1 + \frac{L'_P (Ш_I + Ш_{II})}{100}}. \quad (1.10)$$

### Процес десульфурації

Сірка має високу хімічну активність і утворює сульфіді практично з усіма елементами Періодичної системи Д.І. Менделєєва.

Поширена думка, що десульфурація протікає за наступними молекулярними реакціями, кожній з яких передує перехід добре розчинного сульфіді заліза з металу в шлак:



Встановлено, що з основних оксидів найбільш сильним десульфуратором є оксид кальцію.  $(\text{FeS})+(\text{CaO})=(\text{CaS})+(\text{FeO})$   
Константа рівноваги визначається:

$$K_p = \frac{a_{(\text{CaS})}a_{(\text{FeO})}}{a_{[\text{FeS}]}a_{(\text{CaO})}}. \quad (1.15)$$

За аналогією можна обчислити константи рівноваги інших реакцій.

На практиці для оцінки десульфуруючої здатності шлаку користуються коефіцієнтом розподілу сірки між шлаком та металом:

$$\eta_s = \frac{(\%S)}{[\%S]}, \quad (1.16)$$

де  $(\%S)$  и  $[\%S]$  – загальний вміст сірки в шлаку та металі - відповідно.

Кінцевий вміст сірки в готовому металі можна розрахувати за відомого значення  $\eta_s$  на основі балансу сірки:

$$[\%S] = \frac{S_{ш} - S_{ск} \pm S_{г}}{1 + 0,01Ш\eta_s}, \quad (1.17)$$

де  $S_{ш}$ - кількість сірки, внесеної всіма шихтовими матеріалами та добавками по ходу плавки; видаленої зі скачаним шлаком і поглиненої з газової фази (+) або видаленої (-) газову фазу, % до маси металу; Ш – маса шлаку, % до маси металу.

Роль скачування шлаку значна при високому  $\eta_s$  і не суттєва, якщо його величина  $< 3$ . У цьому корінна відмінність ролі скачування шлаку при десульфурації в порівнянні з дефосфорацією. Коефіцієнт розподілу

фосфору між шлаком і металом часто на 1...2 порядку більше чим  $\eta_s$  якщо це стосується печі і навпаки якщо обробка виконується в ковші . Тому навіть при одноразовій зміні шлаку і меншій його загальній кількості різко збільшується ступінь дефосфорації металу в порівнянні з роботою без скачування шлаку.

**Визначення параметрів розподілу сірки між металом і шлаком при рівновазі реакцій**

Вміст сірки в металі перед спуском шлаку визначають за такою формулою:

$$[\%S]_I = \frac{S_{III}}{1 + \frac{\eta_s III_I}{100}}, \quad (1.18)$$

де  $\eta_s$  - коефіцієнт розподілу сірки між металом і шлаком.

Вміст сірки в металі після спуску шлаку та наведення нового шлаку:

$$[\%S]_{II} = \frac{[\%S]_I}{1 + \frac{\eta_s III_{II}}{100}}. \quad (1.19)$$

Вміст сірки в металі без спуску шлаку та наведення нового шлаку:

$$[\%S] = \frac{S_{III}}{1 + \frac{\eta_s (III_I + III_{II})}{100}}. \quad (1.20)$$

**Розрахункова частина**

1. Розрахувати вміст фосфору і сірки в металі при рівновазі зі шлаком (вихідні дані взяти з табл.1 ):  $[\%P]_I$   $[\%S]_I$  – до зливу шлаку;  $[\%P]_{II}$   $[\%S]_{II}$  – після зливу шлаку;  $[\%P]$   $[\%S]$  – без зливу шлаку.

2. Розрахувати відносну ефективність дефосфорації та десульфюрації металу  $\delta_P$  та  $\delta_S$  за формулою:

$$\delta_P = \frac{[\%P] - [\%P]_{II}}{[\%P]} \cdot 100\%, \quad (1.21)$$

$$\delta_S = \frac{[\%S] - [\%S]_{II}}{[\%S]} \cdot 100\%.$$

(1.22)

3. Розраховані значення занести в таблицю 1.1 і побудувати графіки залежності ступеня рафінування металу ( $\delta_P$  та  $\delta_S$ ) при зміні коефіцієнту розподілу фосфору на 5;10;15 од. і сірки на 0,5; 1,0; 1,5 одиниць.

4. Зробити власні висновки

Таблиця 1.1 - Вихідні дані для розрахунку дефосфорації та десульфурації сталі

№ Вар.	Коефіцієнт розподілу		Маса шлаку, %		Загальна - кількість у шихті, % до		Вміст фосфору в - металі (зі скачуванням)			Вміст сірки в металі (зі скачуванням)		
	$L'_P$	$\eta_S$	$Ш_1$	$Ш_{11}$	$P_{ш}$	$S_{ш}$	[% P]	[% P]	[% P]	[%S]	[% S]	[%S]
1	70	6,0	6,0	6,0	0,30	0,07						
2	50	4,0	5,0	6,0	0,40	0,06						
3	60	4,0	6,0	7,0	0,50	0,05						
4	50	3,0	5,0	6,0	0,30	0,04						
5	100	4,0	6,0	5,0	0,20	0,04						
6	150	10	6,0	6,0	0,25	0,07						
7	120	8,0	5,0	5,0	0,35	0,06						
8	100	6,0	5,0	5,0	0,40	0,08						
9	70	5,0	6,0	6,0	0,35	0,06						
10	50	3,0	5,0	6,0	0,25	0,04						
11	40	2,5	6,0	5,0	0,30	0,05						
12	40	2,0	5,0	5,0	0,25	0,04						
13	30	2,0	6,0	6,0	0,20	0,05						
14	25	1,5	7,0	6,0	0,15	0,06						
15	25	1,5	5,0	5,0	0,20	0,07						



## Практична робота №2

### Визначення рівноважних коефіцієнтів розподілу сірки між шлаком та металом

*Мета роботи:* вивчити закони розподілу речовин у різних фазах, визначити рівноважний коефіцієнт розподілу сірки між металом та шлаком.

#### **Теоретична частина**

Сірка - шкідлива домішка, сприяє червоноломкості, погіршення зварюваності, зниження пластичності, тобто. погіршення якості сталі. Для рядових марок сталі допускається трохи більше 0,05...0,06 %, а якісних 0,02...0,03 % сірки. Так як вміст сірки в шихті зазвичай вище, ніж допускається в готовій сталі, то це призводить до необхідності видалення її з металу в шлак.

Кількість сірки віддаленої з металу в шлак залежить від коефіцієнта розподілу сірки між металом і шлаком в умовах рівноваги.

#### **Закон розподілу**

При рівновазі системи відношення концентрацій речовини, розчиненої у двох дотичних фазах, що не змішуються, величина постійна при постійній температурі (Закон Нернста 1890).

$$\frac{C_{AI}}{C_{AII}} = L_A.$$

Рівноважним коефіцієнтом розподілу сірки між металом і шлаком називається відношення відсоткового вмісту сірки у шлаку і в металі після досягнення хімічної рівноваги.

$$L_s = (\%S)/[\%S]$$

Вплив хімічного складу шлаку на  $L_s$  було досліджено Дж. Чіпмен після досягнення рівноваги на плавках, проведених в індукційній печі під нейтральною атмосферою. В результаті аналізу отриманих даних була встановлена прямолінійна залежність  $L_s$  від надлишку основних оксидів в шлаку  $n_{над}$ , молей на 100 г шлаку.

Залежність впливу надлишку основних оксидів на коефіцієнт - розподілу сірки при температурі 1580...1650 °C можна представити у вигляді формули:

$$\begin{aligned} \text{Якщо } n_{\text{над}} > -0,05\% \text{ то } L_s &= 1,4 + 16 n_{\text{над}} & (2.1) \\ \text{Якщо } n_{\text{над}} < -0,05 \text{ то } L_s &= 0,5 \end{aligned}$$

Розрахунок  $n_{\text{над}}$

$$\begin{aligned} n_{\text{над}} &= n_{\text{CaO}} + n_{\text{MgO}} + n_{\text{MnO}} - \\ &- (2n_{\text{SiO}_2} + 3n_{\text{P}_2\text{O}_5} + n_{\text{Al}_2\text{O}_3} + n_{\text{Fe}_2\text{O}_3}). \end{aligned} \quad (2.2)$$

Число молей кожного оксиду на 100 г шлаку:

$$n_{\text{CaO}} = \frac{(\% \text{CaO})}{56}, \quad n_{\text{SiO}_2} = \frac{(\% \text{SiO}_2)}{60} \quad (2.3)$$

і так для кожного елементу шлаку.

### Вплив окисленості (FeO)

Це критичний момент для аналізу. Чіпмен довів, що зі збільшенням вмісту закису заліза (FeO) у шлаку, рівноважна здатність шлаку поглинати сірку падає.

Залежність описується рівнянням:

$$\text{Log } L_s = 3870/T - 0,05 \cdot (\text{FeO}) - 0,082 \quad (2.4)$$

Крім розрахункових формул, можна використовувати графіки, що ґрунтуються на даних виробничих плавок (рис. 2.1).

Для певних умов за вкрай низьких значень FeO величина коефіцієнта розподілу може становити кілька сотень одиниць.

При високій основності шлаку найвищі значення коефіцієнтів - розподілу сірки досягаються в умовах доменної плавки. При вмісті (FeO) 0,1 - 0,2% коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і металом може **досягати 100 і більше.**

Досить високі для ефективної десульфурзації металу значення коефіцієнтів розподілу сірки можуть бути отримані за змістом (FeO) до 1,0 - 1,5% у відновлювальному періоді електроплавки, а також на установці ківш-піч.

У мартенівському і киснево-конвертерному процесах, а також в окислювальному періоді плавки в дугових електросталеплавильних - печах, значення коефіцієнтів розподілу сірки мінімальні і зазвичай **не перевищують 10.**

Як впливає з рис. 2.1 на коефіцієнт розподілу значний вплив має в'язкість шлаку, тому для оцінки коефіцієнта розподілу необхідно визначити в'язкість шлаку.

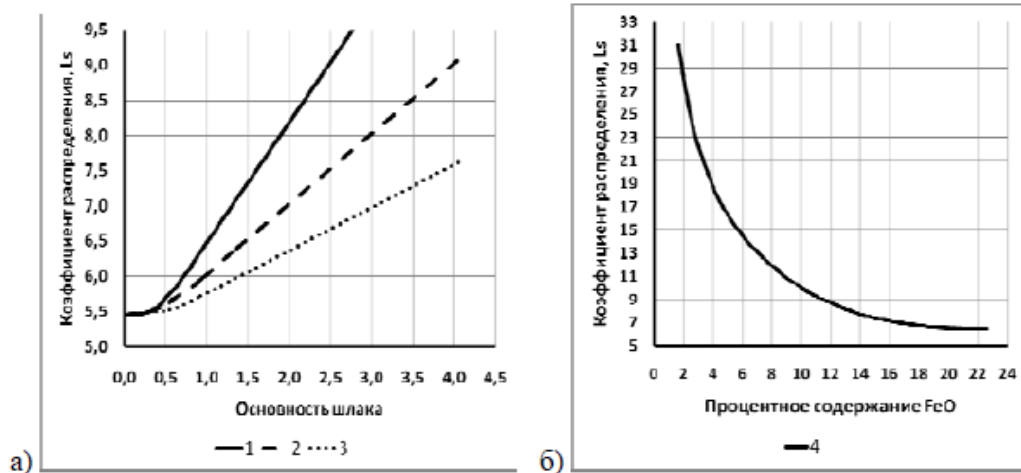


Рисунок 2.1 – Вплив основності шлаку (а) при процентному вмісті оксидів заліза 10%: 1-гомогенний шлак; 2 - гетерогенний шлак нормальної плинності; 3 - дуже в'язкий гетерогенний шлак); (б) вплив вмісту оксидів заліза (при основності, що дорівнює 3,5) на коефіцієнт розподілу сірки

Різде збільшення в'язкості шлаку (рис. 2.2) спостерігається при температурі, близькій до точки ліквідусу, коли збільшується кількість мікро- і макрокристалів у шлаку.

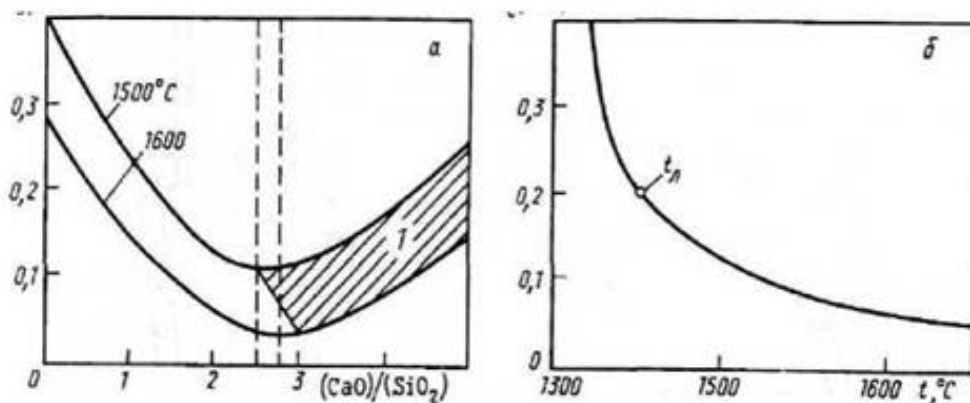


Рисунок 2.2 – Схема впливу основності (а) та температури (б) шлаку на його в'язкість у Па·с:  $t_{л}$  – температура ліквідусу; 1 - область гетерогенних шлаків

Мінімальна в'язкість шлаку зазвичай забезпечується за основності (CaO/SiO<sub>2</sub>) ~2,5. Однак за рахунок збільшення ступеня перегріву шлаку над лінією ліквідусу, що досягається підвищенням температури і добавкою розріджувачів, можна отримати рідко рухомі шлаки при основності 3 і вище.

## Розрахункова частина

1. Розрахувати коефіцієнт розподілу сірки між металом та шлаком за формулою Чіпмена та використовуючи дані таблиці 2.1.
2. Побудувати графік залежності коефіцієнту розподілу сірки від вмісту CaO.
3. Побудувати графік залежності коефіцієнту розподілу сірки від вмісту FeO.
4. Розрахувати коефіцієнт розподілу сірки і побудувати графік впливу температури шлаку при заданому (FeO) на  $L_s$
5. Розрахувати коефіцієнту розподілу сірки і побудувати графік впливу вмісту (FeO) у шлаку при заданій температурі на  $L_s$
6. Проаналізувати склад шлаку та значення коефіцієнта - розподілу сірки, використовуючи рис. 2.1 та 2.2.
7. Дати власні висновки.

Таблиця 2.1 - Вихідні дані

№ вар	Номер шлаку	Температура шлаку	Склад шлаку, % (мас.)						
			CaO	MgO	MnO	FeO(заг)	SiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
1	1,8,20	1580	45	10	10	12	15	3	5
2	2,16,17	1650	48	10	10	9	16	3	4
3	3,11,13	1633	50	5	6	18	10	5	6
4	4,6,12,	1720	47	3	14	18	15	2	1
5	5,8,16	1580	52	12	3	19	12	1	1
6	6, 14,18	1610	52	5	2	25	8	3	5
7	7,10,16	1590	56	2	3	20	17	1	1
8	8,7,14	1670	50	8	3	18	10	5	6
9	9,3,13	1620	41	3	14	24	15	2	1
10	10,18,1	1630	52	12	3	19	12	1	1
11	11,6,16	1610	45,1	6	1,7	23,8	14,3	0,7	4
12	12,19,2	1600	51,1	2,3	5	22,7	14,7	1	0,9
13	13,4,15	1490	47	10	10	7	18	3	5
14	14,19,1	1580	45	0,5	1	10	35	3	5
15	15,5,10	1650	41	6	4	10	30	1,5	5
16	16,6,12	1633	40	12	2	10	28	0,6	8
17	17,18,7	1720	48	4	6	10	29	0,6	1,1
18	18,8,12	1580	47,1	5	2	10	26	0,6	1,9
19	19,11,2	1610	49,1	7	1	10	29	0,5	1,5
20	20,10,16	1590	48,1	4	6	10	31	0,6	1,1



## Практична робота №3 Перемішування та дегазація сталі під час продування нейтральним газом

*Мета роботи:* Вивчити один із способів гомогенізації та дегазації сталі, що полягає в продувці розплаву нейтральним газом. Визначити час повного перемішування продуванням, що забезпечує гомогенізацію розплаву і час продування з метою часткового видалення водню.

### **Теоретична частина**

Продувку сталі виробляють з метою гомогенізації розплаву, усереднення температури, видалення газів та неметалічних включень.

#### *Гомогенізація розплаву*

У процесі продування сталі в ковші відбувається вирівнювання вмісту окремих елементів обсягом металу, тобто його гомогенізація. Це має велике значення для підвищення якості, оскільки розкислювачі і легуючі добавки, що присаджуються в ківш під час випуску, розподіляються нерівномірно. По висоті ковша різниця у вмісті таких елементів, як кремній та марганець, може досягати 0,05-0,15% абс. Після продування сталі інертним газом ця різниця не перевищує 0,01-0,03%.

На підставі дослідження поведінки металу при продуванні в різних агрегатах, запропонована наступна залежність часу  $\tau$  (с), необхідного для досягнення 95% гомогенізації, від параметрів продування як функції дисипації (розсіювання) енергії

$$\tau = 650 \cdot \varepsilon^{-0,4} \quad (3.1)$$

де  $\varepsilon$  - функція енергії дисипації (потужність перемішування), кВт/т;

$$\varepsilon = 6,18 \cdot 10^{-3} \cdot \frac{V_{Ar} \cdot T}{G_{ст}} \cdot \ln \left( 1 + \frac{\rho \cdot g \cdot H}{P} \right) \quad (3.2)$$

де  $V_{Ar}$  - витрата газу (аргону) на продування, л/хв;  
 $6,18 \cdot 10^{-3}$  - коефіцієнт, що враховує універсальну газову сталу, густину аргону та переведення одиниць;

$T$  – температура металу, К;

$G_{ст}$  – маса металу, т;  $\rho$  - щільність розплаву, кг/м<sup>3</sup> (7000 кг/м<sup>3</sup>);

$H$  - висота шару металу над продувною фурмою, м;  
 $g$  - гравітаційне прискорення, м/с<sup>2</sup>;  
 $P$  - тиск газу над розплавом, Па ( $1,03 \cdot 10^5$  Па).

Рівняння (3.2) описує потужність дисипації при впливанні газових бульбашок, що спостерігається при продуванні через пористі пробки, коли кінетична енергія газу, що надходить у метал, невелика.

При продуванні нейтральним газом у ковші утворюється газометалева емульсія. У зв'язку з обмеженістю обсягу ковша витрата нейтрального газу обмежена.

Максимально можлива витрата аргону становить, м<sup>3</sup>/хв:

$$V_{Ar}^{max} = (0,1 \dots 0,15) \cdot \frac{273}{T} \cdot \frac{1000}{\rho_{ст}} \cdot \frac{60}{H/W} \cdot G_{ст} \quad (3.3)$$

де  $H$  – глибина занурення фурми, м;  
 $G_{ст}$  – маса металу, т;  
 $W$  - швидкість спливання бульбашок (приймаємо 0,6 м/с).

#### *Дегазація розплаву*

Граючи роль вакуумних порожнин (парціальний тиск газу, що видаляється в бульбашці спочатку дорівнює нулю, бульбашки інертного газу в процесі продування екстрагують з рідкої сталі водень та інші гази.

В умовах рівноваги розподіл водню між металом та бульбашками визначається законом Сивертса:

$$[H] = K \sqrt{P_{H_2}} \quad (3.4)$$

Константа рівноваги реакції розчинення водню:

$$\lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,577 \quad (3.5)$$

Припускаючи, що цього закону дотримується (досягається рівновага), отримано рівняння для визначення необхідної кількості інертного газу з метою певної дегазації (м<sup>3</sup>/т):

$$V = \frac{2240}{M} \cdot K^2 \cdot P \cdot \left( \frac{1}{[c]_к} - \frac{1}{[c]_н} \right) + ([c]_к - [c]_н) \quad (3.6)$$

де  $M$  - молекулярна маса газу, що видаляється (для водню  $M = 2,016$ );

$K$  - константа рівноваги реакції розчинення (водню);

$P$  – тиск над розплавом, атм (1,0атм);

$[c]_н$  і  $[c]_к$  - початковий і кінцевий вміст газу, %.

Час перемішування, хв.

$$\tau = \frac{V \cdot G_{ст}}{V_{Ar} \cdot k} \quad (3.7)$$

де  $\tau$  - ступінь наближення до рівноваги ( $k = 0,7 - 0,8$ ).

### Видалення неметалевих включень

Флотація неметалічних включень та видалення їх з рідкої сталі при продуванні інертним газом відбуваються в результаті при липанні їх до газових бульбашок і підйому разом з ними. При проходженні бульбашок через шар або плівку шлаку ці включення розчиняються в шлаку.

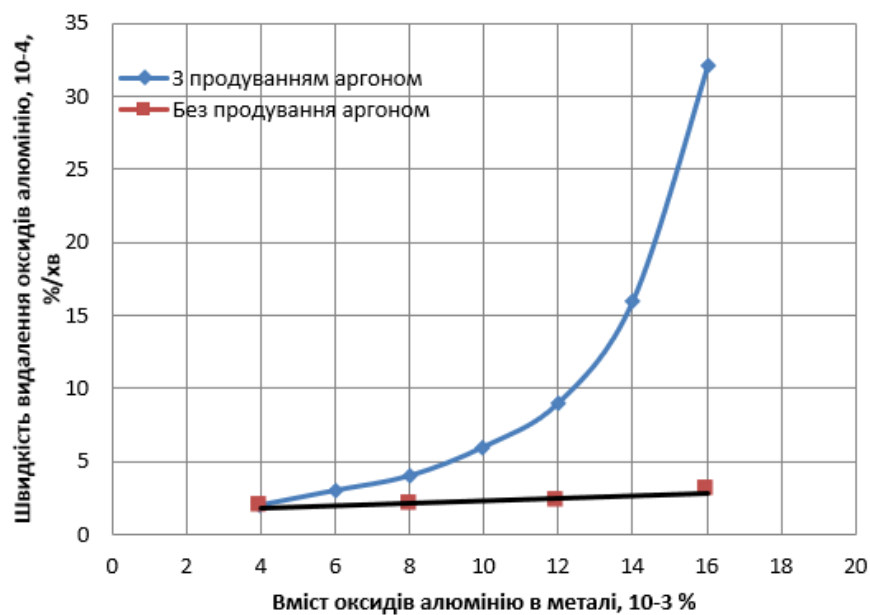


Рисунок 3.1 – Залежність швидкості зміни вмісту ( $Al_2O_3$ ) у сталі від його початкового вмісту з використанням та без використання продування

## Розрахункова частина

- 1) Визначити час повного перемішування  $t$ , що забезпечує гомогенізацію розплаву при заданій витраті  $W_{A_2}$ .
- 2) Розрахувати максимально допустимій витраті  $W^{max}_{Ar}$  інертного газу.
- 3) Визначити час перемішування для отримання необхідного зниження концентрації водню в розплаві з початкового до заданого.
- 4) Зробити оцінку за допомогою рис. 3.1 швидкості зміни вмісту неметалевих включень ( $Al_2O_3$ ) з продуванням і без і кількості неметалевих включень у вигляді ( $Al_2O_3$ ) після обробки в ковші з використанням продування і без неї за час розрахований у п. 2 (початковий вміст ( $Al_2O_3$ ) з таблиці 3.1).

Таблиця 3.1 - Вихідні дані

№ вар	$G_{ст}$ ТОНН	$W_{A_2}$ , л/хв	$T$ , кельвін	$H$ , м	Початковий вміст водню, [с] <sub>н</sub> %	Заданий вміст водню, [с] <sub>к</sub> %	( $Al_2O_3$ ) %
1	50	380	1883	2,2	0,000236	0,000215	0,013
2	50	410	1880	2,2	0,00032	0,000283	0,014
3	50	450	1873	2,2	0,000269	0,000218	0,012
4	80	600	1873	2,8	0,000312	0,000262	0,011
5	80	650	1883	2,8	0,000308	0,000278	0,013
6	80	700	1880	2,8	0,000237	0,000186	0,012
7	100	800	1876	3,1	0,000304	0,000281	0,015
8	100	820	1882	3,1	0,000256	0,000234	0,014
9	100	860	1871	3,1	0,00024	0,000182	0,012
10	160	1000	1873	3,5	0,000263	0,000215	0,013
11	160	1100	1876	3,5	0,000332	0,000276	0,011
12	160	1150	1882	3,5	0,000286	0,000213	0,012
13	250	1250	1876	4	0,000264	0,000197	0,013
14	250	1280	1882	4	0,000302	0,000254	0,014
15	250	1300	1871	4	0,000275	0,000263	0,012
16	330	1320	1871	4,4	0,000254	0,000221	0,012
17	330	1310	1880	4,4	0,000316	0,000206	0,013
18	330	1200	1882	4,4	0,00027	0,000178	0,014
19	480	1010	1876	4,9	0,000302	0,000274	0,010
20	480	800	1882	4,9	0,000261	0,000223	0,014
21	480	750	1871	4,9	0,000236	0,000156	0,012



## Практична робота №4

### Розрахунок коефіцієнту випаровування компоненту в умовах вакуумно-індукційної плавки

*Мета роботи:* навчитися визначати кількість елементів, що випаровуються в ході вакуумно-індукційної плавки.

#### **Теоретичні положення**

Марганець (Mn) — один із ключових легувальних елементів у конструкційних і високоміцних сталях. Завдяки високій хімічній активності та порівняно низькому тиску насиченої пари при високих температурах, Mn інтенсивно випаровується під час вакуумного плавлення, що може призвести до: втрати контролю складу сплаву, погіршення механічних властивостей, збільшення собівартості через компенсацію втрат.

Кінетика випаровування. У високомарганцевих сталях випаровування Mn підпорядковується кінетиці першого порядку, а швидкість зростає з температурою та часом витримки. У процесах вакуумного рафінування Mn випаровується переважно з поверхні рідкого металу, а характер масоперенесення залежить від тиску та наявності шлакового шару. Існує два основні механізми випаровування: окисно-летка форма — Mn на поверхні металу реагує з киснем газової фази й випаровується у вигляді оксидів ( $MnO$ ,  $Mn_3O_4$ ,  $Mn_2O_3$ ,  $MnO_2$ ). Це головний механізм. Чиста атомарна форма — Mn випаровується як металевий пар і вже потім окислюється. Другорядний механізм.

Швидкість випаровування марганцю різко збільшується з підвищенням температури. Для сталей встановлено прямий зв'язок між температурою та інтенсивністю втрат. Тиск у вакуумі (5–1000 Па) втрати марганцю можуть досягати значних величин, особливо при температурах 1973–2023 К, зниження тиску збільшує парціальний тиск Mn і відповідно швидкість його випаровування. Вища початкова концентрація Mn посилює випаровування, оскільки зростає його парціальний тиск. Вміст вуглецю знижує парціальний тиск Mn та зменшує втрати марганцю; вміст Si практично не впливає. Шлаковий шар його наявність шлаку значно знижує швидкість випаровування Mn, виступаючи як бар'єр масоперенесення. Ефект сильніший, ніж навіть підвищення тиску.

Повнота процесу випаровування при вакуумній плавці характеризується коефіцієнтом випаровування Олетте ( $\alpha$ ):

$$\alpha = (\gamma_i p_i^0) / (\gamma_{Fe} p_{Fe}^0) \sqrt{M_{Fe} / M_i} \quad (4.1)$$

де  $\gamma_i, \gamma_{Fe}, p_i^0, p_{Fe}^0, M_i, M_{Fe}$  - коефіцієнти активностей, тиски парів і молекулярні маси елементу-домішки і заліза.

Знаючи  $\alpha$  можна оцінити відносні втрати елементів в процесі плавки в вакуумі:

$$u = 100 - 100 \cdot [1 - (u_{Fe})^\alpha], \quad (4.2)$$

де  $u_i, u_{Fe}$  – відносні втрати домішки і заліза.

Коефіцієнт  $\alpha$  можна розрахувати за рівнянням (4.1) або визначити експериментально. В першому випадку необхідно знати табличні дані по коефіцієнтам активностей і тискам парів компонентів. В другому – дослідні дані про швидкості випаровування елементів.

Швидкість випаровування компонентів описується рівнянням:

$$-\frac{dc}{d\tau} = K \left( \frac{S}{V} \right) c, \quad (4.3)$$

де  $S$  і  $V$  – поверхня і об'єм розплаву.

Після інтегрування виразу (4.3) в межах  $\tau=0$  і  $\tau$ ;  $c=c_0$  і  $c$  отримаємо:

$$\ln \left( \frac{c_0}{c} \right) = K(S/V)\tau \quad (4.4)$$

Для чисто кінетичного режиму випаровування константа швидкості випаровування домішки може бути обчислена за рівнянням Ленгмюра:

$$K_i = \left( \frac{\gamma_i p_i^0}{\rho} \right) \sqrt{M_{Fe}^2 / (2\pi R T M_i)}, \quad (4.5)$$

де  $\rho$  – щільність розплаву;

$R, T$  – універсальна газова стала і температура.

## Розрахункова частина

Визначити коефіцієнт випаровування ( $\alpha$ ) марганцю при плавці в ВІП розплаву Fe - 4 % Mn.

*Вихідні дані.*

1. Плавка проводиться в вакуумній індукційній печі місткістю 1000 кг, діаметр тиглю 0,51 м, тривалість вакуумування 600 с, щільність розплаву  $\rho=7000$  кг/м<sup>3</sup>.

2. Температура  $T = 1873$  К.

3. Тиск пари заліза  $P^0 = 6,9$  Па.

4.  $\ln \gamma_{Fe} = 0,389 x^2$  .

5. Константа швидкості випаровування марганцю  $K_{Mn} = 1,16 \cdot 10^{-4}$  мс<sup>-1</sup>.

6.  $\gamma^{Fe} = 1,43$  при 1873 К.

Для чисто кінетичного режиму випаровування константа швидкості випаровування домішки може бути обчислена за рівнянням Ленгмюра:

*Приклад рішення.*

Розрахуємо площу поверхні металу в тиглі:

$$S = \pi R^2 = 3,14 \cdot 0,255^2 = 0,204 \text{ м}^2.$$

Об'єм металу в тиглі:

$$V = m/\rho = 1000/7000 = 0,143 \text{ м}^3$$

За рівнянням (4) визначимо кінцевий вміст марганцю:

$$\ln(4,0/C_{Mn}) = 1,16 \cdot 10^{-4} \cdot 0,204/0,143 \cdot 600 = 0,0993$$

$$\text{Звідки } C_{Mn} = 3,62$$

Відносні втрати марганцю складатимуть  $(4-3,62)/4 \cdot 100\% = 9,5\%$ .

Константу швидкості випаровування заліза визначимо за формулою (5):

$$K_{Fe} = [(6,9/7000) \cdot (55,85^2/2 \cdot 3,14 \cdot 8,31 \cdot 1873 \cdot 54,94)^{0,5}] = 2,4 \cdot 10^{-5} \text{ м/с}$$

Тепер за формулою (4) розрахуємо кінцеву концентрацію заліза:

$$\ln(96/C_{Fe}) = (2,4 \cdot 10^{-5} \cdot 600 \cdot 0,204/0,143) = 0,021$$

$$\text{Звідки } C_{Fe} = 94,1\%$$

Відносні втрати заліза дорівнюють  $[(96 - 94,1)/96] \cdot 100 = 2,0\%$ .

Для визначення  $\alpha$  прологарифмуємо рівняння (2) і підставимо відповідні значення  $u_{Mn}$  і  $u_{Fe}$ .

$$\alpha = \frac{\ln \left[ \frac{100 - 9.46}{100} \right]}{\ln \left[ 1 - \left( \frac{2,0}{100} \right) \right]} = 5$$

Оскільки  $\alpha > 1$ , то в процесі випаровування в розплаві знижується вміст марганцю. Якщо  $\alpha < 1$ , то розплав буде збагачуватись розчиненим компонентом.

Таблиця 4.1 – Варіанти для розрахунку

№ вар.	Початковий вміст Mn в розплаві	Місткість печі, кг	Діаметр тиглю, м	Тривалість вакуумування, хв	Температура, К	Тиск пари заліза, Па
1	3,8	500	0,41	10	1873	6,9
2	3,6	1000	0,51	14	1853	6,0
3	3,5	1500	0,60	18	1863	7,0
4	3,2	2000	0,80	20	1860	5,0
5	4,0	500	0,41	12	1880	6,5
6	3,9	1000	0,51	15	1875	5,5
7	3,7	1500	0,60	17	1873	7,5
8	3,4	2000	0,80	18	1853	8,0
9	4,0	100	0,30	12	1843	5,5
10	4,1	200	0,35	13	1873	6,5

Звіт з роботи має містити:

1. Розрахункову частину
2. Власні висновки щодо процесу випаровування марганцю.



## Практична робота №5

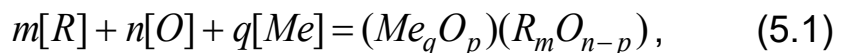
### Розрахунок вигару легуючих елементів при випуску плавки

*Мета роботи:* отримати знання і навчитися розраховувати вигар легуючого компоненту, 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 розкислювачів приведений в табл. 5.1 – 5.4.

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.

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, вельми 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.

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.

### Розрахункова частина

*Вигар феросплавів*  $Y$  – масова частка корисного елементу феросплаву, яка не засвоїлась розплавом, а була втрачена через взаємодію із киснем, що міститься у металі, шлаковій фазі та повітрі. Залежно від використовуваних феросплавів розраховується за наступними формулами:

*вигар марганцю*

$$Y_{Mn} = 100 \cdot \left[ 1 - \frac{M_{cm} (Mn_{cm} - Mn_{нов})}{Mn_{FeMn} \cdot M_{FeMn} + Mn_{FeSi} \cdot M_{FeSi}} \right], \%, \quad (5.2)$$

де  $M_{cm}$ ,  $M_{FeMn}$ ,  $M_{FeSi}$  – вага відповідно рідкої сталі, феромарганцю і силікомарганцю, т;

$Mn_{cm}$ ,  $Mn_{нов}$ ,  $Mn_{FeMn}$ ,  $Mn_{FeSi}$  – вміст марганцю відповідно у готовій сталі, на повалці перед розкисленням, у феромарганці та феросиліцію, %.

*вигар кремнію*

$$Y_{Si} = 100 \cdot \left[ 1 - \frac{M_{cm} \cdot Si_{cm}}{Si_{FeMn} \cdot M_{FeMn} + Si_{FeSi} \cdot M_{FeSi}} \right], \%, \quad (5.3)$$

де  $M_{ст}, M_{FeMn}, M_{FeSi}$  – вага відповідно рідкої сталі, феромарганцю і феросиліцію, т;

$Si_{ст}, Si_{пов}, Si_{FeMn}, Si_{FeSi}$  – вміст марганцю відповідно у готовій сталі, на повалці перед розкисленням, у феромарганці та феросиліцію, %.

*вигар вуглецю*

$$Y_C = 100 \cdot \left[ 1 - \frac{M_{ст} \cdot (C_{ст} - C_{пов})}{C_{кокс} \cdot M_{кокс} + C_{FeMn} \cdot M_{FeMn}} \right] \quad (5.4)$$

де  $M_{ст}, M_{кокс}, M_{FeMn}$  – вага відповідно рідкої сталі, коксу феромарганцю і силікомарганцю, т;

$C_{ст}, C_{пов}, C_{кокс}, C_{FeMn}$ , – вміст вуглецю відповідно у готовій сталі, на повалці перед розкисленням, у кокосі, феромарганці та силікомарганці, %.

*вигар алюмінію*

$$Y_{Al} = 100 \cdot \left[ 1 - \frac{M_{ст} \cdot (Al_{ст} - Al_{пов})}{Al_{чушк} \cdot M_{чушк} + Al_{FeSi} \cdot M_{FeSi}} \right] \quad (5.5)$$

де  $M_{ст}, M_{чушк}, M_{FeSi}$  – вага відповідно рідкої сталі, чушкового алюмінію і феросиліцію, т;

$Al_{ст}, Al_{пов}, Al_{чушк}, Al_{FeSi}$  – вміст алюмінію відповідно у готовій сталі, на повалці перед розкисленням, у чушковому алюмінію та феросиліцію, %.

Теоретичні розрахунки вигару:  
*вуглецю*

$$Y_C = 0,537 - 0,34[C]_{пов}; \quad (5.6)$$

*марганцю*

$$Y_{Mn} = 0,217 - 0,17[C]_{пов}. \quad (5.7)$$

### Звіт з роботи має містити

1. Розрахунок наведених вище показників (формули 2-5), студенти мають встановити та пояснити основні технологічні закономірності процесу вигару при розкисленні сталі.

2. Використовуючи дані таблиці вихідних даних необхідно побудувати графіки наступних залежностей при зміні вмісту вуглецю повалки на 0,02%; 0,04%; 0,06% (використовувати формули 6 і 7):

$$Y_{Mn} = f(C_{нов}), Y_c = f(C_{нов}).$$

3. Власні висновки щодо виконаних розрахунків

Таблиця 5.1 - 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

Таблиця 5.2 - 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
2.	ФС 75	74-80	-	0,02	0,05	1,0	0,4	0,4

Таблиця 5.3 - Хімічний склад коксикю

Марка	Вміст, %				
	Вуглецю	Волога	Зольність	Фосфор	Сірка
1	2	3	4	5	6
КД (коковий дріб'язок)	82-88	5-15	10-13	0,002	0,6-1,1

Таблиця 5.4 - Хімічний склад алюмінію

Марка	Al, % (мін.)	Fe, % (макс.)	Si, % (макс.)	Cu, % (макс.)	Zn, % (макс.)	Mg, % (макс.)
1	2	3	4	5	6	7
АВ91	91,0	2,5	4,0	3,0	1,2	0,8

Таблиця 5.5 - Вихідні дані до розрахунку

№	Склад перед розкисленням, %				Склад готової сталі, %				Вага сталі, $M_{cm}$ т	Витрати розкислювачів, т			
	$C_{пов}$	$Si_{пов}$	$Mn_{пов}$	$Al_{пов}$	$C_{cm}$	$Si_{cm}$	$Mn_{cm}$	$Al_{cm}$		FeMn	FeSi	Al	C
1	0,1	0,01	0,12	0,002	0,18	0,12	0,36	0,005	160	0,6	0,300	0,035	0,18
2	0,12	0,01	0,16	0,002	0,2	0,12	0,4	0,004	150	0,7	0,350	0,015	0,15
3	0,18	0,01	0,2	0,002	0,26	0,12	0,44	0,005	300	1,2	0,700	0,03	0,31
4	0,2	0,01	0,22	0,002	0,28	0,12	0,46	0,003	250	0,9	0,500	0,025	0,23
5	0,21	0,01	0,19	0,002	0,29	0,12	0,43	0,0035	220	0,8	0,400	0,035	0,22
6	0,15	0,02	0,24	0,002	0,23	0,13	0,48	0,0045	130	0,6	0,300	0,015	0,15
7	0,29	0,01	0,21	0,002	0,37	0,12	0,45	0,004	50	0,2	0,100	0,01	0,05
8	0,4	0,01	0,26	0,002	0,48	0,12	0,5	0,003	100	0,35	0,220	0,015	0,1
9	0,14	0,01	0,28	0,002	0,22	0,12	0,52	0,005	150	0,7	0,310	0,035	0,11
10	0,08	0,01	0,1	0,002	0,16	0,12	0,34	0,004	160	0,6	0,280	0,02	0,12
11	0,1	0,02	0,12	0,002	0,18	0,13	0,36	0,005	180	0,8	0,390	0,035	0,15
12	0,15	0,01	0,15	0,002	0,23	0,12	0,39	0,003	250	1,2	0,550	0,025	0,18
13	0,2	0,02	0,16	0,002	0,28	0,13	0,4	0,0035	220	0,9	0,450	0,035	0,2
14	0,2	0,02	0,18	0,002	0,28	0,13	0,42	0,0045	240	1,1	0,500	0,035	0,22
15	0,16	0,01	0,16	0,002	0,24	0,12	0,4	0,004	250	0,9	0,480	0,035	0,25
16	0,14	0,01	0,2	0,002	0,22	0,12	0,44	0,003	280	1,1	0,560	0,03	0,32
17	0,12	0,02	0,22	0,002	0,2	0,13	0,46	0,005	300	1,3	0,635	0,035	0,31
18	0,16	0,01	0,24	0,002	0,24	0,12	0,48	0,0045	320	1,4	0,630	0,035	0,36
19	0,14	0,01	0,18	0,002	0,22	0,12	0,42	0,0035	340	1,2	0,710	0,035	0,39
20	0,1	0,02	0,2	0,002	0,18	0,13	0,44	0,004	350	1,6	0,750	0,035	0,41

**Практична робота №6**  
**Дегазація сталі при обробці в вакууматорі циркуляційного (RH)**  
**типу**

*Мета роботи:* навчитись оцінювати ефективність дегазації металу при вакуумуванні в установках типу RH.

**Теоретична частина**

Спочатку обробка металу при зниженому тиску (вакуумна обробка) передбачалася з метою видалення зі сталі водню і азоту. В її основі лежить залежність розчинності газу в рідині певного складу від його парціального тиску. Відповідно до досліджень Сивертса для випадку розчинення двохатомних газів, наприклад водню, розчинність останнього при постійній температурі пропорційна квадратному кореню з парціального тиску

$$[H] = K'_{H_2} \sqrt{P_{H_2}} \quad (6.1)$$

Рідка сталь у процесі виплавки і обробки завжди містить певну кількість водню (2 - 7 см<sup>3</sup>/100 г). В мартенівському процесі, внаслідок поглинання водню з продуктів горіння, його вміст вище, ніж наприкінці продувки в кисневому конвертері. В киснево-конвертерному процесі кількість водню наприкінці продувки, у значній мірі, визначається витратами і якістю використовуваного вапна.


При електроплавці найбільш сприятливі умови для поглинання водню сталлю, створюються у відновлювальний період під білими шлаками, тому що в цей період повністю припиняється видалення водню з металу з пузирями окису вуглецю.

Температурна залежність розчинності водню в рідкому залізі визначається рівнянням:

$$\lg[H] = \lg K'_{H_2} = \frac{7605}{4575T} + \frac{1038}{4575} \quad (6.2)$$

або

$$\lg[H] = \lg K'_{H_2} \sqrt{P_{H_2}} = \frac{7605}{4575T} + \frac{1038}{4575} + \frac{1}{2} \lg P_{H_2} \quad (6.3)$$



Концентрація водню в рівняннях (2) і (3) виражена в промілях,  $P_{H_2}$  – у технічних атмосферах.

З присутністю водню в сталі зв'язаний такий небезпечний дефект, як флокени. Верхні границі концентрації водню, при яких у металі не утворюються флокени, залежать від складу сталі, швидкості охолодження, перетину прокату і кування. Прокат нелегованої сталі, як правило, не уражений флокенами. Разом з тим, з підвищенням концентрації вуглецю небезпека утворення флокенів зростає. Сталі, що містять близько 1,5% Mn не повинні містити більше  $3 \text{ см}^3/100 \text{ г}$  водню або  $3 \cdot \frac{2 \cdot 0.1554}{22410} \approx 0.00027\%$ , низько- і середньолеговані хромисті і хромонікелеві сталі - більш  $2,5 \text{ см}^3/100 \text{ г}$ ; гранична концентрація водню в легованій сталі, що йде на важкі кування, не повинна перевищувати  $2,0 \text{ см}^3/100 \text{ г}$ .

Відповідно до рівняння (6.1), при зниженні тиску, рівноважні концентрації водню становлять ( $\text{см}^3/100\text{г}$ ):

- при тиску  $10^{-3}$  мм.рт.ст. - 0,03;
- при тиску 1 мм.рт.ст. - 1,0;
- при тиску 7,6 мм.рт.ст. - 2,8.

Отже, зниження тиску над металом є діючим способом зменшення концентрації водню. На розчинність водню в сталі значний вплив роблять леговані елементи, а також кисень. Підвищення вмісту кисню практично лінійно знижує розчинність водню.

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;
- порційне і циркуляційне вакуумування;
- вакуумування при переливі з ковша в ківш або з ковша у виливницю (струменеве вакуумування).

### **Розрахункова частина**

Процес дегазації при циркуляційному вакуумуванні описується рівнянням першого порядку. Основна формула для розрахунку концентрації газу [G] у момент часу, t:

$$[G]_t = [G]_p + ([G]_0 - [G]_p) e^{-k \cdot t} \quad (6.4)$$

де  $[G]_t$  — вміст газу в сталі через певний час обробки, %;



$[G]_0$  — початковий вміст газу, %;  
 $[G]_p$  — рівноважний вміст газу при заданому залишковому тиску у вакуум-камері, %;  
 $k$  — константа швидкості дегазації, хв-1;  
 $t$  — тривалість вакуумування, хв.

для RH-процесу константа швидкості залежить від інтенсивності циркуляції металу:

$$k=Q/M \eta \quad (6.5)$$

де  $Q$  — швидкість циркуляції металу (т/хв);  
 $M$  — маса металу в ковші (т);  
 $\eta$  — коефіцієнт ефективності дегазації (зазвичай 0,1–0,4 для азоту та 0,5–0,8 для водню).

Визначення необхідного часу вакуумування  $t$ : (дана формула дозволяє розраховувати час вакуумування як для водню так і для азоту)

$$\tau = -\frac{1}{k} \cdot \ln \left( \frac{[H]_{\tau} - [H]_p}{[H]_0 - [H]_p} \right) \quad (6.6)$$

де  $[H]_t$  — вміст газу в сталі через певний час обробки, ppm%;  
 $[H]_0$  — початковий вміст газу, ppm%;  
 $[H]_p$  — рівноважний вміст газу при заданому залишковому тиску у вакуум-камері, ppm%.

### **Завдання розрахунку**

1. Визначити тривалість вакуумування сталі для досягнення заданого вмісту водню і азоту.
2. Провести моделювання процесу зі зміною(збільшенням) швидкості циркуляції металу на 2,4,6 % і побудувати графік впливу швидкості циркуляції на час обробки
3. Провести розрахунки часу вакуумування при зміні  $\eta$  — коефіцієнту ефективності дегазації у діапазоні: 0,1–0,4 для азоту та 0,5–0,8 для водню і побудувати відповідний графік.
4. Привести власні міркування щодо ефективності процесу дегазації сталі на установці RH.

Таблиця 6.1 - Вихідні дані для розрахунку

№ п/п	Маса сталі в ковші (М), т	Швидкість циркуляції (Q), т/хв	Дані для розрахунку водню			Дані для розрахунку азоту		
			[H] <sub>o</sub>	[H] <sub>t</sub>	[H] <sub>p</sub>	[N] <sub>o</sub>	[N] <sub>t</sub>	[N] <sub>p</sub>
1	100	40	6,39	2,59	0,93	63,93	11,08	3,65
2	150	50	8,65	2,04	1,42	44,95	9,17	5,91
3	160	60	7,17	3,44	1,38	55,33	12,21	4,54
4	200	45	9,52	2,26	1,09	59,18	16,28	6,79
5	250	85	8,78	2,73	1,43	31,13	14,14	6,06
6	300	95	6,06	1,80	0,48	55,76	9,10	3,29
7	350	100	6,92	2,65	1,21	37,55	12,03	4,13
8	160	75	8,20	2,42	1,41	36,69	11,06	5,60
9	200	65	7,11	3,38	1,04	37,50	13,83	4,32
10	250	55	9,31	2,95	0,59	45,60	14,22	4,52
11	300	85	8,42	4,19	1,22	56,26	12,41	5,75
12	100	45	6,91	2,56	1,09	41,74	12,10	4,15
13	150	85	6,87	2,50	0,66	39,10	11,45	4,14
14	160	95	8,42	3,52	1,67	27,22	9,70	5,79
15	200	100	7,39	3,57	1,37	48,13	7,78	4,68
16	250	75	9,47	3,27	1,60	43,86	17,61	6,84
17	300	65	8,15	3,80	1,90	54,51	17,25	5,37
18	350	55	6,74	2,34	0,60	46,89	7,65	3,95
19	160	60	7,22	3,03	1,70	45,51	13,87	4,43
20	100	40	8,02	3,33	1,96	38,32	11,00	5,30



## **Індивідуальні завдання №1,2**

### **Аналітичні дослідження сучасних технологій сучасних технологій рафінування і виплавки металу**

*Мета роботи:* проведення аналітичних досліджень у напрямку сучасних технологій рафінування і виплавки сталі

#### ***Методика проведення роботи***

Відповідно до теми (назва роботи) необхідно самостійно знайти літературні джерела у якому наведені відомості з цієї теми у вигляді аналізу статей у журналах.

Для того, щоб отримати оцінку "задовільно", треба знайти одну статтю, "добре" – 3-4, "відмінно" – більше п'яти статей з теми завдання. Практична робота з конспектом статей з наведенням основних тез наукового пошуку, малюнків, що ілюструють ці тези, висновки автора (авторів), У випадку, коли розглядається декілька статей, необхідно після наведення відомостей про кожну окремо порівняти їх. Особливо цінується думка автора відносно наведеного.

Робота викладається на папері і містить слідкуючі розділи:

- титульний лист з назвою завдання, прізвищем, ім'ям та по батькові автора

- шифром групи;


- перший розділ, який називається "Результати дослідження питання",

- містить конспекти статей і інших джерел, що використані;

- другий розділ "Аналіз результатів", що містить порівняльний аналіз автора реферату, його думки відносно наведеного і розрахунки відповідно до завдань. Вдала думка може підвищити оцінку проти тієї, що визначається кількістю наведених статей;

- третій розділ "Література", у якому під номерами 1,2,3 наведені відомості про статті, що реферовані, у вигляді: прізвища та ініціали перших трьох авторів, назва статті, назва журналу, де надрукована стаття, рік видання, номер журналу, сторінки, на яких надрукована стаття.


Рекомендується здійснювати пошук статті слідкуючим чином. У монографіях, що наведені у списку літератури та інших, продивитись відповідний розділ і знайти посилання на статті, у яких викладено питання, а потім проробити ці статті.



Оформлюється практична робота згідно норм ЄСКД. Структура: титульний лист, текст на українській мові, з схемами і рисунками обладнання, перелік посилань на літературу. Захист на семінарі.

**Перелік тем до першого індивідуального завдання  
«Сучасні технології позадоменного рафінування металу»**

1. Магнієва десульфурація чавуну: Технологія інжекції пасивованого магнію в ківш.
2. Використання карбиду кальцію: Переваги та недоліки як десульфуратора в сучасних умовах.
3. Комплексна обробка чавуну (процес KR): Механічне перемішування лопатевими мішалками.
4. Десилікація чавуну: Методи видалення кремнію перед конвертерним переділом для зниження виходу шлаку.
5. Дефосфорація чавуну в заливочному ковші: Оптимізація окислювальних сумішей.
6. Глибока десульфурація для виробництва сталей типу IF: Досягнення вмісту сірки менше 0.001%.
7. Обробка чавуну в міксерах та агрегатах типу «ківш-міксер»: Теплові втрати та гомогенізація складу.
8. Видалення шлаку після десульфурації: Механізовані методи скачування та їх вплив на ресульфурацію в конвертері.
9. Екологічні аспекти позадоменної обробки: Утилізація десульфураційних шлаків та очищення газів.
10. Видалення неметалевих включень під час кипіння ванни: Роль флотації мікробульбашками газів.
11. Дефосфорація в конвертері: Вплив температури та основності шлаку на розподіл фосфору.
12. Комбіноване дуття (Top and Bottom Blowing): Гідродинаміка перемішування та вихід придатного.
13. Поведінка азоту при конвертерній плавці: Джерела надходження та методи мінімізації на випуску.
14. Методи прямого легування сталі в конвертері: Використання оксидних руд замість феросплавів.
15. Допалювання CO в порожнині агрегату: Технологія підвищення частки брухту в шихті.
16. Видалення неметалевих включень під час кипіння ванни: Роль флотації мікробульбашками газів.

- 
17. Технологія безшлакового випуску сталі: Відсікання шлаку за допомогою дротиків, стопорів та пневматичних затворів.
  18. Використання DRI/HBI в електропечах: Вплив на вміст домішок кольорових металів (Cu, Sn).
  19. Електромагнітне перемішування в ДСП: Інтенсифікація масообміну на межі метал-шлак.
  20. Воднева металургія: Особливості рафінування розплаву при відновленні заліза воднем (Green Steel).

**Перелік тем до другого індивідуального завдання  
«Інноваційні технології виплавки і рафінування сталі»**

1. RH-процес: Гідродинамічне моделювання циркуляції металу та вплив геометричних параметрів патрубків.
2. RH-OB та RH-KTB: Інтенсифікація зневуглецювання сталі шляхом подачі кисню у вакуум-камеру.
3. VD (Vacuum Degassing): Кінетика видалення водню та азоту в ковшових вакууматорах.
4. VOD (Vacuum Oxygen Decarburization): Технологія виробництва корозійностійких сталей з наднизьким вмістом вуглецю.
5. VAD (Vacuum Arc Degassing): Поєднання вакуумування з дуговим підігрівом для прецизійного легування.
6. Порівняльний аналіз: Ефективність видалення газів у камерних (VD) та циркуляційних (RH) установках.
7. Термодинаміка розчинення газів: Розрахунок граничного вмісту азоту та водню за законом Сівертса для складних сплавів.
8. Установа Ківш-піч (LF): Керування термічним та хімічним станом сталі перед МБЛЗ.
9. Шлаковий режим: Оптимізація складу синтетичних шлаків для десульфурзації та дефосфорації.
10. Процес CAS-OB: Рафінування під герметичним дзвоном із застосуванням хімічного нагріву.
11. Видалення неметалевих включень: Механізм спливання включень при продувці інертними газами.
12. Модифікування сталі: Використання порошкового дроту (Ca, PЗМ) для зміни морфології сульфідів та оксидів.
13. Асептичне розливання: Захист струменя металу від вторинного окислення після рафінування.
14. Електрошлаковий переплав (ЕШП): Виробництво великотоннажних зливків для енергетики.



15. ЕШП під тиском: Отримання високоазотистих сталей (High Nitrogen Steels) без виділення газової фази.
16. Вакуумно-дуговий переплав (ВДП): Особливості кристалізації та запобігання утворенню «веснянок» (freckles) у жароміцних сплавах.
17. Електронно-променевий переплав (ЕПП): Рафінування титанових сплавів та видалення тугоплавких включень.
18. Плазмово-дуговий переплав (ПДП): Використання плазмотронів для виплавки особливо чистих сталей.
19. Вакуумна індукційна плавка (VIM): Рафінування нікелевих суперсплавів від летких домішок.
20. Кристалізація в СЕМ: Порівняння структури зливків після ЕШП, ВДП та ЕПП.



Навчально-методичне видання

Стоянов Олександр Миколайович  
Малій Христина Василівна

## **СУЧАСНІ ПЕРЕПЛАВНІ І РАФІНУЮЧІ ПРОЦЕСИ**

**методичні рекомендації  
до виконання практичних робіт і індивідуальних завдань**

Самостійне електронне мережеве видання

Публікується в авторській редакції