


МЕТАЛУРГІЯ СТАЛІ

методичні вказівки до виконання
практичних, лабораторних робіт
та індивідуальних завдань



УДК 669:621.7 (072)
М54

Рекомендовано Науково-методичною
радою ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
«МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»
(протокол № 1 від 27.09.2024 р.)

Укладач:

Семірягін С.В., канд. техн. наук, доцент,
Нізяєв К.Г., д-р техн. наук, професор,
Стоянов О.М., канд. техн. наук, доцент

М54 Металургія сталі : методичні вказівки до практичних, лабораторних робіт та індивідуальних завдань / уклад.: С. В. Семирягін, К. Г. Нізяєв, О. М. Стоянов. Запоріжжя : ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», 2024. 66 с.

Викладено методичні вказівки до дисципліни «Металургія сталі» наведено методичні вказівки для виконання практичних, лабораторних робіт та індивідуальних завдань. Призначені для студентів спеціальності 136 – металургія (бакалаврський рівень).

УДК 669:621.7 (072)

© ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», 2024



ЗМІСТ

ВСТУП	4
Практична робота №1	
Розрахунок матеріального балансу киснево-конвертерної плавки	5
Практична робота №2	
Розрахунок інтенсивність масопереносу при розчиненні вапна в ванні конвертора	14
Практична робота №3	
Розрахунок матеріального балансу першого періоду мартенівської плавки	18
Лабораторна робота №1	
Вивчення впливу конструктивних параметрів фурми на особливості взаємодії кисневих струменів з рідкою фазою	38
Лабораторна робота №2	
Шихтовка конверторної плавки	47
Лабораторна робота № 3	
Дослідження впливу способу завалки матеріалів в полум'яній печі на засвоєння тепла шихтою	50
Індивідуальне завдання №1	
Киснево-конверторний процес з верхньою продувкою	56
Індивідуальне завдання №2	
Розрахунок матеріального балансу другого періоду мартенівської плавки	57
ПЕРЕЛІК РЕКОМЕНДОВАНИХ ДЖЕРЕЛ	66



ВСТУП

Металургія сталі – базовий курс фахівця-металурга, який дозволить набути знання та отримати професійні компетенції в питаннях виробництва сталі в кисневих конвертерах і подових агрегатах, практики продувки сталеплавильної ванни, видах шихтових матеріалів для сталеплавильного виробництва, особливостями експлуатації футерівки конверторів і стаціонарних сталеплавильних агрегатів, особливостями теплової роботи конверторів і різноманітних технологій виробництва сталі в конвертерах та подових агрегатах. Особливістю курсу є використання оригінальних результатів досліджень викладачів, узагальнення світового досвіду. Курс інтегрує знання з фізичної хімії пірометалургійних процесів, теоретичних основ процесів металургії, металургійних агрегатів і обладнання.

Набуті знання і розуміння технологій конвертерного і мартенівського виробництва, що лежать в основі курсу, 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 матеріального балансу киснево-конвертерної плавки

Мета роботи: навчитися розраховувати матеріальний баланс плавки і визначати основні чинники які впливають на витрати металошихти

Виконання розрахунку

1.1. Попереднє визначення витрати скрапу (M_{СКР}, кг/100 кг металошихти)

$$M'_{СКР} = \frac{\Sigma\Delta H_{ЧАВ}^{XIM} + 88 \cdot t_{ЧАВ} - 105,6 \cdot t_{СТ} - 11440 \cdot C_{ПОВ} + 17600}{(10^{-2} \cdot \Sigma\Delta H_{ЧАВ}^{XIM} + 0,88 \cdot t_{ЧАВ})}, \quad (1.1)$$

де $\Sigma\Delta H_{ЧАВ}^{XIM}$ - загальна кількість тепла, що виділяється при повному окисненні домішок чавуну, кДж/100 кг чавуну;

$C_{ПОВ}$ - вміст вуглецю на повалці конвертера (див. табл. 1.1):

$$C_{ПОВ} \approx \frac{C_{СТ}^H + C_{СТ}^B}{2}, \%$$

Хімічне тепло чавуну $\Sigma\Delta H_{ЧАВ}^{XIM}$, кДж/100 кг:

$$\Sigma\Delta H_{ЧАВ}^{XIM} = (10182 + 23550 \cdot \alpha) \cdot C_{ЧАВ} + 26942 \cdot Si_{ЧАВ} + 7040 \cdot Mn_{ЧАВ} + 19777 \cdot P_{ЧАВ}, \quad (1.2)$$

де $C_{ЧАВ}$, $Si_{ЧАВ}$, $Mn_{ЧАВ}$, $P_{ЧАВ}$ - вміст відповідних домішок в чавуні, % (див. табл. 1.1); цифри біля символів – теплові ефекти окислення вказаних домішок, кДж/кг.

1.2. Визначення кількості домішок, внесених металевою частиною шихти

Маса чавуну, що заливається в конвертер, складає:

$$M'_{ЧАВ} = 100 - M'_{СКР}, \text{ кг (\%)} \quad (1.3)$$

Однак на практиці чавун зважується разом з міксерним шлаком; кількість останнього "а" коливається в межах 0,5 – 1,8 % від маси чавуну. Тоді дійсна кількість залитого в конвертер чавуну дорівнює:

$$M_{ЧАВ} = M'_{ЧАВ} \cdot \left(1 - \frac{a}{100}\right), \text{ кг (\%)} \quad (1.4)$$

Саме так дійсну кількість скрапу, що попадає в конвертер, треба визначати з урахуванням його забруднень “в” (звичайно $v = 0,5 - 2,0$ %) та окалини “с” ($c = 1,0 - 1,5$ % від маси скрапу):

$$M_{СКР} = M'_{СКР} \cdot \left(1 - \frac{v+c}{100}\right), \text{ кг (\%)} \quad (1.5)$$

Кількість домішок, внесених металевою шихтою, приведемо в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 - Кількість домішок, внесених металевою шихтою

Вносять	Вміст елементів в металошихті, %				
	C	Si	Mn	P	S
Чавун	$M_{ЧАВ} \cdot \frac{C_{ЧАВ}}{100}$	$M_{ЧАВ} \cdot \frac{Si_{ЧАВ}}{100}$	$M_{ЧАВ} \cdot \frac{Mn_{ЧАВ}}{100}$	$M_{ЧАВ} \cdot \frac{P_{ЧАВ}}{100}$	$M_{ЧАВ} \cdot \frac{S_{ЧАВ}}{100}$
Скрап*	$M_{СКР} \cdot \frac{C_{СТ}^H + C_{СТ}^B}{200}$	$M_{СКР} \cdot \frac{Si_{СТ}^H + Si_{СТ}^B}{200}$	$M_{СКР} \cdot \frac{Mn_{СТ}^H + Mn_{СТ}^B}{200}$	$M_{СКР} \cdot \frac{P_{СТ}^B}{100}$	$M_{СКР} \cdot \frac{S_{СТ}^B}{100}$
Разом	$C_{МЕТ.Ш}$	$Si_{МЕТ.Ш}$	$Mn_{МЕТ.Ш}$	$P_{МЕТ.Ш}$	$S_{МЕТ.Ш}$

* Хімічний склад скрапу, оскільки він отриманий на даному заводі, приймається рівним хімічному складу готової сталі.

1.3. Визначення витрати шлакоутворюючих (на 100 кг металошихти)

1.3.1. Витрата плавикового шпату $M_{п.ш.}$ складає $0,15 - 0,50$ % від маси металошихти (чим нижче $S_{СТ}^B$, тим він вище).

1.3.2. Знос футерівки збільшується, якщо виплавляються сталі з більш низьким вмістом вуглецю $C_{ПОВ}$ і збільшується витрата чавуну на плавку $M_{ЧАВ}$:

$$M_{\phi} = \frac{M_{ЧАВ}}{100} \cdot (0,6 - 0,71 \cdot C_{ПОВ}), \text{ кг} \quad (1.6)$$

1.3.3. Потрібна кількість вапна визначається з рівняння

$$M_{ВАП} = \frac{\Sigma SiO_2 \cdot B'_K - \Sigma CaO}{F_{ВАП}}, \text{ кг}, \quad (1.7)$$

де ΣSiO_2 , ΣCaO - кількість кремнезему та оксиду кальцію, що вносяться усіма шихтовими матеріалами (за винятком вапна) і футерівкою, кг; B'_K - основність кінцевого шлаку $\frac{(\%CaO)}{(\%SiO_2)}$, приймається в межах 2,5–3,5; $F_{ВАП}$ - флюсуюча здатність вапна.

З цього місця розрахунку треба приймати до уваги склад неметалевих матеріалів, які витрачаються при виплавці сталі (табл. 1.2). Можна прийняти любе значення вмісту компонента в шихтовому матеріалі у межах вказаного в цій таблиці діапазону, при цьому сума всіх компонентів шихтового матеріалу повинна бути не більше 100 %.

Таблиця 1.2 - Склад неметалевих шихтових матеріалів

матеріал	Масовий вміст компонентів, %								
	CaO	MgO	MnO	FeO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	S	CO ₂
Вапно	85-92	0,5-1,0	-	-	2-3	-	1-2	0,05-0,10	3-5
Плавиковий шпат	5-10	-	-	-	3-10	-	-	-	-
Футерівка	56-60	34-38			1-2	0,5-1,5	0,8-1,5		
Міксерний шлак	33-38	3-5	1-3	0,5-1,0	44-46		4-6	1,0-1,5	
Забруднення брухту					68-74		28-34		
Окалина брухту				68-74		28-32			

Флюсуюча здатність вапна дорівнює

$$F_{ВАП} = 0,9 \cdot \left(\frac{CaO_{ВАП}}{100} - \frac{SiO_{2ВАП}}{100} \cdot B'_K \right), \text{ кг CaO / кг вапна.} \quad (1.8)$$

Величини ΣSiO_2 , ΣCaO складають (див. табл. 1.2):

$$\Sigma SiO_2 = Si_{МЕТ.Ш} \cdot \frac{60}{28} + 0,01 \cdot (M_{П.Ш} \cdot SiO_{2П.Ш} + M_{\Phi} \cdot SiO_{2\Phi} + M_{ЧАВ} \cdot \frac{a}{100} \cdot SiO_{2М.Ш} + M_{СКР} \cdot \frac{b}{100} \cdot SiO_{2ЗАБР}) \quad , \text{ кг,} \quad (1.9)$$

$$\Sigma CaO = 0,01 \cdot (M_{П.Ш} \cdot CaO_{П.Ш} + M_{\Phi} \cdot CaO_{\Phi} + M_{ЧАВ} \cdot \frac{a}{100} \cdot CaO_{М.Ш}), \text{ кг.} \quad (1.10)$$

1.4. Визначення вмісту окислів заліза в шлаці

$$(FeO) = K_1 \cdot \frac{5,15}{\sqrt[4]{C_{ПОВ}}} \cdot \sqrt[3]{B'_K}, \%, \quad (1.11)$$

$$(Fe_2O_3) = K_1 \cdot \frac{2,34}{\sqrt[4]{C_{ПОВ}}} \cdot \sqrt[3]{B'_K}, \%. \quad (1.12)$$

При кисневому дутті зверху $K_1 = 1,0$.

1.5. Визначення орієнтовного виходу придатного металу при кінці продувки M'_{CT}

$$M'_{CT} = M_{ЧАВ} + M_{СКР} - (C_{МЕТ.Ш.} - C_{ПОВ} + Si_{МЕТ.Ш.} + 0,8 \cdot Mn_{МЕТ.Ш.} + 0,9 \cdot P_{МЕТ.Ш.} + \Delta Fe_{ВТР}) \text{ ,кг,} \quad (1.13)$$

де $\Delta Fe_{ВТР}$ - втрати заліза з димовими газами, викидами, зі шлаком у вигляді окислів і корольків металу, %; приймаються в межах 2,3 – 4,5 %.

1.6. Визначення орієнтовної кількості шлаку

$$M'_{ШЛ} = \frac{100}{100 - [(FeO) + (Fe_2O_3)]} \cdot \left\{ Si_{МЕТ.Ш.} \cdot \frac{60}{28} + 0,8 \cdot Mn_{МЕТ.Ш.} \cdot \frac{71}{55} + 0,9 \cdot P_{МЕТ.Ш.} \cdot \frac{142}{62} + 0,01 \cdot [M_{ВАП} \cdot (100 - CO_{2ВАП}) + M_{П.Ш.} \cdot (100 - CO_{2П.Ш.}) + M_{\phi} \cdot (100 - Fe_2O_{3\phi}) + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot (100 - FeO_{М.Ш.}) + b \cdot M_{СКР}] \right\} \text{ ,кг.} \quad (1.14)$$

1.7. Уточнення складу металу під час повалки конвертера після продувки (перед розкисненням)

1.7.1. Вміст вуглецю прийнято на початку розрахунку (див. п.п. 1.1).

1.7.2. Вміст кремнію практично дорівнює нулю: $Si_{ПОВ} = \text{сліди} \approx 0$.

1.7.3. Вміст марганцю визначається за рівнянням (1.16), одержаним з урахуванням рівноважного розподілення марганцю між металом і шлаком з балансу марганцю до початку продувки і після неї.

Попередньо треба обчислити константу рівноваги марганцю K_{Mn}

:

$$\lg K_{Mn} = -\frac{6234}{t_{CT} + 273} + 3,026, \quad (1.15)$$

(K_{Mn} знаходять, наприклад, за допомогою таблиці антилогарифмів).

$$Mn_{ПОВ} = \frac{Mn_{МЕТ.Ш.} + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot \frac{MnO_{М.Ш.}}{100} \cdot \frac{55}{71}}{0,01 \cdot \left[M'_{СТ} + M'_{ШЛ} \cdot \frac{(FeO) + (Fe_2O_3)}{K_{Mn}} \right]}, \% \quad (1.16)$$

1.7.4. Вміст фосфору також визначається з балансового рівняння (1.17) розподілення фосфору між шлаком і металом.

Попередньо потрібно знайти коефіцієнт розподілення фосфору між шлаком і металом η_P . Це можна зробити, наприклад, з даних табл. 1.3 в залежності від вмісту у шлаку (FeO) і його основності B'_K .

Таблиця 1.3 - Коефіцієнт розподілення фосфору між шлаком і металом $\eta_P = \frac{(P_2O_5)}{P_{ПОВ}}$

Основність кінцевого шлаку (B'_K)	(FeO), %					
	6,0	8,0	10,0	12,0	14,0	16,0 і більше
2,6	46	53	62	71	80	89
2,8	50	57	65	75	83	92
3,0	57	64	73	82	91	100
3,2	64	71	80	89	98	107
3,4	71	78	87	96	105	114
3,6	77	85	94	103	112	120

$$P_{ПОВ} = \frac{100 \cdot P_{МЕТ.Ш.}}{M'_{СТ} + \eta_P \cdot M'_{ШЛ} \cdot \frac{62}{142}}, \% \quad (1.17)$$

1.7.5. Вміст сірки знаходять аналогічно з балансового рівняння розподілення сірки між шлаком і металом:

$$S_{ПОВ} = \frac{S_{МЕТ.Ш.} + M_{ВАП} \cdot \frac{S_{ВАП}}{100} + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot \frac{S_{М.Ш.}}{100}}{0,01 \cdot (M'_{СТ} + \eta_S \cdot M'_{ШЛ})}, \% \quad (1.18)$$

де $\eta_S = \frac{(S)}{[S]}$ - коефіцієнт розподілення сірки між металом і шлаком, може бути знайдений з наступного ряду:

Основність шлаку B'_K	2,4	2,6	2,8	3,0	3,2	3,4	3,6
η_s	5,4	6,5	7,4	8,0	8,3	8,5	8,7

Таким чином, склад металу перед розкисленням наступний, %:

C пов	Si пов	Mn пов	P пов	S пов
-------	--------	--------	-------	-------

1.8. Уточнення кількості і складу кінцевого шлаку

1.8.1. Визначення кількості шлакоутворюючих окислів (крім окислів заліза) з усіх джерел:

$$M_{SiO_2} = Si_{MET.Ш.} \cdot \frac{60}{28} + 0,01 \cdot (M_{ВАП} \cdot SiO_{2ВАП} + M_{П.Ш.} \cdot SiO_{2П.Ш.} + M_{\phi} \cdot SiO_{2\phi} + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot SiO_{2М.Ш.} + \frac{б}{100} \cdot M_{СКР} \cdot SiO_{2ЗАБР}) , \text{кг}, \quad (1.19)$$

$$M_{Al_2O_3} = 0,01 \cdot (M_{ВАП} \cdot Al_2O_{3ВАП} + M_{П.Ш.} \cdot Al_2O_{3П.Ш.} + M_{\phi} \cdot Al_2O_{3\phi} + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot Al_2O_{3М.Ш.} + \frac{б}{100} \cdot M_{СКР} \cdot Al_2O_{3ЗАБР}) , \text{кг}, \quad (1.20)$$

$$M_{MnO} = (Mn_{MET.Ш.} - Mn_{ПОВ} \cdot \frac{M'_{CT}}{100}) \cdot \frac{71}{55} + 0,01 \cdot \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot MnO_{М.Ш.} , \text{кг}, \quad (1.21)$$

$$M_{CaO} = 0,01 \cdot (M_{ВАП} \cdot CaO_{ВАП} + M_{П.Ш.} \cdot CaO_{П.Ш.} + M_{\phi} \cdot CaO_{\phi} + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot CaO_{М.Ш.}) , \text{кг}, \quad (1.22)$$

$$M_{MgO} = 0,01 \cdot (M_{ВАП} \cdot MgO_{ВАП} + M_{\phi} \cdot MgO_{\phi} + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot MgO_{М.Ш.}) , \text{кг}, \quad (1.23)$$

$$M_{P_2O_5} = (P_{MET.Ш.} - P_{ПОВ} \cdot \frac{M'_{CT}}{100}) \cdot \frac{142}{62} , \text{кг}, \quad (1.24)$$

$$M_S = S_{MET.Ш.} - S_{ПОВ} \cdot \frac{M'_{CT}}{100} + 0,01 \cdot (M_{ВАП} \cdot S_{ВАП} + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot S_{М.Ш.}) , \text{кг}. \quad (1.25)$$

1.8.1. Кількість і склад кінцевого шлаку наступний:

$$M_{ШЛ} = \frac{M_{SiO_2} + M_{Al_2O_3} + M_{MnO} + M_{CaO} + M_{MgO} + M_{P_2O_5} + M_S}{1 - 0,01 \cdot [(FeO) + (Fe_2O_3)]} , \text{кг}. \quad (1.26)$$

Таблиця 1.4 - Хімічний склад кінцевого шлаку, %

(SiO ₂)	(Al ₂ O ₃)	(MnO)	(CaO)	(MgO)	(P ₂ O ₅)	(S)	(FeO)	(Fe ₂ O ₃)
$\frac{M_{SiO_2}}{0,01 \cdot M_{ШЛ}}$	$\frac{M_{Al_2O_3}}{0,01 \cdot M_{ШЛ}}$	$\frac{M_{MnO}}{0,01 \cdot M_{ШЛ}}$	$\frac{M_{CaO}}{0,01 \cdot M_{ШЛ}}$	$\frac{M_{MgO}}{0,01 \cdot M_{ШЛ}}$	$\frac{M_{P_2O_5}}{0,01 \cdot M_{ШЛ}}$	$\frac{M_S}{0,01 \cdot M_{ШЛ}}$	(FeO)	(Fe ₂ O ₃)

Слід порівняти розраховану основність кінцевого шлаку $B_K = \frac{(CaO)}{(SiO_2)}$ з прийнятою в п.п. 1.3.4. (дозволяється відхилення на $\pm 0,25$).

1.9. Уточнений вихід металу в кінці продувки

$$\begin{aligned}
 M_{CT} = & 100 - \{C_{MET.Ш.} + Si_{MET.Ш.} + Mn_{MET.Ш.} + P_{MET.Ш.} + S_{MET.Ш.} - \\
 & - 0,01 \cdot M'_{CT} \cdot (C_{ПОВ} + Mn_{ПОВ} + P_{ПОВ} + S_{ПОВ}) + \frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} + \frac{b+c}{100} \cdot M_{СКР} + \\
 & + M_{ШЛ} \cdot 0,01 \cdot [(FeO) \cdot \frac{56}{72} + (Fe_2O_3) \cdot \frac{112}{160}] + \Delta Fe_{ВТР} \} + \text{,кг. (1.26)} \\
 & + 0,01 \cdot \frac{56}{72} \cdot (\frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ} \cdot FeO_{M.Ш.} + \frac{c}{100} \cdot M_{СКР} \cdot FeO_{OK}) + \\
 & + 0,01 \cdot \frac{112}{160} \cdot (M_{\phi} \cdot Fe_2O_{3\phi} + \frac{c}{100} \cdot M_{СКР} \cdot Fe_2O_{3OK})
 \end{aligned}$$

1.10. Визначення кількості дуття

1.10.1. Потрібна для проведення плавки кількість кисню дорівнює:

$$\begin{aligned}
 M_{O_2 ВИТР} = & (C_{MET.Ш.} - 0,01 \cdot M_{CT} \cdot C_{ПОВ}) \cdot [(1-\alpha) \cdot \frac{16}{12} + \alpha \cdot \frac{32}{12}] + Si_{MET.Ш.} \cdot \frac{32}{28} + \\
 & + (Mn_{MET.Ш.} - 0,01 \cdot M_{CT} \cdot Mn_{ПОВ}) \cdot \frac{16}{55} + (P_{MET.Ш.} - 0,01 \cdot M_{CT} \cdot P_{ПОВ}) \cdot \frac{80}{62} + \text{,кг, (1.27)} \\
 & + 0,01 \cdot M_{ШЛ} \cdot [(Fe_2O_3) \cdot \frac{48}{160} + (FeO) \cdot \frac{16}{72}] + \phi \cdot \frac{48}{112}
 \end{aligned}$$

де ϕ - втрати заліза випарюванням (у вигляді парів Fe_2O_3), кг, складають 0,3 – 1,6 % від маси металошихти.

1.10.2. Кількість кисню, внесеного шихтовими матеріалами, визначається

$$\begin{aligned}
 M_{O_2 ПРИХ} = & 0,01 \cdot M_{\phi} \cdot Fe_2O_{3\phi} \cdot \frac{48}{160} + 0,01 \cdot M_{ЧАВ} \cdot \frac{a}{100} \cdot FeO_{M.Ш.} \cdot \frac{16}{72} + \\
 & + 0,01 \cdot M_{СКР} \cdot \frac{c}{100} \cdot (Fe_2O_{3OK} \cdot \frac{48}{160} + FeO_{OK} \cdot \frac{16}{72}) + 0,01 \cdot M_{ВАП} \cdot CO_{2ВАП} \cdot (1-\alpha) \cdot \frac{16}{44} \text{,кг. (1.28)}
 \end{aligned}$$

1.10.3. Необхідно ввести в конвертер дуттєвого кисню масою:

$$M_{ДУТТЯ} = (M_{O_2 ВИТР} - M_{O_2 ПРИХ}) \cdot \frac{100 \cdot 100}{\kappa \cdot n}, \text{ кг}, \quad (1.29)$$

де κ – ступінь засвоєння ванною дуттєвого кисню, %, складає 93 – 98 %; n – чистота дуттєвого кисню, %, на практиці $n = 97 - 99,7$ %;

об'ємом:

$$V_{ДУТТЯ} = M_{ДУТТЯ} \cdot \frac{22,4}{32}, \text{ м}^3. \quad (1.30)$$

1.11. Розрахунок кількості і складу газів, що виходять з конвертера

1.11.1. Утворюється CO_2 :

$$M_{CO_2} = \frac{44}{12} \cdot (C_{МЕТ.Ш.} - 0,01 \cdot M_{СТ} \cdot C_{ПОВ}) \cdot \alpha + 0,01 \cdot M_{ВАП} \cdot CO_{2ВАП} \cdot \alpha, \text{ кг}, \quad (1.31)$$

або

$$V_{CO_2} = M_{CO_2} \cdot \frac{22,4}{44}, \text{ м}^3. \quad (1.32)$$

1.11.2. Утворюється CO :

$$M_{CO} = \frac{28}{12} \cdot (C_{МЕТ.Ш.} - 0,01 \cdot M_{СТ} \cdot C_{ПОВ}) \cdot (1 - \alpha) + 0,01 \cdot M_{ВАП} \cdot CO_{2ВАП} \cdot (1 - \alpha), \text{ кг}. \quad (1.33)$$

$$V_{CO} = M_{CO} \cdot \frac{22,4}{28}, \text{ м}^3. \quad (1.34)$$

1.11.3. Виділяється N_2 (з дуття):

$$M_{N_2} = M_{ДУТТЯ} \cdot \frac{100 - n}{100}, \text{ кг}, \quad (1.35)$$

$$V_{N_2} = M_{N_2} \cdot \frac{22,4}{28}, \text{ м}^3. \quad (1.36)$$

1.11.4. Уходить O_2 з відхідними газами:

$$M_{O_2} = (M_{O_2 ВИТР} - M_{O_2 ПРИХ}) \cdot \frac{100 - \kappa}{100}, \text{ кг}, \quad (1.37)$$

$$V_{O_2} = M_{O_2} \cdot \frac{22,4}{32}, \text{ м}^3. \quad (1.38)$$

1.11.5. В результаті отримуємо данні для таблиці 1.5.

Таблиця 1.5 - Кількість і склад конвертерних газів

Складові газу	кг	м ³	% за об'ємом
CO	M_{CO}	V_{CO}	$100 \cdot V_{CO} / V_{ГАЗ}$
CO ₂	M_{CO_2}	V_{CO_2}	$100 \cdot V_{CO_2} / V_{ГАЗ}$
N ₂	M_{N_2}	V_{N_2}	$100 \cdot V_{N_2} / V_{ГАЗ}$
O ₂	M_{O_2}	V_{O_2}	$100 \cdot V_{O_2} / V_{ГАЗ}$
Сума	$M_{ГАЗ}$	$V_{ГАЗ}$	100

1.12. Матеріальний баланс плавки (до розкислення)

Наводиться у вигляді таблиці 1.6.

Для прикладу в табл. 1.6 наведений примірний матеріальний баланс звичайної киснево-конвертерної плавки.

Таблиця 1.6 - Матеріальний баланс плавки (до розкислення)

ЗАДАНО				ОТРИМАНО			
№	Матеріал	Позначення	кг	№	Матеріал	Позначення	кг
1.	Чавун рідкий	$M_{ЧАВ}$	75,64	1.	Рідкий метал	$M_{СТ}$	90,639
2.	Скрап	$M_{СКР}$	23,96	2.	Шлак	$M_{ШЛ}$	11,74
3.	Міксерний шлак	$\frac{a}{100} \cdot M_{ЧАВ}$	0,46	3.	Гази	$M_{ГАЗ}$	7,962
4.	Забруднення скрапу	$\frac{b}{100} \cdot M_{СКР}$	0,155	4.	Втрати Fe під час продувки	$\Delta Fe_{ВТР}$	3,553
5.	Окалина скрапу	$\frac{c}{100} \cdot M_{СКР}$	0,285				
6.	Плавиковий шпат	$M_{П.Ш.}$	0,45				
7.	Вапно	$M_{ВАП}$	6,3				
8.	Футерівка	$M_{Ф}$	0,2				
9.	Дуття	$M_{ДУТТЯ}$	6,46				
Всього			113,91	Всього			113,894

$$\text{Нев'язка} = \frac{113,91 - 113,894}{113,894} \cdot 100 = 0,01\% \quad (\text{припустимо до } 0,20\%).$$



Практична робота №2 Розрахунок інтенсивність масопереносу при розчиненні вапна в ванні конвертора

Мета роботи: навчитися розраховувати інтенсивність масопереносу при розчиненні вапна в шлаці.

Теоретичні положення

Згідно з першим законом Фіка, інтенсивність перенесення маси, кг/с:

$$J = \beta(C - C_{\text{рівн}})F, \quad (2.1)$$

де β – коефіцієнт масопередачі, м/с; C , $C_{\text{рівн}}$ – відповідно поточна і рівноважна концентрація, кг/м³; F – площа поверхні, через яку йде масопередача, м².

За час ∂t маса перерозподіленої речовини

$$\partial m = J \partial \tau, \quad (2.2)$$

а швидкість масопередачі, кг/с:

$$J \equiv \frac{\partial m}{\partial \tau} = \beta(C - C_{\text{рівн}})F. \quad (2.3)$$

Один із найхарактерніших випадків масопередачі в сталеплавильному виробництві – розчинення в шлаку шматків вапна. Хоча форма шматків вапна неправильна, але в першому наближенні вона може бути апроксимована формою кулі.

Розчинність оксиду кальцію в сталеплавильному шлаку, тобто концентрація насичення (рівноважна з шматком вапна концентрація) може бути орієнтовно визначена:

- для силікатного шлаку з виразу:

$$\frac{6,3(CaO)_{\text{рівн}}}{(SiO_2)} - 6,2 = (Fe)_{\Sigma}, \quad (2.4)$$

де $(Fe)_{\Sigma}$ – сумарний вміст заліза у вигляді оксидів заліза в шлаку;

- для фосфатних – за формулою:

$$(CaO)_{\text{рівн}} = 1,57(P_2O_5) + 1,86(SiO_2) + a(Fe)_{\Sigma} - b \quad (2.5)$$

де $a = 1,125$, $b = 6,75$, при $(Fe)_{\Sigma} \geq 8\%$ та $a = 0,28$; $b = 0$ при $(Fe)_{\Sigma} \geq 8\%$.

Швидкість розчинення вапна

$$J_{\text{вап}} \equiv \frac{\partial m_{\text{изв}}}{\partial \tau} = \beta(C_{\text{CaO}}^{\text{рiвн}} - C_{\text{CaO}})F, \quad (2.6)$$

де C_{CaO} та $C_{\text{CaO}}^{\text{рiвн}}$ концентрація оксиду кальцію відповідно у вихідному шлаку і при його насиченні оксидом кальцію, кг/м³

$$C_{\text{CaO}} = \frac{\rho(C_{\text{CaO}})}{100}, \text{ кг/м}^3, \quad (2.7)$$

де ρ – густина шлаку, кг/м³.

Густина сталеплавильного шлаку може бути визначена за формулою:

$$\frac{1,05 \cdot 10^5}{\rho} = 0,45(\text{SiO}_2) + 0,48(\text{P}_2\text{O}_5) + 0,286(\text{CaO}) + 0,204(\text{FeO}) \quad (2.8)$$

1. Масоперенос природною конвекцією

Якщо рух шлаку відносно шматка вапна не відбувається, то масопередача здійснюється природною конвекцією, для якої:

$$Sh = 2 + 0,60Gr^{1/4}Sc^{1/3} \quad (2.9)$$

де $Sh \equiv \frac{\beta d}{D_{\text{Ca}}}$ – критерій Шервуда; d – діаметр шматка, м; D_{Ca} – коефіцієнт молекулярної дифузії оксиду кальцію в шлаку, м²/с; $Gr \equiv \frac{gd^3\rho(\rho_{\text{рiвн}} - \rho)}{\mu^2}$ – критерій Грасгофа; g – прискорення вільного падіння м²/с; ρ – густина шлаку, кг/м³; $\rho_{\text{рiвн}}$ – густина шлаку, насиченого оксидом кальцію, кг/м³; μ – динамічна в'язкість Па·с; $Sc \equiv \frac{\mu}{\rho D_{\text{Ca}}}$ – критерій Шмідта.

Порядок виконання роботи

З табл. 2.1 вписати вихідні умови свого завдання. Визначити, до якого типу належить шлак і за відповідним виразом знайти концентрацію насичення шлаку оксидом кальцію. Для цього шлаку, що перебуває в рівновазі зі шматком вапна, знайти концентрації $(\text{SiO}_2)_{\text{рiвн}}$ і $(\text{FeO})_{\text{рiвн}}$ в ньому, припускаючи, що вони знижуються пропорційно вихідним концентраціям, а сума

$$(\text{P}_2\text{O}_5)_{\text{рiвн}} + (\text{CaO})_{\text{рiвн}} + (\text{SiO}_2)_{\text{рiвн}} + (\text{FeO})_{\text{рiвн}} = 100\% \quad (2.10)$$

Знайдіть суму

$$\Sigma_1 = (\text{CaO})_{\text{рiвн}} + (\text{SiO}_2) + (\text{P}_2\text{O}_5) + (\text{FeO}). \quad (2.11)$$

Вона, найімовірніше, буде більшою за 100%. Перерахуйте склад шлаку за схемою:

$$(CaO)'_{\text{рівн}} = \frac{(CaO)_{\text{рівн}} \cdot 100}{\Sigma_1}; \quad (2.12)$$

$$(SiO_2)'_{\text{рівн}} = \frac{(SiO_2) \cdot 100}{\Sigma_1}; \quad (2.13)$$

$$(P_2O_5)'_{\text{рівн}} = \frac{(P_2O_5) \cdot 100}{\Sigma_1}; \quad (2.14)$$

$$(FeO)'_{\text{рівн}} = \frac{(FeO) \cdot 100}{\Sigma_1}. \quad (2.15)$$

Визначте для нових значень $(SiO_2)'_{\text{рівн}}$, $(P_2O_5)'_{\text{рівн}}$ та $(FeO)'_{\text{рівн}}$ нову рівноважну величину $(CaO)''_{\text{рівн}}$. Знайдіть нову суму

$$\Sigma_2 = (CaO)''_{\text{рівн}} + (SiO_2)'_{\text{рівн}} + (P_2O_5)'_{\text{рівн}} + (FeO)'_{\text{рівн}}. \quad (2.16)$$

та знову перерахуйте склад шлаку за схемою:

$$(CaO)'''_{\text{рівн}} = \frac{(CaO)''_{\text{рівн}} \cdot 100}{\Sigma_2}; \quad (2.17)$$

$$(SiO_2)''_{\text{рівн}} = \frac{(SiO_2)'_{\text{рівн}} \cdot 100}{\Sigma_2}; \quad (2.18)$$

$$(P_2O_5)'_{\text{рівн}} = \frac{(P_2O_5)'_{\text{рівн}} \cdot 100}{\Sigma_2}; \quad (2.19)$$

$$(FeO)'_{\text{рівн}} = \frac{(FeO)'_{\text{рівн}} \cdot 100}{\Sigma_2}. \quad (2.20)$$

Такі дії потрібно повторювати доти, доки чергова сума Σ_i не буде приблизно дорівнювати 100%. Така схема розрахунку називається методом послідовного наближення. Відповідне значення $(CaO)_{\text{рівн}}^{i+1}$ у цій сумі і буде шуканою рівноважною концентрацією (CaO) у шлаку.

Визначити густину вихідного ρ і рівноважного $\rho_{\text{рівн}}$ шлаків і концентрації C_{CaO} і $C_{CaO}^{\text{равн}}$ в них.

Розрахувати величини Gr і Sc , а потім Sh .

Із критерію Шервуда знайти величину коефіцієнта масопередачі β .

Розрахувати швидкість розчинення вапна $J_{\text{вап}}$ та припускаючи, що вона залишиться сталою протягом всього розчинення, орієнтовно визначити тривалість розчинення всього шматка вапна.

2. Масопередача вимушеною конвекцією

При русі шлаку відносно шматка вапна зі швидкістю u

$$Sh = \frac{\beta}{aD_{Ca}} = 2 + 0,6Gr^{1/4}Sc^{1/3} + 0,95Re^{1/2}Sc^{1/3}, \quad (2.21)$$

$$Sh = Nu = \frac{\beta d}{D_{Ca}} = 2 + 0,6Gr^{1/4}Sc^{1/3} + 0,95Re^{1/2}Sc^{1/3}. \quad (2.22)$$

де $Re \equiv \frac{ud\rho}{\mu}$ – критерій Рейнольдса

3. Розрахунки

Скористатися розрахованими раніше величинами ρ , C_{CaO} і $C_{CaO}^{ДіВН}$.

Визначити величини Re , Sc та Sh .

З критерію Шервуда знайти величину β .

Розрахувати швидкість розчинення вапна $J_{вап}$ та припускаючи, що вона зберігається сталою до кінця розчинення, визначити тривалість розчинення всього шматка вапна.

Зіставити швидкості розчинення шматка вапна за природної та вимушеної конвекції і зробити висновки.

Таблиця 2.1 - Вихідні дані для розрахунку

№ з/п	Склад шлаку, %				$\mu \cdot 10^3$, Па·с	$D_{Ca} \cdot 10^4$, м ² /с	$d \cdot 10^2$, м	$u \cdot 10^2$, м
	SiO ₂	P ₂ O ₅	CaO	FeO				
1	30	0	30	40	2	1·10 ⁻⁵	2,0	1
2	30	0	40	30	3	7·10 ⁻⁶	2,5	2
3	25	0	35	40	2	1·10 ⁻⁵	3,0	3
4	25	0	40	35	3	7·10 ⁻⁶	3,5	4
5	25	0	45	30	4	5·10 ⁻⁶	4,0	5
6	20	0	40	40	3	7·10 ⁻⁶	4,5	6
7	20	0	45	35	4	7·10 ⁻⁶	5,0	7
8	20	0	50	30	5	4·10 ⁻⁶	5,5	8
9	20	0	55	25	6	3·10 ⁻⁶	6,0	9
10	15	0	40	45	3	7·10 ⁻⁶	5,5	10
11	15	0	45	40	4	5·10 ⁻⁶	5,0	9
12	15	0	50	35	5	4·10 ⁻⁶	4,5	8
13	15	0	55	30	6	3·10 ⁻⁶	4,0	7
14	10	0	30	60	3	7·10 ⁻⁶	3,5	6
15	10	0	35	55	4	5·10 ⁻⁶	3,0	5
16	10	0	40	50	5	4·10 ⁻⁶	2,5	4
17	10	0	45	45	6	3·10 ⁻⁶	2,0	3
18	10	0	50	40	7	2·10 ⁻⁶	2,0	2
19	10	0	55	35	8	1·10 ⁻⁶	3,0	1
20	10	0	60	30	9	8·10 ⁻⁶	3,5	2
21	5	25	35	35	2	1·10 ⁻⁵	4,0	3
22	5	25	40	30	3	7·10 ⁻⁶	4,5	4
23	5	25	45	25	4	5·10 ⁻⁶	5,0	5
24	5	25	50	20	5	4·10 ⁻⁶	5,5	6
25	5	20	35	40	3	7·10 ⁻⁶	6,0	7

Практична робота №3

Розрахунок матеріального балансу першого періоду мартенівської плавки

Мета роботи: навчитися розраховувати матеріальний баланс першого періоду плавки і навчитись визначати основні чинники які впливають на витрату металошихти.

Загальні положення

Вихідні дані для розрахунку, умовні позначення
Ємність печі, T , т.

Площа пода, S_p м^{2*}

Частка рідкого чавуну в шихті, $g_{\text{чуг}}$ %.

Частка металевого брухту, $g_{\text{л}}$, %.

Температура чавуну, що заливається в піч, $t_{\text{чуг}}$ °С.

Температура металу перед розкисненням, $t_{\text{ст}}$ °С.

Хім.склад чавуну, металобрухту і готової сталі, % (табл. 3.1).

Інтенсивність продування ванни киснем у період плавлення q_{O_2} і доведення q_{O_2}'' м³/т. ч.

Додаткові дані про склад неметалевої частини шихти, заправних матеріалів, забруднень та окалини брухту, матеріалу склепіння та інші (табл. 3.2).

Таблиця 3.1 - Хімічний склад металошихти

Найменування матеріалу	Вміст елементів, E, %				
	C	Mn	Si	S	P
Чавун рідкий	$C_{\text{чуг}}$	$Mn_{\text{чуг}}$	$Si_{\text{чуг}}$	$S_{\text{чуг}}$	$P_{\text{чуг}}$
Брухт металевий	$C_{\text{лом}}$	$Mn_{\text{лом}}$	$Si_{\text{лом}}$	$S_{\text{лом}}$	$P_{\text{лом}}$
Готова сталь	$\frac{C_{\text{ст}}^H - C_{\text{ст}}^B}{C_{\text{ст}}^{\text{ср}}}$	$\frac{Mn_{\text{ст}}^H - Mn_{\text{ст}}^B}{Mn_{\text{ст}}^{\text{ср}}}$	$\frac{Si_{\text{ст}}^H - Si_{\text{ст}}^B}{Si_{\text{ст}}^{\text{ср}}}$	$\frac{S_{\text{ст}}^H - S_{\text{ст}}^B}{S_{\text{ст}}^{\text{ср}}}$	$\frac{P_{\text{ст}}^H - P_{\text{ст}}^B}{P_{\text{ст}}^{\text{ср}}}$

Умовні позначення, прийняті в табл. 3.1 та табл. 3.2: $C_{\text{чуг}}$, $Mn_{\text{чуг}}$..., $C_{\text{лом}}$, $Mn_{\text{лом}}$... - вміст вуглецю, марганцю та інших домішок у чавуні, металевому брухті, %.

$\frac{C_{\text{ст}}^H - C_{\text{ст}}^B}{C_{\text{ст}}^{\text{ср}}}$, $\frac{Mn_{\text{ст}}^H - Mn_{\text{ст}}^B}{Mn_{\text{ст}}^{\text{ср}}}$, і т.д – нижня та верхня межа (чисельник) до середнього значення (знаменник) вмісту домішок: вуглецю, марганцю, тощо в готовій сталі, %.

SiO_{2p} , Al_2O_{3p} ..., $SiO_{2агл}$..., $SiO_{2ик}$..., $SiO_{2б}$..., $SiO_{2д.о.}$, $SiO_{2д.с.}$ $O_{2маг}$... $O_{2св}$..., $O_{2м.ш.}$..., $O_{2з.л.}$..., $Fe_2O_{3о.л.}$, $FeO_{о.л.}$... - вміст SiO_2 , Al_2O_3 та інших компонентів у залізній руді, агломераті, вапняку, вапні, вапні, бокситі, доломіті обпаленому та сирому, магнезитовому порошку, матеріалі

склепіння, міксерному шлаку забрудненнях брухту та інших матеріалах, %.

1. Виконання розрахунку

1.1 Визначення середнього складу метало шихти

Усереднений вміст домішок $E_{ших}$, %, (кг/100 кг металевої шихти)/ у металошихти визначається виразом:

$$E_{ших} = (0,01 (g_{чуг} * E_{чуг} * K_{чуг} * g_{лом} * K_{лом} * E_{лом})), \%$$

де $g_{чуг}$, $g_{лом}$ - частки рідкого чавуну і брухту в металошихті, %

$E_{чуг}$, $E_{лом}$ - вміст домішок (с, Mn, Si, S, P) у чавуні та брухті, %;

$K_{чуг}$ - коефіцієнт чистоти чавуну від міксерного (доменного) шлаку.

$$K_{чуг} = 1 - 0,01 * m_{м.ш.};$$

$m_{м.ш.}$ – кількість міксерного (доменного) шлаку, що потрапляє в піч разом із чавуном, що заливається, $m_{м.ш.}$ зазвичай становить 0,5-1,5% від маси чавуну;

$K_{лом}$ – коефіцієнт чистоти брухту від забруднень і окалини,

$$K_{лом} = 1 - 0,01(m_{з.л.} + m_{о.л.}); m_{з.л.} - \text{маса забруднення брухту};$$

$m_{з.л.} = 1,0 - 3,0\%$ від витрати металобрухту; $m_{о.л.}$ - маса окалини брухту.

Залежно від якості брухту (співвідношення в ньому оборотного великовагового брухту - обрізу, одержуваного на обтискних станах недоливків злитків; легковагового брухту - відходів прокатного виробництва дрібного товарного скрапу; скрапних пакетів та інших видів брухту) кількість окалини може коливатися від 0,5 до 8-10% від ваги брухту.

Найчастіше $m_{о.л.}$ знаходиться в межах 2,0-3,0%.

$$\text{Приклад: } C_{ших} = 0,01(g_{чуг} * C_{чуг} * K_{чуг} * g_{лом} * C_{лом} * K_{лом})$$

При $g_{чуг} = 62\%$, $g_{лом} = 38\%$, $C_{чуг} = 4,0\%$, $C_{лом} = 0,2\%$, $m_{м.ш.} = 1,0\%$,

$$m_{з.л.} = 2,0\%, m_{о.л.} = 2,5\%.$$

$$C_{ших} = 0,1 \{62 * 4(1 - 0,01 * 1,0) + 38 * 0,2[1 - 0,01(2 + 2,5)]\} = 0,01(245,52 + 7,258) = 2,527\%, \frac{\text{кг}}{100} \text{ кг мет. шихти.}$$

Аналогічно визначають усереднені вмісти інших домішок металошихти - Si, Mn, S, P.

Таблиця 3.2 - Хімічний склад шихтових матеріалів

Найменування матеріалу	Вміст компонентів, %														
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	S	Σm	Fe ₂ O ₃	FeO	CO ₂	H ₂ O	ΣFep	Σ
Руда залізна	$\frac{10}{SiO_{2p}}$	$\frac{2,0}{Al_2O_{3p}}$	1,3	0,9	0,4	0,7	-	-	15,3	79,0	4,5	-	1,2	58,8	100
Агломерат мартенівський	$\frac{8,0}{SiO_{2агл}}$	$\frac{1,5}{та г. д.}$	1,0	12,0	0,3	0,4	-	-	23,2	57,0	19,7	-	0,4	55,4	100
Вапняк	$\frac{2,1}{SiO_{2и-к}}$	$\frac{1,2}{та г. д.}$	-	52,5	0,7	-	-	-	56,5	1,1	-	41,2	1,2	-	100
Вапно	$\frac{2,45}{SiO_{2и}}$	1,5	-	88,5	0,8	-	-	-	93,3	-	-	6,2	0,5	-	100
Боксит	$\frac{11,0}{SiO_{2σ}}$	44,0	-	1,2	-	0,8	-	-	57,0	31,0	-	-	12,0	-	100
Доломіт обожнений	$\frac{4,2}{SiO_{2до}}$	2,0	-	53,3	36,0	-	-	-	95,5	2,5	-	1,0	1,0	-	100
Доломіт сирий	$\frac{1,8}{SiO_{2д.с}}$	1,3	-	30,3	19,2	-	-	-	52,6	1,4	-	44,5	1,5	-	100
Магнезитовий порошок	$\frac{3,0}{SiO_{2маг}}$	2,0	-	3,2	87,5	-	-	-	95,7	3,0	-	0,8	0,5	-	100
Матеріал склепіння	$\frac{5,0}{SiO_{2св}}$	4,0	-	2,0	68,0	-11,0	11,0	-	90,0	10,0	-	-	-	-	100
Міксерний шлак	$\frac{46,6}{SiO_{2м.ш}}$	6,0	1,5	39,3	4,1	-	-	1,5	9,0	-	1,0	-	-	-	100
Забруднення брухту	$\frac{75,0}{SiO_{2в.л}}$	25,0	-	-	-	-	-	-	100	-	-	-	-	-	100
Окалина брухту	-	-	-	-	-	-	-	-	-	69,0	-	-	-	-	100

1.2 Визначення складу металу за розплавленням

1.2.1 Вміст вуглецю

Вміст вуглецю в металі після розплавлення $/C/_{\text{розпл}}$ визначається з рівняння

$$/C/_{\text{розпл}} = /C/_{\text{раск}} + \Delta C, \quad (3.1)$$

де $/C/_{\text{розк}}$ - вміст вуглецю в металі перед розкисленням, %;

ΔC - перевищення вмісту вуглецю по розплавленні над вмістом його в металі перед розкисленням.

Вміст вуглецю в металі перед розкисленням має бути такими, щоб після введення розкислювачів, що містять вуглець можна отримати необхідний вміст його в готовій сталі. Вміст вуглецю перед розкисленням залежить головним чином від вмісту марганцю у вихідній шихті і в готовій сталі. Чим нижчий вміст марганцю в металошихті і вищий його вміст у готовій сталі, тим ближче до необхідного вмісту вуглецю сталі, тим ближче до нижньої межі заданого вмісту вуглецю у готовій сталі має бути вміст вуглецю перед розкисленням - $/C/_{\text{розк}}$.

Перевищення вмісту вуглецю після розплавлення над його вмістом перед розкисленням (ΔC) залежить від середньої швидкості окислення вуглецю в період доведення і від тривалості цього періоду. Під час продування ванни киснем у доведення залежно від ємності печі, режиму продування і марки виплавленої сталі ΔC можна приймати в межах 0,6-1,0%. Що більша місткість печі і нижча інтенсивність продування, то ближчим до нижньої межі має бути значення ΔC .

1.2.2 Вміст кремнію

За основного процесу в першому періоді плавки практично весь кремній металошихти окислюється до слідів, тому його вміст після розплавлення приймають рівним нулю, тобто $/Si/_{\text{розпл}} = 0$.

1.2.3 Вміст марганцю

Вміст марганцю в металі після розплавлення залежить від його вмісту в металошихті, режиму спуску шлаку та інтенсивності продувки. Чим більше опускається шлаку та інтенсивніше ведеться продування, тим менший залишковий вміст марганцю в металі після розплавлення і зазвичай становить 10-20% від середнього його вмісту в металошихті.

Таким чином $/Mn/_{\text{расп}} = (0,1/0,2)M_{\text{пшихти}}, \%$.

1.2.4 Вміст фосфору

Залишковий вміст фосфору в металі після розплавлення $/P/_{розпл}$ визначається основою шлаків, що формуються в період плавлення, та вмістом оксидів заліза в них, інтенсивністю продування, режимом спуску первинного шлаку і становить приблизно 15-25% від вмісту фосфору в метало шихті, $/P/_{розпл.} = (0,15/0,25)P_{шихти}$.

1.2.5 Вміст сірки

Вміст сірки в металі після розплавлення залежить від вмісту її в металошихті, кількості сірки, внесеної неметалевими матеріалами, паливом (і особливо міксерним і доменним шлаком), а також від кількості спускаемого шлаку в період плавлення, основності спускового шлаку та шлаку, який залишається в печі, і може становити 80-100% (і більше) від первісного вмісту його в металошихті.

Для спрощення розрахунків приймаємо, що значна частина сірки, внесеної міксерним шлаком, видаляється зі спускаємим первинним шлаком, і за нормального (помірного) вмісту сірки в паливі концентрація сірки в металі після розплавлення становить 70-80% від внесеної металевою частиною шихти й міксерним шлаком.

$$/S/_{распл} = \left(\frac{0,7}{0,8}\right) [S_{шихт} + 0,01(I - K_{чуг}) * g_{чуг} S_{м.ш.}], \quad (3.2)$$

де $S_{шихт}$ - усереднений вміст сірки в металошихті, %,
 $K_{чуг}$ - коефіцієнт чистоти чавуну від міксерного шлаку;
 $S_{м.ш.}$ - вміст сірки в міксерному шлаку, %, див. табл. 3.2.

1.3 Визначення кількості руди в завалку

При продувці ванни киснем у період плавлення кількість руди в завалку залежить від частки рідкого чавуну в шихті, інтенсивності продування, а також від окисної здатності і теплової роботи печі.

У нашому випадку в разі опалення печі висококалорійним паливом і ступеня збагачення повітря киснем до 26-28% O_2 витрата залізної руди в завалку $m_p^{зав}$ на 1 кг рідкого чавуну визначаємо за графіком $m_p^{зав} = f(qO_2)$, представленим на рис. 3.1.

Витрата залізної руди в завалку на 100 кг металошихти визначається:

$$m_p^{зав} = m_p^{зав} * q_{чуг}, \text{ кг}, \quad (3.3)$$

де $q_{чуг}$ - частка рідкого чавуну в металошихті, % або кг/100 кг метлошихти.

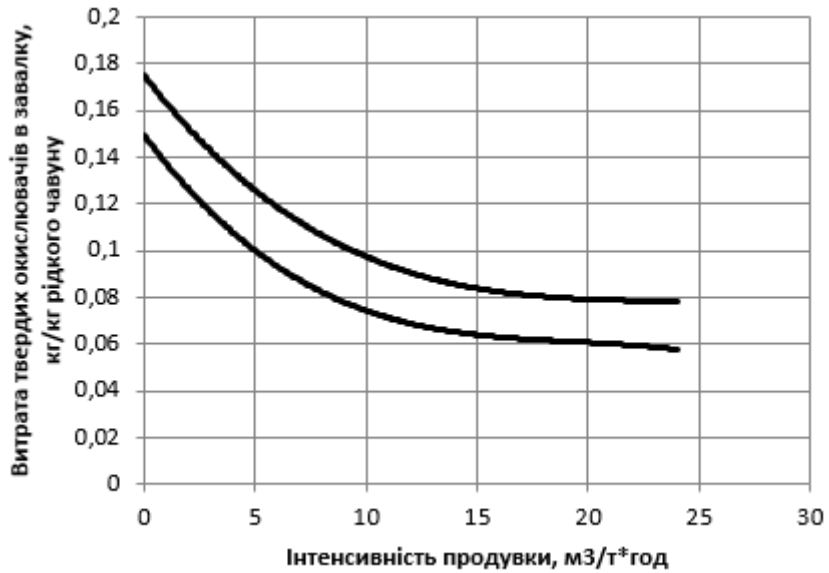


Рисунок 3.1 - Витрата "слізної руди $m_p^{\text{зав}}$ (або інших твердих окислювачів) у завалку на 1 кг рідкого чавуну залежно від інтенсивності продування ванни киснем

1.4 Визначення кількості вапняку в завалку

Кількість вапняку в завалку визначається за рівнянням

$$m_{\text{и-к}}^{\text{зав}} = \frac{100}{\text{CaO}_{\text{и-к}} - \text{SiO}_{2\text{и-к}} \cdot V_{\text{сп}}} [V_{\text{сп}} M_{\text{SiO}_2}^I - M_{\text{CaO}}^I + 0.01 M_{\text{шл}}^{\text{распл}} * (\text{SiO}_2)_{\text{шл}}^{\text{распл}} * (V_{\text{распл}} - V_{\text{сп}})], \text{ кг} \quad (3.4)$$

де $\text{CaO}_{\text{и-к}}$, $\text{SiO}_{2\text{и-к}}$ – зміст CaO та SiO_2 у вапняку, % (див. табл. 3.2);

$M_{\text{SiO}_2}^I, M_{\text{CaO}}^I$ - кількість SiO_2 і CaO , що надійшли в шлак у першому періоді плавки з усіх джерел, крім вапняку, кг;

$V_{\text{сп}}$, $V_{\text{розпл}}$ - основність шлаку, що спускається в період плавлення і залишився після розплавлення в печі, виражена через відношення CaO/SiO_2 ; (f) - маса шлаку, що залишився в печі після розплавлення, кг;

$(\text{SiO}_2)(f)$ - вміст SiO_2 у шлаку після розплавлення.

1.4.1 Розрахунок кількості SiO_2 і CaO , що надійшли в шлак у першому періоді плавки з усіх джерел, крім вапняку.

$$M_{\text{SiO}_2}^1 = 2.14 \Delta \text{Si} + \frac{0.01}{M_p^1} + \text{SiO}_{2p} + M_{\sigma}^1 * \text{SiO}_{2\sigma} + M_{\text{маг}}^1 * \text{SiO}_{2\text{маг}} + M_{\text{д.о.}}^1 * \text{SiO}_{2\text{д.а.}} + M_{\text{д.с.}}^1 * \text{SiO}_{2\text{д.с.}} + M_{\text{св}}^1 * \text{SiO}_{2\text{св}} + g_{\text{чуг}} (I - K_{\text{чуг}}) * \text{SiO}_{2\text{м.шл.}} + 0.01 g_{\text{л}} * m_{\text{з.л.}} * \text{SiO}_{2\text{з.л.}}, \text{ кг} \quad (3.5)$$

де 2,14 - кількість утвореного SiO₂ на одиницю маси кремнію, що лився, кг/кг (2,14=60/28),

$$V_{CaO}^I = 0.01 * M_p^I * CaO_p + M_\sigma^I * CaO_\sigma + M_{маг}^I * CaO_{маг} + M_{д.с.}^I * CaO_{д.с.} + M_{д.о.}^I * CaO_{д.о} + M_{св}^I * CaO_{св} + 0,01 * m_{м.шл} * g_{чуг} * CaO_{м.шл}, \text{ кг} \quad (3.6)$$

Рекомендовані приблизні витрати заправних матеріалів, бокситу і матеріалу склепіння, а також міксерного шлаку, забруднень і окалини брухту та участь в утворенні шлаку в печі в першому і в другому періоді плавки наведені в табл. 3.3, У цю саму таблицю вносять прийняті значення витрат матеріалів і участь їх в утворенні шлаку. Загальна витрата заправних матеріалів і частка участі їх в утворенні шлаку зростає зі зменшенням ємності печі (Т, т), збільшенням кількості чавуну (g_{чуг}, %) у шихті та вмісту в ньому кремнію.

Загальна витрата заправних матеріалів і участь їх в утворенні шлаку залежать також від інтенсивності продування ванни киснем, режимом спуску шлаку в період плавлення та інших умов ведення плавки.

Витрата бокситу визначається, головним чином, вмістом шкідливих домішок у металошихті та пов'язаними з цим вимогами щодо основності та рідинної текучості шлаку.

1.4.2 Розрахунок кількості шлаку, що залишається в печі після розплавлення

У загальному випадку кількість шлаку, що знаходиться в печі, визначається рівнянням

$$M_{шл} = S * h * \rho_{шл}, \text{ Т},$$

де S - площа поду печі, м²
h - товщина шару шлаку, м;
 $\rho_{шл}$ - густина шлаку, кг/м³,

Із цього рівняння визначається кількість шлаку в печі на 100 кг металошхти:

$$M_{шл} = \frac{M_{шл}^*}{10 * T} = \frac{S * h * \rho}{10 * T} = \frac{h * \rho}{10 * \eta}, \text{ кг}, \quad (3.7)$$

де η - питоме навантаження на під печі, що дорівнює відношенню ємності печі Т до площі поду S, $\eta = T/S$, т/м².

Щільність сталеплавильних шлаків можна прийняти рівною $\rho = 3500$ кг/м³, Тоді рівняння (7) набуває вигляду:

$$M_{\text{шл}} = 0,35 \frac{h}{\eta} \quad (3.8)$$

Для сучасної практики мартенівського виробництва характерна робота з обов'язковим (понад 50%) спуском шлаку в період плавлення. Це сприяє поліпшенню передачі тепла ванні, видаленню шкідливих домішок. Під час роботи з остаточним наведенням шлаку в період доведення (відповідає нашому випадку) товщина шлакового покриву після розплавлення повинна бути мінімальною і визначається наявними можливостями видалення шлаку в період плавлення. Для стаціонарних печей товщину покривного шлакового шару (h_1) по розплавленні можна прийняти рівною 35-60 мм. Чим менше питоме навантаження на під печі, тим зазвичай менша товщина шару шлаку, таким чином:

$$M_{\text{шл}}^{\text{распл}} = 0,35 \frac{h}{\eta}, \text{ кг.} \quad (3.9)$$

1.4.3 Характеристики хімічного складу шлаків періоду розплавлення:

а) основність спускового шлаку - ($V_{\text{сп}}$) і шлаку після розплавлення - ($V_{\text{распл.}}$)

Основність мартенівських шлаків, що характеризується відношенням $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2)$ за ходом плавки змінюється вельми істотно. Залежно від частки чавуну в металошихті та вмісту в ньому кремнію, витрати руди в завалку та вмісту в ній кремнезему $\text{SiO}_{2\text{р}}$, а також від порядку завалки сипких матеріалів (руди, вапняку), що певною мірою позначається на швидкості розчинення вапняку в шлаку, режимі спуску шлаку в період плавлення, основність спускаемого шлаку зазвичай становить ($V_{\text{сп}} = 0.7-1.1$ (частіше 0,8-1,0)). Ці ж фактори визначають і основність шлаку після розплавлення.

Основність шлаку після розплавлення зазвичай становить $V_{\text{распл}} = 1,7-2,1$ (частіше 1,8-2,0);

б) вміст кремнезему (SiO_2) у шлаку після розплавлення $(\text{SiO}_2)_{\text{шл}}^{\text{распл.}}$;

При продувці ванни киснем у період плавлення внаслідок більш раннього окислення металошихти і більш повного спуску первинного шлаку в цей період, а також меншої витрати руди на завалку, вміст (SiO_2) у шлаку після розплавлення нижчий, ніж під час роботи без застосування кисню.

Залежно від інтенсивності та режиму продування ванни киснем у період плавлення, кількості та режиму спуску шлаку, а також вмісту кремнію і кремнезему в шихтових і заправних матеріалах, витрати руди в завалку вміст у шлаку після розплавлення $(\text{SiO}_2)_{\text{шл}}^{\text{распл}}$ зазвичай становить 15-21%.

Вміст окису кальцію в шлаку після розплавлення $(CaO)_{шл}^{распл}$ визначається співвідношенням $(CaO)_{шл}^{распл} = V_{распл} * (SiO_2)_{шл}^{распл}$;

в) вміст оксидів заліза в скачуваному шлаку і після розплавлення.

При комбінованому застосуванні кисню для інтенсифікації мартенівської плавки вміст оксидів заліза в первинному шлаку і відповідно в шлаку, що спускається, вищий, ніж при роботі без використання кисню. Залежно від інтенсивності та режиму продування ванни киснем (положення голівки фурми відносно кордону розділу шлак-метал), а також від кількості та порядку завалювання руди, режиму спуску шлаку вміст оксидів заліза в шлаку, що спускається, зазвичай становить 25-35% на початку спуску та 20-25% наприкінці спуску. Середнє значення вмісту оксидів заліза $\sum(FeO)$ у шлаку, що скачується в 1 періоді плавки, слід приймати в межах 23.0-28.0%.

$$(\sum FeO)_{сп} = (FeO)_{сп} + (Fe_2O_3)_{сп} = 23 + 28\%.$$

Відношення $(FeO)_{сп}$ і $(Fe_2O_3)_{сп}$ залежить від основності шлаку, що спускається, і зазвичай становить 3-5. При цьому

$$(FeO)_{сп} = (3,5 + 4,5) * (Fe_2O_3)_{сп}, \quad (Fe_2O_3)_{сп} = \frac{(\sum FeO)_{сп}}{1 + \frac{(\sum FeO)_{сп}}{(Fe_2O_3)_{сп}}};$$

$$(Fe_2O_3)_{сп} = \frac{(\sum FeO)_{сп} + (Fe_2O_3)_{сп}}{1 + \frac{(\sum FeO)_{сп}}{(Fe_2O_3)_{сп}}}$$

Вміст оксидів заліза в шлаку після розплавлення також залежать від інтенсивності продування ванни киснем у період плавлення, глибини занурення голівки фурми в шлак, основності шлаку і температурного режиму плавки (чим більше оксидів заліза в шлаку). Зазвичай сумарний вміст оксидів заліза в шлаку після розплавлення $(\sum FeO)_{распл}$ становить 8,0-14,0%.

Відношення (FeO) і (Fe_2O_3) у шлаку залежить від основності шлаку. У розрахунках слід приймати в межах 3,0+4,0.

$$(FeO)_{распл} = (3 + 4) * (Fe_2O_3)_{распл} * (Fe_2O_3)_{распл} = \frac{(\sum FeO)_{распл}}{1 + \frac{(FeO)_{распл}}{(Fe_2O_3)_{распл}}}$$

1.4.4 Розрахунок кількості вапняку в завалку.

Підставляючи в рівняння (5), визначені в розділах 1.4.1 - 1.4.3, значення $M_{SiO_2}^I, M_{CaO}, V_{сп}, V_{распл}, M_{шл}^{распл}, (SiO_2)_{шл}^{распл}$, визначаємо кількість вапняку в завалку.

Таблиця 3.3 - Рекомендовані витрати шихтових матеріалів

Найменування матеріалу	Загальна витрата матеріалу на плавку, % (кг/100 кг мет.шихти).		Участь в утворенні шлаку							
			Усього, % до загальної витрати		Усього, кг/100 кг мет.шихти	У тому числі				
	У 1 періоді					У 2 періоді				
	рекоменд	прийнят	рекоменд	прийнят	рекоменд % до учас. в обр.шл.	прийнято		рекоменд % до учас. в обр.шл.	прийнято	
д	о	д	о		%	кг/100 кг мет.шихти		%	кг/100 кг мет.шихти	
Магнетитовий порошок	0,5-1,0		75-85			45-50				
Доломіт обожнений	1,5-2,0		70-80			60-70				
Доломіт сирий	1,0-2,0		10-20			65-75				
Матеріал склепіння	0,15-0,20		100			50-60				
Боксит	0,25-0,45		100			50-60				
Забруднення брухту	1,0-3,0		100			100				
Окалина брухту	2,0-3,0		100			100				
Міксерний (шлак)	0,5-1,5		100			100				

1.5 Визначення загальної кількості шлавка, що утворюється в період плавлення, $M_{\text{шл}}^{\text{I общ}}$

Загальна кількість шлаку, що утворюється в період плавлення, може бути визначена за рівнянням:

$$M_{\text{шл}}^{\text{I общ}} = \frac{100}{100 - (\sum FeO)_{\text{сп}}} \{ \sum M_{\text{окис}}^{\text{плав}} - 0,1 M_{\text{шл}}^{\text{распл}} [(FeO)_{\text{сп}} - (\sum FeO)_{\text{распл}}] \}, \quad (3.10)$$

де $\sum M_{\text{окис}}^{\text{плав}}$ - кількість шлакоутворювальних оксидів (крім оксидів заліза, що надійшли в шлак у першому періоді плавки з усіх джерел), кг;
 $(\sum FeO)_{\text{сп}}$ і $(\sum FeO)_{\text{распл}}$ - сумарний вміст оксидів заліза в шлаку, що спускається, і шлаку, що залишається в печі після розплавлення (див. розд. 1.4.3.).

$$\begin{aligned} \sum M_{\text{окис}}^{\text{плав}} = & 2.14 \Delta Si + 1.29 \Delta Mn_p + 2.29 \Delta P_p + \Delta S_p + 0.01 * (M_p^{\text{I}} \sum m_p + \\ & M_{\text{и-к}}^{\text{I}} \sum m_{\text{и-к}} + M_{\sigma}^{\text{I}} \sum m_{\sigma} + M_{\text{маг}}^{\text{I}} \sum m_{\text{маг}} + M_{\text{д.о.}}^{\text{I}} \sum m_{\text{д.о.}} + M_{\text{д.с.}}^{\text{I}} \sum m_{\text{д.с.}} + M_{\text{св}}^{\text{I}} \sum m_{\text{св}} + \\ & M_{\text{м.шл}}^{\text{I}} * \sum m_{\text{м.шл}} + M_{\text{з.л.}}^{\text{I}} \sum m_{\text{з.л.}} \end{aligned} \quad (3.11);$$

У цьому рівнянні 2,14; 1,29; 2,29 - кількість SiO_2 , MnO , P_2O_5 , що утворюються під час окислення одиниці маси Si, Mn, P, ($2.14 = 60/28$; $1.29 = 71/55$; $2.29 = 142/62$) кг/кг;

ΔSi_p , ΔMn_p , ΔP_p , ΔS_p - кількість домішок, переведених з металу в шлак у період плавлення, кг/100 кг металошихи.

$\Delta Si = Si_{\text{ших}} - /Si/_{\text{распл}}$ і т.д.

M_p^{I} , $M_{\text{и-к}}^{\text{I}}$, M_{σ}^{I} , $M_{\text{д.о.}}^{\text{I}}$ і т.д. - відповідно витрата руди, вапняку, а також додаткових матеріалів, міксерного шлаку та ін., що беруть участь в утворенні шлаку в періоді (див. табл. 3 графа 9). $(\sum m_p \sum m_{\sigma})$ - вміст шлакоутворювачів у шихтових і додаткових матеріалах (див. табл. 3.2, графа 10).

Кількість спущеного шлаку в 1 періоді становить $M_{\text{шл}}^{\text{сп}} = M_{\text{шл}}^{\text{I общ}} - M_{\text{шл}}^{\text{распл}}$.

Зазвичай кількість спущеного шлаку, в I періоді під час продування ванни киснем має становити 50-70% від загальної кількості

$$\%Ш_{\text{сп}} = \frac{M_{\text{шл}}^{\text{сп}}}{M_{\text{шл}}^{\text{I общ}}} * 100\% = 50 + 70\%.$$

1.6. Матеріальний баланс першого періоду плавки

1.6.1 Кількість оксидів заліза, що надходять у ванну з шихтою в першому періоді плавки:

$$M_{Fe_2O_3}^I = 0,01(M_p^I * Fe_2O_3 + M_{и-к}^I * Fe_2O_3 + M_{\sigma}^I * Fe_2O_{3\sigma} + M_{маг}^I * Fe_2O_{3маг} + M_{д.о}^I * Fe_2O_{3д.с} + M_{д.с}^I * Fe_2O_{3д.с} + M_{св.}^I * Fe_2O_{3св.} + M_{о.л.}^I * Fe_2O_{3о.л.}), \text{ кг} \quad (3.12)$$

$$M_{FeO}^I = 0,01(M_p^I * FeO_p + M_{м.ш.} * FeO_{м.ш} + M_{о.л.}^I * FeO_{о.л.}), \text{ кг}, \quad (3.13)$$

M_p^I , $M_{и-к}^I$ і т.д. - кількість додаткових, заправних та ін. матеріалів, що беруть участь в утворенні шлаку в I періоді плавки (див. табл. 3.3, графа 9).

1.6.2 Кількість заліза, що вноситься його оксидами в I періоді де, кг:

$$M_{Fe}^I = 0,7M_{Fe_2O_3}^I + 0,778M_{FeO}^I, \quad (3.14)$$

де 0,7 і 0,778 - відношення молекулярних мас Fe і відповідно Fe_2O_3 і FeO ($0,7 = 112/160$; $0,778 = 56/72$), що відображають частку заліза в Fe_2O_3 і FeO, кг/кг.

1.6.3 Кількість кисню, що надходить у ванну з матеріалашихти і бере участь в окислювальних процесах у I періоді M_{σ}^I

M_{σ}^I визначається кількістю кисню, що надійшов з шихтоматеріалами в першому періоді, за вирахуванням втраченого внаслідок дисоціації оксидів заліза Fe_2O_3 до Fe_3O_4 у період завалювання і прогрівання шихти $M_{о I}^{пот}$

$$M_o^I = 0,3M_{Fe_2O_3}^I + 0,222M_{FeO}^I + 0,01M_{и-к}^I * n * 0,364CO_{2и-к} - M_{о I}^{пот} \quad (3.15)$$

$$M_{о I}^{пот} = 0,1M_p(0,3 * Fe_2O_{3p} + 0,222 * FeO_p - 0,381 * Fe_p^{\Sigma}), \text{ кг} \quad (3.16)$$

Тут 0,3 і 0,222 - частка кисню в одиниці маси Fe_2O_3 і FeO, кг/кг ($0,3 = 48/160$; $0,222 = 16/72$);

n - частка участі CO_2 вапняку в окисленні домішок ванни (зазвичай $n = 0,4+0,6$);

0,364 - кількість кисню, що виділяється під час дисоціації одиниці маси CO_2 до CO, кг/кг CO_2 ;

$0,381 = 4 \cdot 16/3 \cdot 56$; Fe_p^{Σ} - загальний вміст заліза в руді, %, див. табл. 3.2;

Fe_2O_{3p} , FeO_p - вміст Fe_2O_3 і FeO в руді, див. табл. 2;

Fe_p^{Σ} - залежить від прийнятих нами значень Fe_2O_3 і FeO_p за табл.3.2;

$$Fe_p^{\Sigma} = 0,67 Fe_2O_{3p} + 0,778 FeO_p, \text{ \%}.$$

1.6.4 Кількість кисню, що витрачається на окислення домішок металошихти, $M_{O I}^{ших}$

$$M_{O I}^{ших} = 1,33 * (I - K_c) \Delta C_p + 2,67 K_c * \Delta C_p + 0,29 \Delta Mn_p + 1,14 \Delta Si_p + 1,29 \Delta P_p \quad (3.17)$$

де 1.33; 2.67; 0.29; 1.14; 1.29 - коефіцієнти, що виражають витрату кисню на окислення одиниці маси домішок, відповідно С до СО і СО₂, Мп до МпО, Si до SiO₂, P до P₂O₅, кг/кг (1.33 = 16/12; 2.67 = 32/12; 0.29 = 16/55; 1.14 = 32/28; 1.29 = 80/62);

K_c - частка вуглецю шихти, що окислюється в мартенівській ванні в першому періоді до СО₂. Зазвичай при продувці ванни киснем у період плавлення 85-90% вуглецю окислюється до СО і 10-15 до СО₂, тобто $K_c = 0,10-0,15$;

ΔC_p , ΔSi_p та т.д. - кількість окисленого вуглецю, кремнію тощо в період плавлення

$C_p = C_{ших} - /C/_{розпл}$, % (кг/100 кг мет.шихти);

$Si_p = Si_{ших} - /Si/_{розпл}$ тощо.

$C_{ших}$, $Si_{ших}$, $/C/_{распл}$, $/Si/_{распл}$ та т.д. див.п.1.1 та 1.2.

1.6.5. Кількість оксидів заліза, що витрачається на формування шлаку (спущеного і того, що залишився в печі) - $M_{Fe_2O_3}^{шл.I}$, $M_{FeO}^{шл.I}$

$$M_{Fe_2O_3}^{шл.I} = (0,01 (M_{шл}^{сп} * Fe_2O_{3сп} + M_{шл}^{распл} * Fe_2O_{3распл})), \quad (3.18)$$

$$M_{FeO}^{шл.I} = 0,01 M_{шл}^{сп} * FeO_{сп} + M_{шл}^{распл} * FeO_{распл}, \quad (3.19)$$

при цьому витрачається заліза металошихти

$$M_{Fe I}^{шл} = 0,7 M_{Fe_2O_3}^{шл.I} + 0,778 M_{FeO}^{шл.I}, \quad (3.20)$$

Та кисню

$$M_{O I}^{шл} = 0,3 M_{Fe_2O_3}^{шл.I} + 0,222 M_{FeO}^{шл.I}, \quad (3.21)$$

1.6.6 Кількість кисню, що витрачається на утворення пилу у вигляді Fe₂O₃ у першому періоді плавки, $M_{O I}^{пил}$

$$M_{O I}^{пил} = 0,428 * M_{Fe I}^{пил}, \quad (3.22)$$

де 0,428 - кількість кисню, що споживається на окислення одиниці маси заліза пилу до Fe₂O₃ (0.428 = 3*16/2*56), кг/кг;

$M_{FeI}^{пил} = 0,1 - 0,3\%$ від маси металошихти, тобто $M_{FeI}^{пил} = 0,1-0,3$ кг залежно від продукції.

При цьому утворюється пил у вигляді Fe_2O_3 , кг

$$M_{Fe_2O_3}^{пил} = 1,428M_{FeI}^{пил} \quad (3.23)$$

Тут 1,428 - кількість Fe_2O_3 , що утворюється під час випаровування одиниці маси заліза пилу ($1,428 = 160/2 \cdot 56$), кг/кг.

1.6.7 Загальний баланс кисню і визначення кількості кисню, споживаного в першому періоді з атмосфери печі та дуття.

Загальна витрата кисню в першому періоді на протікання окислювальних процесів у ванні включає:

$$M_{O I}^{расх} = M_{O I}^{ших} + M_{O I}^{шл} + M_{O I}^{пил} \quad (3.24)$$

де $M_{O I}^{ших}$ $M_{O I}^{шл}$ $M_{O I}^{пил}$ - витрати кисню на окислення домішок металошихти, утворення оксидів заліза шлаку і пилу, кг.

Надходить же у ванну кисень із шихтових матеріалів (у тому числі із залізної руди) - $M_{O I}^I$ (див. п.1.6.3.), з атмосфери печі - $M_{O I}^{атм}$ і дуття - $M_{O I}^{ВД}$.

$$M_{O I}^{расх} = M_{O I}^{прих} = M_{O I}^I + M_{O I}^{атм} + M_{O I}^{ВД}, \text{ кг} \quad (3.25)$$

$M_{O I}^{атм}$ - визначаєте виразом:

$$M_{O I}^{атм} = 0,1 \frac{\mu_1}{\eta} * \tau \text{ плав, кг/100 кг мет.шихти} \quad (3.26)$$

де μ_1 - середнє питоме надходження кисню у ванну з газової фази печі за період заливки чавуну і плавлення шихти, кг/м² год.

Величина μ_1 залежить від низки факторів, головними з яких є окислювальний потенціал і температура факела. За інтенсифікації процесу спалювання палива залежно від ступеня збагачення повітря киснем (до 28%) і виду застосовуваного палива значення величини μ_1 становить 7-12 кг/м² год.

Під час опалення печі мазутом μ_1 вище, ніж у разі використання як палива природного газу. Що вища інтенсивність проявлення, то ближче до верхнього значення слід приймати μ_1 , η - питоме навантаження на під печі, $\eta = T/S$, т/м² (див.п..1.4.2.), $\tau_{пл}$ - тривалість періодів заливки чавуну і плавлення шихти, ч.

$$M_{O I}^{ВД} = 0,1 * \left(\frac{32}{22,4}\right) * q_{O_2} * K_0 * O_2^{дуть} * \tau_{плав}, \text{ кг/100 кг мет.шихти} \quad (3.27)$$

де K_0 - коефіцієнт засвоєння кисню ванною, ≈ 9 ; $\approx 0,9$;
 $O_2^{\text{ДУТ}}$ - ступінь чистоти технічного кисню, частка кисню в дутті,
 $O_2^{\text{ДУТ}} = 0,95-0,98$;
 q_{O_2} - інтенсивність продувки в період плавлення, м³/т год.

Таким чином:

$$M_{O\ I}^{\text{расх}} = M_O^I + 0,1 \frac{\mu_1}{\eta} * \tau \text{ плав} + 0,1 \frac{32}{22,4} * q_{O_2} * K_0 * O_2^{\text{ДУТ}} * \tau \text{ плав}$$

Звідси:

$$\tau \text{ плав} = \frac{M_{O\ I}^{\text{расх}} - M_O^I}{0,1 \frac{\mu_1}{\eta} + 0,1 \frac{32}{22,4} * q_{O_2} * K_0 * O_2^{\text{ДУТ}}}$$

Підставивши в цей вираз прийняті значення μ_1 , $M_{O\ I}^{\text{ВД}}$, $O_2^{\text{ДУТ}}$, і задане умовами розрахунку q_{O_2} , визначаємо час періоду плавлення - τ плав

Використовуючи знайдені значення τ плав визначаємо за формулами (3.26) і (3.27) $M_{O\ I}^{\text{атм}}$ та $M_{O\ I}^{\text{ВД}}$

1.6.8 Кількість газоподібних оксидів у першому періоді.

Газоподібні оксиди CO, CO₂, H₂O утворюються і надходять у першому періоді під час окиснення вуглецю з вапняку, доломіту, магнезиту, бокситу:

$$M_{CO}^I = 2,33(I - K_C^I) \Delta C_p + 0,01 M_{и-к}^I * 0,536 \eta * CO_{2и-к}, \text{ кг} \quad (3.28)$$

K_C^I - частка вуглецю, що окислився в 1 періоді до CO_c (див.п.1.6.4);

ΔC_p - кількість вуглецю шихти, що окислився в I періоді (до розплавлення) (див.1.6.4):

n - частка CO₂ вапняку, продисоційованого до CO в I періоді (див.1.6.3.)

$$M_{CO_2}^I = 3.667 K_C^I * \Delta C_p + 0.01 [M_{и-к}^I * (I - n) CO_{2и-к} + M_{д.о}^I * CO_{2д.о} + M_{д.с}^I * CO_{2д.с} + M_{маг}^I * CO_{2маг}], \text{ кг} \quad (3.29)$$

$M_{и-к}^I$, $M_{д.о}^I$ та т.д. - кількість вапняку в завалку, доломіту обіжженого, сирого тощо що беруть участь в утворенні шлаку в I періоді (табл. 3.3, графа 9);

$CO_{2и-к}$, $CO_{2д.о}$ та т.д - вміст CO₂ у вапняку, доломіті тощо. (див.табл. 3.2, графа 13);

$$M_{H_2O}^I = 0.01 (M_{и-к}^I * H_2O_{и-к} + M_p^I * H_2O_p + M_{д.о}^I * H_2O_{д.о} + M_{д.с}^I * H_2O_{д.с} + M_{маг}^I * H_2O_{маг} + M_{\sigma}^I * H_2O_{\sigma}), \text{ кг} \quad (3.30)$$

1.6.9 Кількість заліза, що втрачається в шлаку в I періоді у вигляді корольків металу.

Залежно від в'язкості шлаку і режиму його спуску, а також від інтенсивності продування ванни киснем у період плавлення вміст корольків металу в шлаку, що спускається, становить 8-12%, у шлаку після розплавлення 3-6% від маси шлаку

$$M_{Fe_k}^I = M_{Fe_k}^{I_{сп}} + M_{Fe_k}^{I_{распл}} = 0,01[(8 + 12)M_{шл}^{сп} + (3 + 6)M_{шл}^{распл}] \quad (3.31)$$

1.6.10. Вихід рідкого металу

$$M_{шл}^{распл} = 100 - [\Delta C_p + \Delta Si_p + \Delta Mn_p + \Delta P_p + \Delta S_p + M_{FeI}^{пыль} + M_{м.ш}^I + M_{з.л}^I + M_{о.л}^I + M_{Fe_k}^I + M_{FeI}^{шл}] + M_{Fe}^I, \quad (3.32)$$

ΔC , ΔSi и т.д. – см.1.6.4. $M_{FeI}^{пыль}$ - см.1.6.6;

$M_{м.ш}^I$; $M_{з.л}^I$; $M_{о.л}^I$ - див.табл.3.3, графа 9;

$M_{Fe_k}^I$ – див.1.6.9.; $M_{FeI}^{шл}$ – див.1.6.5; $K_{чуг}$, $K_{лом}$ - див.1.1.

Таблиця 3.4 - Матеріальний баланс I періоду плавки

Надійшло		Отримано	
Матеріал	КГ	Матеріал	КГ
Металошихта (брухт + чавун)	100	Метал після розплавлення	$M_m^{распл}$
Руда залізна	M_p^I	Шлак спущений	$M_{шл}^{сп}$
Вапняк	$M_{и-к}^I$	Шлак по розплавленні	$M_{шл}^{распл}$
Боксит	M_{σ}^I	Залізо корольків, у тому числі спущеного шлаку	$M_{Fe_k}^{сп}$
Доломіт сирий	$M_{д.с}^I$	шлаку по розплавленні	$M_{Fe_k}^{распл}$
Доломіт обожений	$M_{д.о}^I$	Окиси заліза, що утворилися від пилу	$M_{Fe_k}^{пыль}$
Магнезит	$M_{маг}^I$	гази, що виділилися	M_{CO}^I
Матеріал склепіння	$M_{св}^I$		$M_{CO_2}^I$
Кисень газової фази	$M_{о I}^{атм}$		$M_{H_2O}^{сп}$
Кисень, що вдувається у ванну	$M_{о I}^{вд}$	Кисень, втрачений при дисоціації оксидів заліза в період прогрівання	$M_{о I}^{пот}$
Разом	$\sum M_{приход}$	Разом	$\sum M_{расход}$
Нев'язка = $\frac{\sum M_{приход} - \sum M_{расход}}{\sum M_{приход}} * 100, \%$			
(допустима невязка – до ,020%)			

Таблиця 3.5 - Початкові дані

№ П П	% чавуну В ШИХТ і	% лом ц В ШИХТ і	Склад чавуну, %					Склад ломуу, %					Хім. склад готової сталі, %					t ⁰ с чавуну	t ⁰ с сталі	Піч		Інтенсивність продувки, м ³ /т.ч	
			C	Si	Mn	P	S	C	Si	Mn	P	S	C	Si	Mn	P	S			Тон н Т	пл.по да Sn, м ²	q _{c2}	q _{c2}
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
1	60	40	4.1	0.6	1.2	0.1	0.05	0.15	0.10	0,50	0,05	0,05	0,08-0,16	Сл.	0,30-0,50	0,05	0,05	1250	1630	400	100	12,3	9,0
2	62	38	3.9	0.7	0.9	0.11	0.05	0.16	0.20	0,52	0,04	0,05	0,09-0,13	Сл.	0,32-0,52	0,05	0,05	1300	1630	300	85	11,0	8,0
3	55	45	3.9	0.70	0.80	0.14	0.06	0.20	0.18	0,45	0,04	0,05	0,28-0,36	0,17-0,26	0,55-0,75	0,04	0,04	1290	1600	415	103	9,0	7,0
4	53	47	4.0	0.91	1.20	0.20	0.04	0.30	0.25	0,90	0,05	0,05	0,18-0,25	0,21-0,31	0,45-0,65	0,05	0,05	1280	1620	130	54	8,0	6,0
5	58	42	3.9	0.8	1.6	0.14	0.06	0.22	0.16	0,4	0,04	0,05	0,31-0,39	0,22-0,32	0,43-0,63	0,04	0,04	1270	1590	285	80	11,0	8,0
6	51	49	3.85	0.50	1.58	0.17	0.04	0.50	0.15	0,60	0,03	0,05	0,13-0,2	Сл.	0,30-0,5	0,05	0,05	1320	1635	850	155	8,0	6,0



													0		0									
7	93	27	4.2	0.5	1.3	0.1	0.0	0.2	0.1	0,5	0,0	0,0	0,2	0,2	0,6	0,0	0,0	1280	160	450	107	12,0	9,0	
					5	8	6	6	7	7	6	4	0,3	0,3	0,8	4	5							
													4	3	5									
8	68	32	3.9	0.8	1.3	0.2	0.0	0.3	0.2	0,8	0,0	0,0	0,3	0,2	0,6	0,0	0,0	1240	159	200	70	13,0	10,0	
					0	0	5	0	5	0	3	5	0,4	0,3	0,8	5	5							
													2	0	0									
9	55	45	4.1	0.6	1.5	0.1	0.0	0.1	0.1	0,4	0,0	0,0	0,0	Сл.	0,2	0,0	0,0	1250	163	580	121	9,0	7,0	
					0	5	4	6	0	8	5	4	9-0,1		8-0,4	4	5							
													7		8									
10	63	37	3.7	0.9	1.3	0.1	0.0	0.3	0.1	0,6	0,0	0,0	0,0	Сл.	0,2	0,0	0,0	1290	163	400	100	8,0	6,0	
					0	5	5	5	7	0	5	4	0,1		5-0,4	5	4							
													4		5									
11	52	48	3.9	0.6	1.2	0.2	0.0	0.1	0.1	0,4	0,0	0,0	0,1	Сл.	0,2	0,0	0,0	1330	162	800	150	7,0	5,0	
					0	0	5	7	5	2	5	4	0-0,1		8-0,4	8	5							
													8		8									
12	61	39	6.0	0.5	1.2	0.1	0.0	0.5	0.1	0,6	0,0	0,0	0,1	0,1	0,4	0,5	0,0	1250	162	300	85	12,0	10,0	
					0	8	6	3	5	0	5	5	0-0,1	4-0,2	5-0,6	0,5	0,0							
													8	4	5		6							
13	63	37	3.8	0.7	1.3	0.1	0.0	0.2	0.2	0,5	0,0	0,0	0,0	Сл.	0,2	0,0	0,0	1290	163	130	54	10,0	8,0	
					8	6	5	2	0	7	5	4	0,1		5-0,4	5	5							
													5		5									
14	58	42	3.9	0.7	1.4	0.1	0.0	0.5	0.1	0,6	0,0	0,0	0,2	0,1	0,6	0,0	0,0	1300	160	675	134	9,0	6,0	
					5	7	4	7	8	2	4	4	8-0,3	8-0,2	0-0,8	5	5					0		
													0,3	0,2	0,8									



													6	8	0									
15	50	50	4.0	0.68	1.10	0.20	0.06	0.35	0.16	0,60	0,05	0,06	0,36-0,44	0,20-0,30	0,65-0,85	0,04	0,05	1280	159	440	106	8,0	6,0	
16	57	43	4.1	0.67	1.40	0.17	0.06	0.13	Сл.	0,42	0,04	0,05	0,10-0,17	Сл.	0,30-0,50	0,04	0,05	1260	1625	140	57	9,0	7,0	
17	65	35	3.8	0.50	1.42	0.15	0.05	0.40	0,25	0,70	0,03	0,06	0,18-0,26	0,22-0,32	0,48-0,68	0,04	0,05	1300	1615	275	82	14,0	11,0	
18	61	39	4.0	0.62	1.27	0.16	0.04	0.15	0,11	0,47	0,05	0,05	0,11-0,18	0,16-0,26	0,50-0,70	0,05	0,05	1230	1625	410	102	13,0	9,0	
19	72	28	4.10	0.80	1.39	0.13	0.06	0.23	0,19	0,58	0,04	0,04	0,22-0,30	0,20-0,30	0,62-0,82	0,05	0,05	1290	1615	310	86	18,0	14,0	
20	70	30	3.8	0.7	1.61	0.16	0.06	0.18	0,20	0,60	0,06	0,04	0,11-0,19	Сл.	0,31-0,51	0,04	0,05	1210	1630	615	127	16,0	12,0	
21	62	38	4.0	0.6	1.45	0.15	0.05	0.20	0,14	0,48	0,04	0,05	0,24-0,32	0,20-0,30	0,60-0,80	0,05	0,04	1300	1615	250	93	9,0	7,0	
22	58	42	4.1	0.9	1.6	0.18	0.07	0.22	0,18	0,50	0,05	0,06	0,08-0,11	Сл.	0,38-0,44	0,05	0,05	1310	1630	600	124	10,0	7,0	

													6		8									
2 3	60	40	3.9	0.7	1.1 8	1.2 0	0.0 4	0.1 8	0,1 6	0,6 0	0,0 5	0,0 4	0,4 6- 0,5 4	0,2 3- 0,3 3	0,6 5- 0,8 5	0,0 4	0,0 4	1240	158 0	300	74	9,0	8,0	
2 4	63	37	4.2	0.5	1.5 2	0.1 0	0.0 5	0.2 8	0,2 0	0,4 8	0,0 5	0,0 5	0,3 6- 0,4 4	0,2 4- 0,3 4	0,4 8- 0,6 8	0,0 4	0,0 4	1260	161 5	900	158	10,0	7,0	
2 5	48	52	4.1	0.7	1.0	0.1 3	0.0 6	0.2 3	0,2 6	0,5 0	0,0 5	0,0 5	0,1 2- 0,2 0	Сл.	0,2 8- 0,4 8	0,0 4	0,0 5	1280	162 5	200	72	6,0	4,0	

Лабораторна робота №1

Вивчення впливу конструктивних параметрів фурми на особливості взаємодії кисневих струменів з рідкою фазою

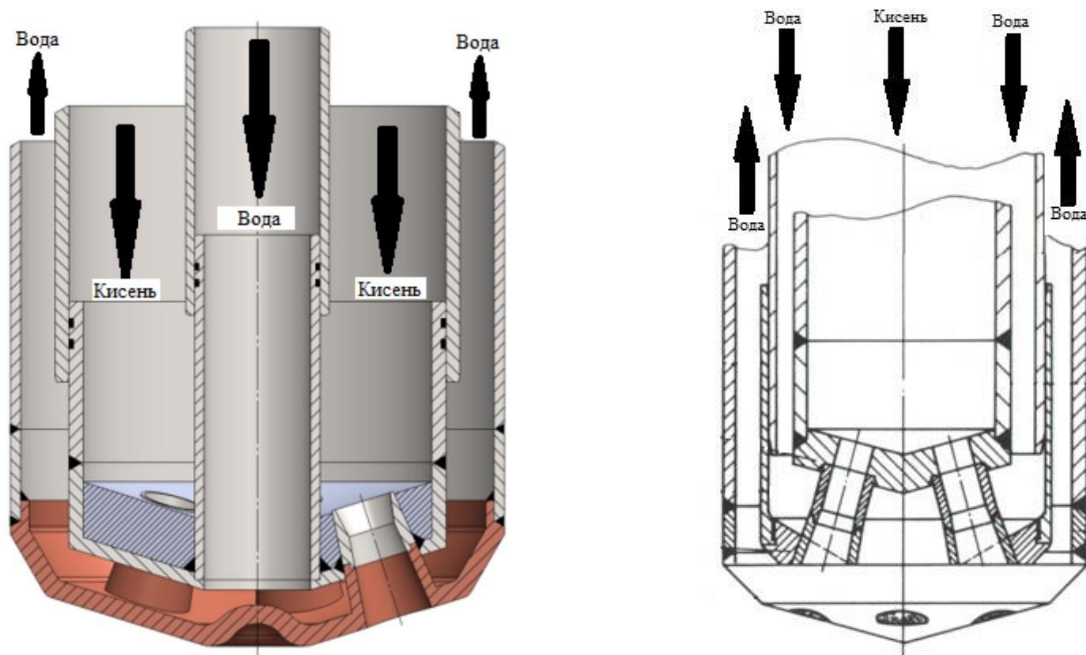
Мета роботи: Практичне та теоретичне ознайомлення з впливом ряду конструктивних параметрів фурми при здійсненні продувки сталі згори на характер взаємодії газового струменя з металевою фазою.

Теоретична частина

1.1 Будова кисневої фурми та сопла Лавалю.

Найпоширеним способом подачі кисню у металеву ванну є продувка через фурму згори. Відповідно до існуючої технології кисень потрапляє у конвертер через вертикально розташовану фурму, яка вводиться у робочий простір конвертеру через горловину. Тиск кисню перед фурмою складає 1,0 – 1,6 МПа.

Охолодження фурменного пристрою здійснюється за рахунок подавання води. Конструктивно киснева фурма для продувки згори складається з трьох безшовних сталевих труб, що концентрично входять одна в іншу. З точки зору охолодження фурми бувають з центральним та периферійним охолодженням (рис 1.1).



Фурма з центральним охолодженням(1)

Фурма з периферійним охолодженням(2)

Рисунок 1.1 – Фурми з центральним (1) і периферійним (2) охолодженням

Головку фурми виготовляють з міді (креслення кінцевика фурми, що впровадженій на ДМЗ ім. Петровського представлені у додатку 1), вони можуть бути зварними, литими та пресованими (рис 1.2). На

практиці використовуються багатосоплові головки з 3 – 6(9) основними соплами.



Рисунок 1.2 – Литий або пресований (1) і зварений (2) кінцевики кисневої фурми

В умовах сучасних киснево-конвертерних цехів використовують на головках кисневих фурм сопла типу Лавалє, що забезпечує витікання газових струменів з понадзвуковою швидкістю. За рахунок цього досягається трансформація усієї статичної енергії кисню у динамічну, збільшення далькобійності струменя і глибини його занурення у метал навіть при розташуванні фурми на робочій висоті над рівнем ванни, тобто така форма сприяє інтенсифікації тепло- та масообмінних процесів. Сопло Лавалє виконане у формі двох конусів з критичним діаметром посередині (рис 1.3).

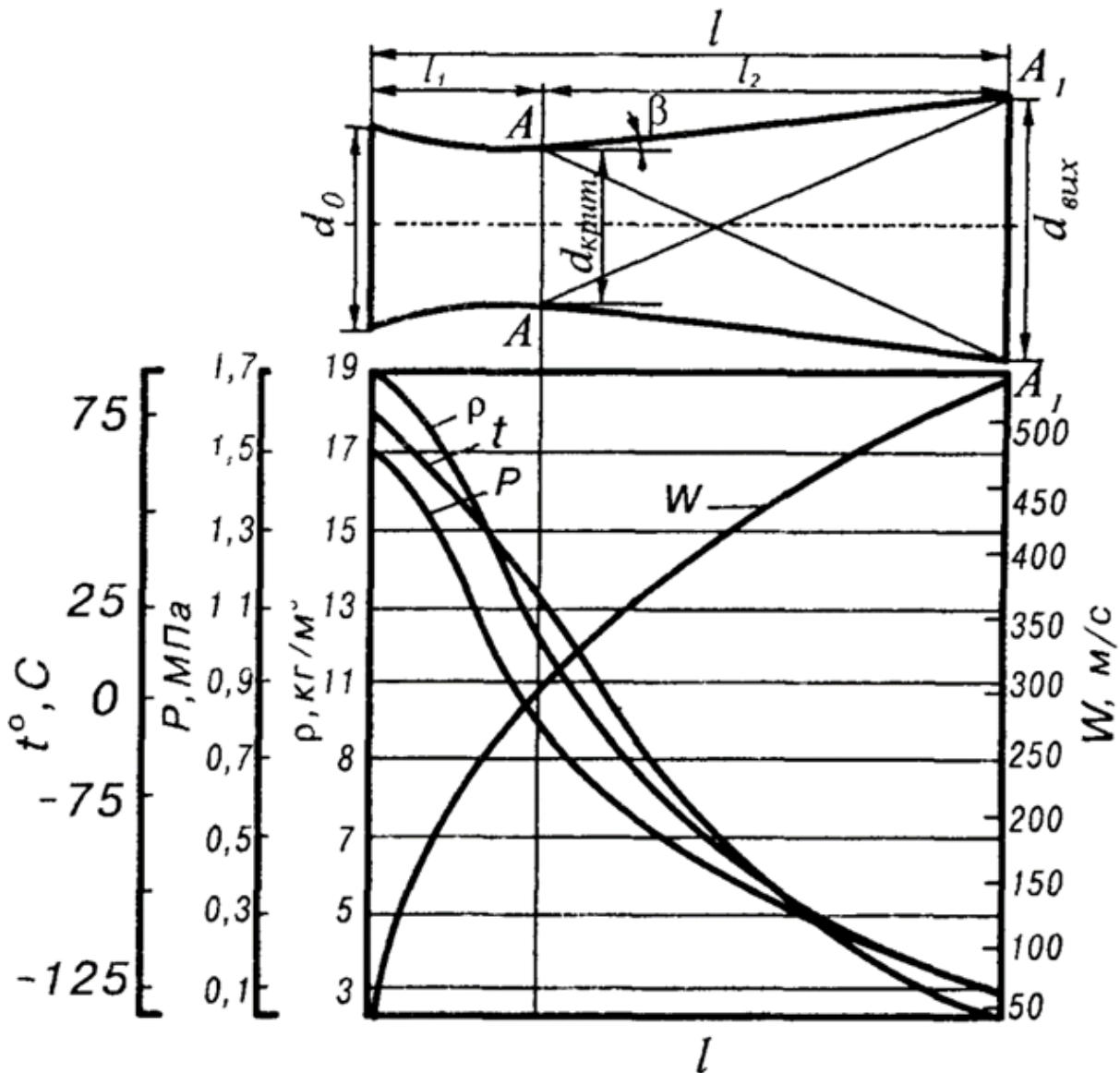


Рисунок 1.3 – Схема сопла Лавалю і зміна параметрів потоку вздовж нього, P - тиск газу, ρ - густина газу, t – температура газу, W – швидкість газу, β – кут розкриття конфузора сопла, l_1 , l_2 , l – довжина дифузора, конфузора, сопла відповідно, d_0 , $d_{крит}$, $d_{вих}$ – вхідний, критичний та вихідний діаметри сопла відповідно

Визначення висоти положення фурми у метрах не є універсальним для конверторів різної ємності, тому була прийнята відносна величина калібр - відношення висоти положення фурми (h_{ϕ} , м) до критичного перерізу сопла Лавалю ($d_{кр}$, м) що визначається за формулою:

$$\text{Калібри} = \frac{h_{\phi}}{d_{кр}} \quad (1.1)$$

Схематичне зображення взаємодії газового струменя з рідкою ванною приведено на рис. 1.4. Висоту фурми над ванною можна змінювати по ходу продувки, зазвичай вона знаходиться у межах 20 – 45

калібрів, робочим положенням вважається 30 – 40 калібрів від рівня ванни у спокійному стані.

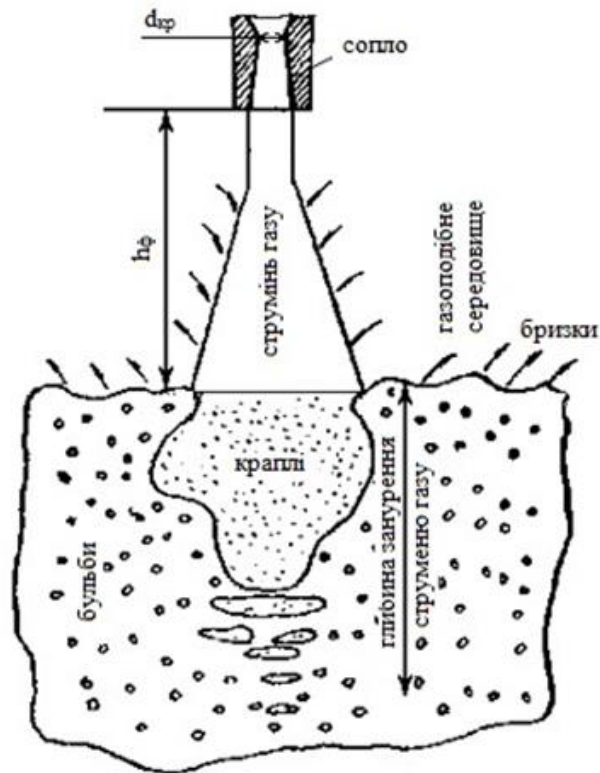


Рисунок 1.4 – Схематичне зображення взаємодії струменя кисню із ванною

Кут нахилу сопел Лавалю до вертикальної вісі залежить від кількості сопел і звичайно складає 8 – 25°. Збільшення кута нахилу сопел забезпечує «м'яку» продувку, глибина занурення реакційних зон зменшується, збільшується кількість заліза, що окислюється з поверхні ванни, а зменшення, в свою чергу, забезпечує більш «жорстку» продувку, глибина занурення реакційних зон збільшується, що призводить до зменшення інтенсивності процесів окислення заліза з поверхні ванни. Кут нахилу сопел до вертикальної вісі, що попереджує злиття реакційних зон, при різній кількості сопел (n) наведено в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 - Залежність кута нахилу сопел від їх кількості (θ приблизно дорівнює 20°)

n	3	4	6	8
α , град	8 – 10	12 – 15	20	25

З геометричної побудови можна визначити, що при кількості сопел у фурмі n та куті розкриття кожного струменя θ їх злиття можна уникнути при:

$$\sin \alpha \geq \frac{\sin \frac{\theta}{2}}{\sin \frac{180}{n}} \quad (1.2)$$

Для надзвукових струменів θ розраховується за формулою:

$$\operatorname{tg}\left(\frac{\theta}{2}\right) = 0,19M^{-0,985} \rho^{-0,139}, \quad (1.3)$$

де M – число Маха струменя; ρ – параметр його нерозрахунковості.

1.2 Реакційна зона, імпульс струменю, швидкість струменю.

При вдуванні газового струменю у рідину згори спостерігається три типи його взаємодії (рис 1.5):

- 1) Відкрита лунка із стабільною поверхнею;
- 2) Відкрита лунка з нестабільною (хвилевою) поверхнею і виносом бризків, відбитим газовим потоком;
- 3) Глибоке занурення струменю у рідину з інжекцією останньої у основний газовий струмінь і утворенням сплесків у біляфурменній зоні.

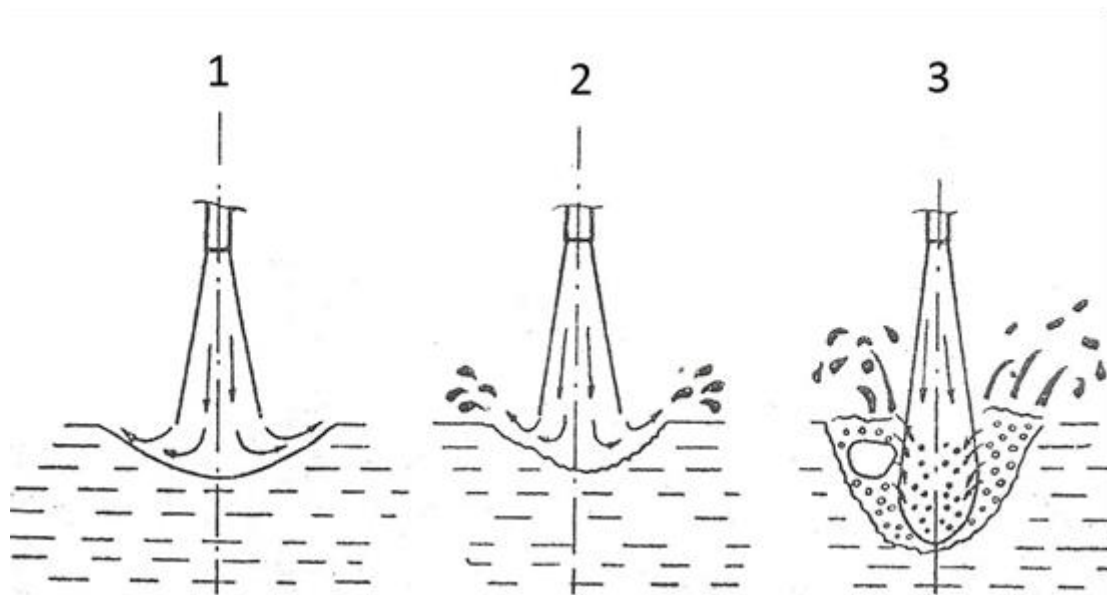


Рисунок 1.5 – Взаємодія газового струменю з рідиною. 1 - відкрита лунка із стабільною поверхнею, 2 - відкрита лунка з нестабільною поверхнею і виносом бризків, відбитим газовим потоком; 3 - глибоке занурення струменю у рідину з інжекцією останньої у основний газовий струмінь і утворенням сплесків у біляфурменній зоні.

Стан поверхні лунки залежить від імпульсу струменю. Повним імпульсом потоку називають суму кількості руху і сили тиску газу.

Враховуючи, що газ представляє собою безперервне середовище, під кількістю руху розуміють його кількість за одиницю часу. Імпульс струменю (i) розраховується за формулами:

$$i = mw_c, \frac{\text{кг}}{\text{с}} \cdot \frac{\text{м}}{\text{с}} \quad (1.4)$$

$$i = \rho_{\Gamma} w_c^2 \left(\frac{\pi}{4}\right) d_c^2, \frac{\text{кг}}{\text{с}} \cdot \frac{\text{м}}{\text{с}} \quad (1.5)$$

де m – масові витрати кисню, кг/с; ρ_{Γ} – густина газу, яким ведеться продувка (при швидкості w_c), кг/м³; w_c – швидкість струменю, м/с; d_c – діаметр сопла, м². Густина газу у формулі 1.5 необхідно використовувати при заданих умовах, можна скористатися рівнянням Менделєєва – Клапейрона:

$$PV = \frac{m}{M} RT, \quad (1.6)$$

$$\rho_{\Gamma} = \frac{PM}{RT}, \quad (1.7)$$

де P – тиск на вході в сопло, Па; M – молекулярна маса газу, г/моль; R – універсальна газова стала, 8,314472 Дж/(моль·К); T – температура газу, К.

Для визначення швидкості струменю витрати кисню через сопло (q) необхідно розділити на площу перерізу сопла (f) за формулою:

$$w_c = \frac{q}{f} = \frac{\left(\frac{35}{M}\right) f P}{f} = \frac{35P}{M}, \text{ м/с} \quad (1.8)$$

де f – площа перерізу сопла, м²; P – тиск на вході в сопло, атм.

При невеликих значеннях імпульсу і динамічного напору струменю (маленький тиск дуття і відносно високе положення фурми над ванною) кромки її злегка підвищенні над рештою поверхні ванни; з ростом імпульсу і динамічного напору на поверхні лунки з'являються хвилі, з гребню яких потоками газу, що відходять, зриваються і виносяться каплі.

При досягненні деякої величини динамічного напору на рівні ванни кратер втрачає свою параболоїдну форму і починає коливати, а потім крутитися довкола вертикальної осі. Проте відбивний струмінь все ще існує. Цей режим взаємодії доволі нестабільний і легко переходить у режим глибокого занурення газового струменя в ванну.

В реальних умовах продувки у кисневому конвертері на початку плавки взаємодія струменю з ванною в основному іде у режимі відкритого кратера з виносом крапель металу відбивний струменем. По мірі опускання фурми (для типових у практиці значень 30/40 калібрів)

відбувається перехід до режиму глибокого занурення газового струменя. У цьому випадку у ванні формується первинна реакційна зона, де відбувається зпалювання об'ємів металу, що інжектуються струменем, та вторинна реакційна зона, що омиває первинну. У межах вторинної реакційної зони у якості продукту реакції виділяється окис вуглецю. Газоутворення у реакційній зоні проходить у вигляді крупних газових об'ємів (проривів) і має пульсуючий характер.

В залежності від параметрів дуттєвого режиму (висота сопла над рівнем ванни, тиск дуття, імпульс струменю) і фізичних властивостей рідини спостерігається перехід від одного режиму взаємодії до іншого.

Існують дві границі, які межують ці режими, що характеризуються наступними зовнішніми ознаками:

- Початок виносу бризок із відкритої лунки у простір над ванною;
- Зникнення відкритої лунки.

Висота положення фурми, при якій відбувається перехід між режимами при сталому імпульсу дуття визначається за формулами:

$$h_{\phi 1-2} = 53,1 \left(\frac{i}{\rho_p g} \right)^{0,456}; \quad (1.9)$$

$$h_{\phi 2-3} = 18,6 \left(\frac{i}{\rho_p g} \right)^{0,456}; \quad (1.10)$$

$$h_{\phi 3-жорстк.} = 7,7 \left(\frac{i}{\rho_p g} \right)^{0,456}, \quad (1.11)$$

де h_{ϕ} – висота положення фурми, м; i – імпульс струменя, кг·м/с²; ρ_p – густина моделюючої рідини, кг/м³.

Глибину занурення газового струменя у ванну можна розрахувати за формулою:

$$L = 12,7 h_{\phi} \left(\frac{i}{\rho_p g h_{\phi}^3} \right)^{0,584} \cos \alpha, \quad (1.12)$$

де h_{ϕ} – висота положення фурми, м; i – імпульс струменя, кгм/с; ρ_p – густина моделюючої рідини, кг/м³; α – кут нахилу основних сопел до вертикальної вісі, град. Узагальнюючі формули 1.4 – 1.12 глибину реакційної зони розраховуємо за формулою:

$$L = 12,7 h_{\phi} \left(\frac{101325 \cdot \frac{PM}{RT} \left(\frac{35P}{M} \right)^2 \left(\frac{\pi}{4} \right) a_c^2}{\rho_p g h_{\phi}^3} \right)^{0,584} \cos \alpha. \quad (1.13)$$

Діаметр реакційної зони можна розрахувати за формулою:

$$D = h_{\phi} \left(\operatorname{tg} \left(\alpha + \frac{\beta}{2} \right) - \operatorname{tg} \left(\alpha - \frac{\beta}{2} \right) \right), \text{ м}, \quad (1.14)$$

де β – кут розкриття конфузора сопла, град.

1.3 Сплескоутворення, перемішування ванни, хвилеутворення

Кінограма представлена на рис.1.6 показує, що на поверхні ванни газові об'єми, котрі зростають, проривають плівку металу, відкидаючи її залишки першопочатковим імпульсом у сторони і утворюючи сплески рідини, що підіймаються на деяку висоту над рівнем спокійної ванни, висоту підняття сплесків можна розрахувати за формулою:

$$h_{\text{спл.}} = \frac{\pi L}{\cos \alpha}, \text{ м} \quad (1.15)$$

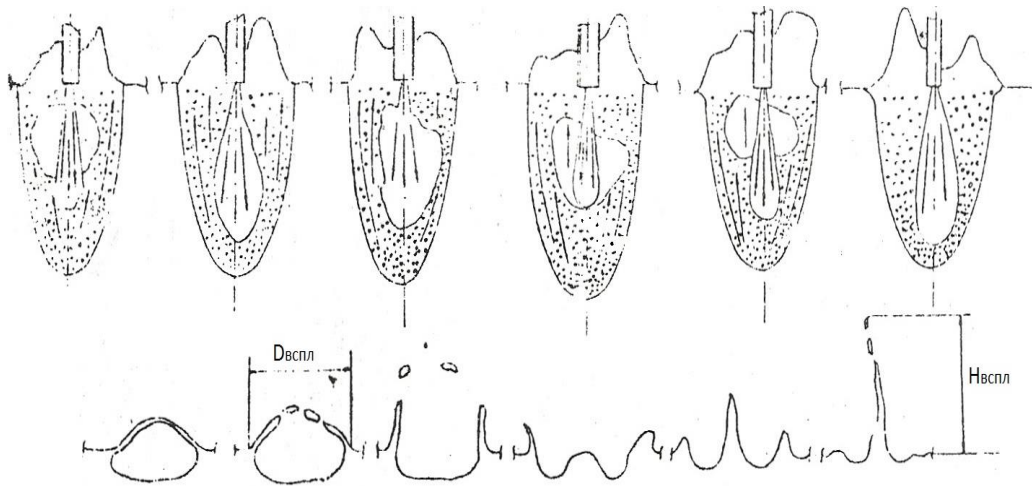


Рисунок 1.6 - Кінограма утворення сплесків рідини при продувці газом

Таким чином у режимі взаємодії «відкритий кратер з розбризуванням» винос рідини відбувається у формі дрібних крапель за рахунок дії зворотнього струменю. У режимі глибокого проникнення над ванною відбуваються викиди крупних фрагментів рідини (сплесків) у результаті руйнування на поверхні крупних газових об'ємів.

Діаметр бульби, що утворюється можна розрахувати за формулою:

$$D_{\text{бул}} = 1,59q^{2/5} g^{-1/5}, \text{ м} \quad (1.16)$$

2. Порядок виконання роботи

Першочергово за допомогою моделі кінцьовика кисневої фурми №1 (таблиця 2.1) візуально визначають три режими взаємодії кисневих струменів з рідкою фазою, розбризування крапель та сплескоутворення. При цьому перехід від одного режиму взаємодії до іншого відбувається на першому етапі за рахунок зміни тиску дуття, а висота положення

фурми у всіх дослідах залишається постійною, а на другому за рахунок зміни висоти фурми, а тиск дуття - постійний.

Таблиця 2.1

Вплив тиску дуття (досліди №1 та №2):				
Тип голівки фурми	Положення фурми, калібри	Тиск дуття, атм	Глибина проникнення, см	Результати візуальних спостережень
Одноканальна $dc = 2,5 \text{ мм}$ $S = 4,2 \text{ мм}^2$	18	1.3		
	18	1.5		
	18	1.7		
Триканальна $\alpha = 9^\circ (\varphi = 17^\circ)$ $dc = 1,5 \text{ мм}$ $S = 4,9 \text{ мм}^2$	18	1.3		
	18	1.5		
	18	1.7		
Вплив висоти розташування фурми (досліди №3 та №4):				
Тип голівки фурми	Висота розташування фурми, калібри	Тиск дуття, атм	Глибина проникнення, см	Результати візуальних спостережень
Одноканальна $dc = 2,5 \text{ мм}$ $S = 4,2 \text{ мм}^2$	26	1.5		
	18	1.5		
	10	1.5		
Триканальна $\alpha = 9^\circ (\varphi = 17^\circ)$ $dc = 1,5 \text{ мм}$ $S = 4,9 \text{ мм}^2$	26	1.5		
	18	1.5		
	10	1.5		

Перед проведенням лабораторної роботи проводиться підготовка моделі кисневого конвертера наступним чином:

- у модель кисневого конвертера заливається вода до встановленої позначки;
- перевіряється герметичність тракту для підведення кисню, штучне освітлення моделі;
- на модель ствола фурми закріплюється кінцьовик певної конструкції, та проводять його орієнтацію соплом Лавалю у бік розташування передньої стінки моделі;
 - виставляється висота положення фурми, задана для досліду;
 - на певній висоті закріплюють лист паперу, для визначення висоти сплесків.
- розпочинають продувку для кожного досліду (тривалістю 20 с).

У результаті проведення досліджень необхідно подати звіт, що містить конспект теоретичної частини, з малюнками режимів взаємодії, а також графіки залежності глибини реакційної зони від тиску дуття та положення фурми. По закінченню звіту необхідно зробити висновок про дуттєві режими та особливості конструкції дуттєвих пристроїв.

Лабораторна робота №2 Шихтовка конверторної плавки

Мета роботи: одержати навички шихтовки конверторної плавки.

Зміст роботи

Виходячи з даних, які наведені в індивідуальному завданні №1 (дійсної методички) виконати шихтовку плавки за умови одержання на повалці сталі з температурою 1650°C наступного складу: С – 0,16 %, Р не більше 0,04 %, S не більше 0,03 %. Температура чавуну 1300°C.

Шихтовка плавки

Конвертерна плавка шихтується з розрахунку закінчення продування на заданій температурі рідкій сталі, вмісту в сталі вуглецю та отримання необхідної основності шлаку.

Кількість рідкого чавуну та металевого брухту на плавку задають, виходячи з теплових можливостей процесу, які визначаються фізичним та хімічним теплом чавуну.

Чавун до конвертерів надходить у заливальних ківшах з міксерного відділення або ківшів міксерного типу з відомими параметрами – хімічний склад, температура, маса, які фіксуються у паспорті конверторної плавки.

Для класичного варіанта киснево-конверторної плавки без використання додаткових джерел тепла частка брухту в шихті великовантажних конвертерів становить 22 - 27%. Для конвертерів малої ємності – до 50 т., що мають високі теплові втрати, частка брухту може знижуватися до 13 – 15 %.

Орієнтовну витрату металевого брухту на плавку можна визначити з виразу, кг/100 кг металошихти:

$$M_{СКР}' = \frac{\Sigma \Delta H_{ЧАВ}^{XIM} + 88 \cdot t_{ЧАВ} - 105,6 \cdot t_{СТ} - 11440 \cdot C_{ПОВ} + 17600}{(10^{-2} \cdot \Sigma \Delta H_{ЧАВ}^{XIM} + 0,88 \cdot t_{ЧАВ})}$$

де $\Sigma \Delta H_{ЧАВ}^{XIM}$ - загальна кількість тепла, що виділяється при повному окисленні домішок чавуну, кДж/100 кг чавуну;

$C_{ПОВ}$ - вміст вуглецю на повалці конвертера.

Хімічне тепло чавуну $\Sigma \Delta H_{ЧАВ}^{XIM}$, кДж/100 кг:

$$\Sigma \Delta H_{ЧАВ}^{XIM} = (10182 + 23550 \cdot \alpha) \cdot C_{ЧАВ} + 26942 \cdot Si_{ЧАВ} + 7040 \cdot Mn_{ЧАВ} + 19777 \cdot P_{ЧАВ},$$

де $C_{\text{ЧАВ}}$, $Si_{\text{ЧАВ}}$, $Mn_{\text{ЧАВ}}$, $P_{\text{ЧАВ}}$ - вміст відповідних домішок в чавуні, % (див. табл. 2.1); цифри біля символів – орієнтовні теплові ефекти окислення вказаних домішок, кДж/кг.

Витрати вапна на плавку визначається вмістом кремнію в чавуні та вимогою отримання необхідної основності шлаку в кінці продування. На практиці питома витрата вапна складає 60-100 кг/т сталі. У таблиці 1 наведено приблизну витрату вапна для 350 т конвертора в залежності від вмісту кремнію в чавуні.

Таблиця 2.1 - Витрати вапна на плавку

	Вміст кремнію в чавуні, %					
	0,41-0,5	0,51-0,6	<0,61-0,7	0,71-0,8	0,81-0,9	0,91 - 1,0
Витрати вапна, т	16-20	18-22	19-24	22-27	25-30	35-42

Орієнтовна основність шлаку – В, після продування сталі із заданим вмістом сірки < 0,02 % повинна становити 3,3 - 3,5; із вмістом сірки 0,02 - 0,04 % повинна становити 3.1 - 3.3, із вмістом сірки > 0,04 % повинна становити 2 ,8 – 3,0.

Витрата кисню на плавку визначається хімічним складом шихти, готової сталі та особливостями технологічного режиму продування. На практиці питома витрата кисню становить 45 – 65 м³/т. сталі.

Порядок виконання роботи

На підставі індивідуального завдання на проведення конвертерних плавок, та використовуючи знання, отримані щодо курсу «Виробництво сталі в конвертерах» та положення, студент визначає витрату шихтових матеріалів на плавку (чавун, брукт, вапно) , кисень), вибирає коефіцієнти, що характеризують поточний стан технологічного процесу. Зазначені вихідні дані вводяться у відповідні комірки, і виконується розрахунок конвертерної плавки.

На підставі отриманих відомостей про хімічний склад і температуру металу на повалці приймається рішення про проведення коригувальних операцій.

У завдання студента входить одержання сталі з параметрами відповідно до завдання на плавку. Кількість коригувальних операцій не обмежується. Дозволяється проводити перешихтовку плавки. Результати ведення плавки, включаючи вихідні дані, фіксуються.

Після попадання в задані хімічний склад і температуру сталі плавка вважається закінченою.

Таблиця 2.2 - Індивідуальні завдання

№	Ємність конвертора, т	Склад чавуну, %				
		C	Si	Mn	P	S
1.	160	4,2	0,50	0,5	0,110	0,050
2.	220	4,1	0,69	0,45	0,114	0,060
3.	350	4,3	0,73	0,65	0,105	0,045
4.	160	4,0	0,92	0,48	0,108	0,050
5.	220	4,2	0,68	0,68	0,105	0,042
6.	350	4,4	0,70	0,63	0,097	0,054
7.	160	4,1	0,85	0,35	0,086	0,065
8.	220	4,2	0,66	0,25	0,091	0,072
9.	350	4,3	0,72	0,48	0,100	0,075
10.	160	4,3	0,55	0,62	0,075	0,064
11.	220	4,0	0,45	0,75	0,065	0,050
12.	350	4,2	0,91	0,48	0,110	0,060
13.	160	4,4	0,88	0,46	0,104	0,045
14.	220	4,1	0,74	0,57	0,095	0,050
15.	350	4,2	0,63	0,52	0,091	0,042
16.	160	4,3	0,74	0,38	0,100	0,054
17.	220	4,2	0,96	0,49	0,075	0,065
18.	350	4,4	0,58	0,61	0,065	0,072
19.	160	4,1	0,64	0,54	0,110	0,075
20.	220	4,2	0,75	0,74	0,104	0,064
21.	350	4,3	0,35	0,46	0,095	0,068



Лабораторна робота № 3

Дослідження впливу способу завалки матеріалів в полум'яній печі на засвоєння тепла шихтою

Мета роботи: дослідження впливу порядку завалення шихтових матеріалів на теплозасвоєння шихтою при нагріві факелом.

Теоретичні відомості

Одним з основних завдань мартенівського процесу є нагрів і розплавлення шихтових матеріалів. Тривалість мартенівської плавки залежить в першу чергу, від швидкості поглинання тепла, що виділяється в робочому просторі при спалюванні палива.

Певний вплив на швидкість поглинання тепла шихтовими матеріалами надає порядок їх завалення в мартенівську піч, тобто їх розташування на подині.

Швидкість поглинання тепла шихтовими матеріалами за інших рівних умов (температура факела, маса шихти) залежить від коефіцієнта теплопровідності і розмірів шматка.

Шихта мартенівської плавки складається з металевої частини (дрібний і великогабаритний лом, твердий чавун, добавки, що легують) і неметалевої частини (залізна руда, вапняк, вапно), що володіють різною теплопровідністю, і, отже, різною здатністю засвоювати тепло.

Крім того, зменшення швидкості нагріву шихти приводить до збільшення витрати палива, зниженню КВТ палива.

В даний час прийнятий наступний порядок завалення: спочатку завантажують сипкі матеріали (залізна руда, вапняк), потім - сталевий лом. Сипкі матеріали завантажують пошарово (руда - вапняк - руда), причому першим на подину завалюється залізна руда. Це забезпечує більш рівномірний знос подіни і запобігає утворенню ям і горбів перед сталевипускним отвором. Дрібний сталевий лом завалюють завжди під великогабаритний, що забезпечує рівномірність прогріву лому і вищі швидкості його нагріву.

Вивчення впливу способу завалення шихтових матеріалів в мартенівську піч на швидкість нагріву, на засвоєння тепла шихтою і є завданням справжньої лабораторної роботи.

Зміст роботи: досліджуються два варіанти завалення шихти, що відрізняються розташуванням шихтових матеріалів. У першому варіанті завалення металобрухт розташований на подині робочої камери установки (спочатку дрібний лом, потім великий), а поверх лому завалені сипкі. У другому варіанті - на подину завантажуються сипкі, а металобрухт зверху. По ходу нагріву вивчається розподіл температур в різних шарах матеріалів, розраховується кількість тепла, акумульованого шихтою за період нагріву, визначається КВТ палива по ходу нагріву і середній за весь період нагріву, оцінюється продуктивність установки при різних способах завалення.

Опис лабораторної установки

Лабораторна установка являє собою полум'яну піч, що складається з двох абсолютно однакових ванн (рис. 3.1). Ванни футеровані зсередини шамотним кирпичем і обладнані кожна одним пальником, що забезпечує спалювання природного газу в струмені ежектованого газу повітрям. Продукти горіння відводяться з ванн по газоходу.

У кожному з ванн завантажуються пошарово дрібний лом (розмір шматків 10 мм), крупний лом (розмір шматків, в основному, 30-60 мм) і бій шамота (фракції 20-60 мм) в різній послідовності (див. рис. 3.1).

Зверху ванни закриваються вогнетривким зведенням з шамотної цегли.

В середині кожного шару встановлені хромельалюмелеві термомпари: у верхньому шарі - термомпари №1,2,3, розташовані рівномірно по довжині факела, в середньому шарі - термомпара 4, в нижньому - термомпара 5. Термомпари через перемикач сполучені з потенціометрами. Газ від магістралі напівпромислової лабораторії подається до пальників за допомогою гумового рукава. У газопроводі перед пальниками встановлений газовий лічильник і приєднаний водяний манометр.

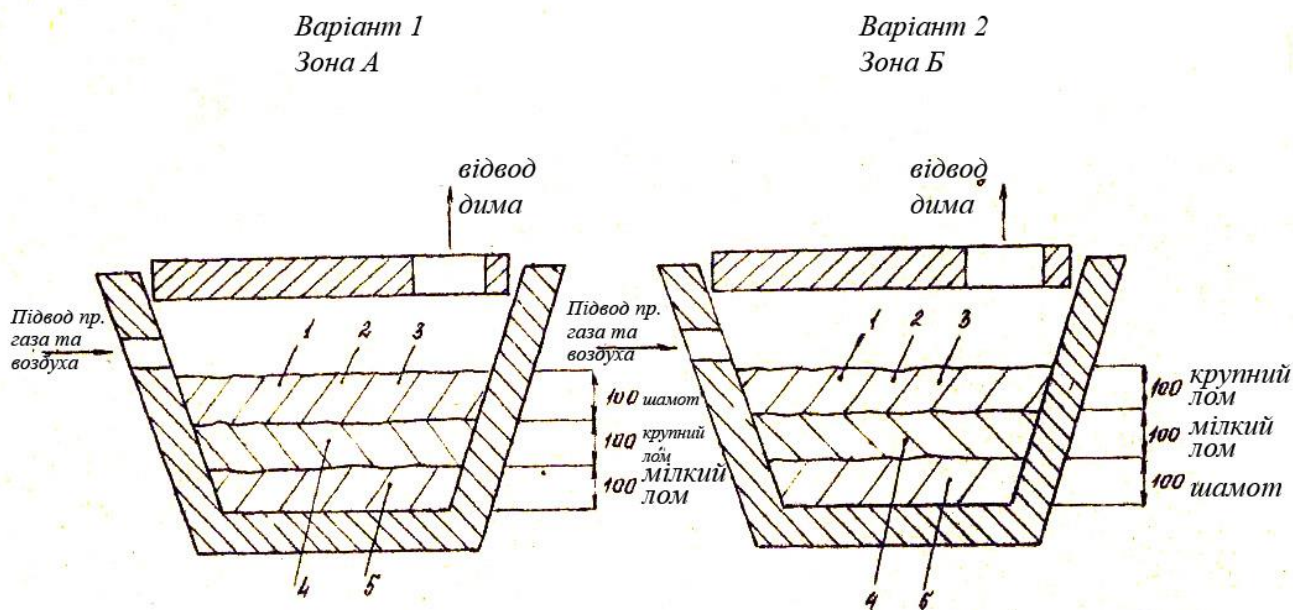


Рисунок 3.1 - Схема завалки шихтових матеріалів та установка

У першу камеру (зона А) лабораторної установки на подину завантажуються дрібний металевий лом (20 кг), потім - крупний лом (108 кг), а зверху - сипкі матеріали (17,5 кг).

Включають пальники, конструкція яких забезпечує надходження однакових кількостей тепла в обидві камери. Загальна витрата газу контролюється газовим лічильником, тиск - водяним манометром, регулюється пробковим краном.

Тиск газу перед пальниками (повинно бути до 120 мм.вод.ст.) указується керівником роботи і підтримується постійним протягом всього часу нагріву шихти. Контроль за тиском і витратою природного газу проводять студенти, регулювання витрати природного газу здійснює вчений майстер.

Через кожні 5-10 хв (по вказівці керівника роботи) знімаються показники термопар, витрати природного газу і записуються в таблицю спостережень.

Для зняття показників необхідно встановити ручку перемикача послідовно в 1,2,3,4 і 5 положення, в результаті чого потенціометр покаже температуру в місці розташування відповідних термопар.

Прогрів шихти і вимірювання її температури тривають 2,0 -2,5 години. Після чого дані вимірів наносяться на графіки і проводиться розрахунок кількості тепла, засвоєного шихтою, величина КВТ палива, оцінюється продуктивність кожної ванни лабораторної установки.

Схема запису спостережень показана в таблиці 3.1.

Необхідні розрахунки виконуються по наступній схемі.

Кількість тепла, засвоєного різними шарами шихти, розраховується по формулі

$$q_i = m \cdot C_p \cdot \Delta t_i, \quad (3.1)$$

де m — маса шару шихти, кг;

C_p — середня теплоємність в інтервалі до t_i ; кДж/кг·град;

для лому: $C_p=0,70$ кДж/кг·С;

для сипких: $C_p=1,20$ кДж/кг·С;

$\Delta t_i = (t_m - t_n)$ — нагрів шару в даний момент часу, °С;

t_m — температура шарів в даний момент часу, °С;

t_n — початкова температура шару, °С.

Кількість тепла, що засвоєно шихтою, дорівнює

$$q_{\text{ших}} = q_{\text{см}} + q_{\text{мл}} + q_{\text{вл}}, \quad (3.2)$$

де $q_{\text{см}}$ — кількість тепла, засвоєна шаром сипких;

$q_{\text{мл}}$ — кількість тепла, засвоєна мілким ломом;

$q_{\text{вл}}$ — кількість тепла, засвоєна великим ломом.

Кількість тепла, що виділяється в одній камері при спалюванні газу (теплотворна властивість палива):

$$q_{\text{вид}} = \frac{1}{2} \cdot m_{\text{г}} \cdot Q_{\text{н}}^{\text{р}}, \quad (3.3)$$

де $m_{\text{г}}$ — витрати природного газу, м³;

$Q_{\text{н}}^{\text{р}}$ — нижча теплота зпалювання, кДж/м³;

$Q_H^p = 36200 \text{ кДж/м}^3$ (для природного газу).

Коефіцієнт використання тепла (КВТ) палива

$$\eta = \frac{q_{\text{ших}}}{q_{\text{вид}}} \cdot 100, \% \quad (3.4)$$

Продуктивність кожної ванни визначається по швидкості засвоєння тепла шихтою

$$V_d = \frac{q_{\text{ших}}}{\tau}, \text{ кДж/хв}, \quad (3.5)$$

де τ — час нагрівання шихти, хв.

Результати розрахунків заносяться в таблицю 3.2.

За наслідками спостережень і розрахунків будуються графіки змін температури шихти, кількості засвоєного тепла, КВТ палива, швидкості засвоєння тепла по ходу нагріву при різному порядку завалення матеріалів.

Координати графіків приведені на рис. 3.2 - 3.4.

Зміст звіту:

- а) назва роботи
- б) мета роботи
- в) короткий зміст роботи
- г) короткий зміст методики роботи
- д) схеми завалення і установки термопар
- е) розрахункові формули
- ж) таблиця з обробкою результатів
- и) графіки зміни: температури, теплосодержання шихта, КВТ палива, швидкості нагріву шихти по ходу нагріву
- к) висновки.

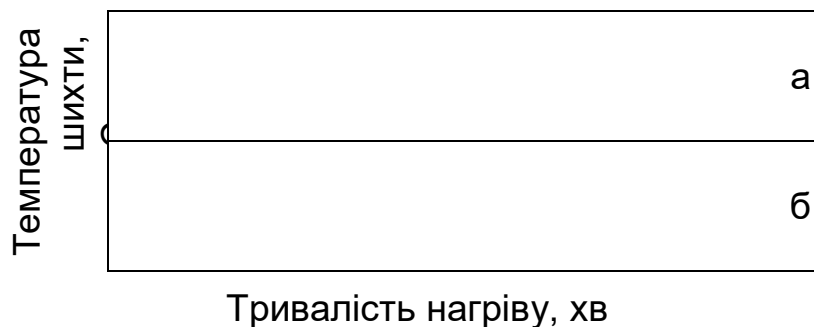


Рисунок 3.2 - Зміна температури шихтових матеріалів під час нагріву: а – зона А; б – зона Б; ● – сипучі матеріали; ▲ — дрібний лом; ■ — крупний лом

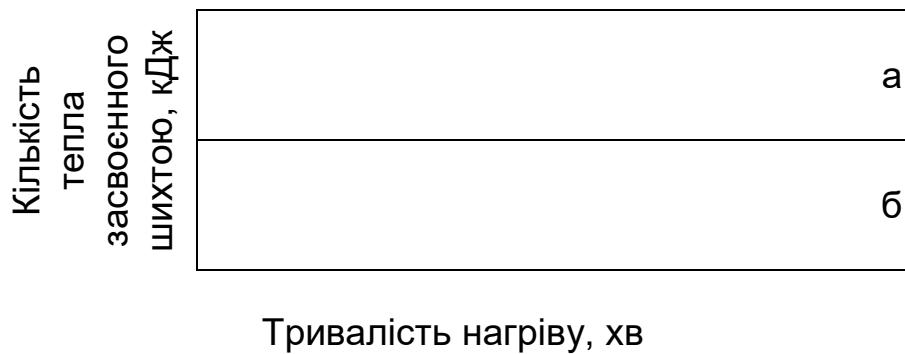


Рисунок 3.3 - Зміна кількості тепла засвоєнного шихтою під час нагріву: а – зона А; б – зона Б; ● – сипучі матеріали; ▲ — дрібний лом; ■ — крупний лом; ○ — вся шихта

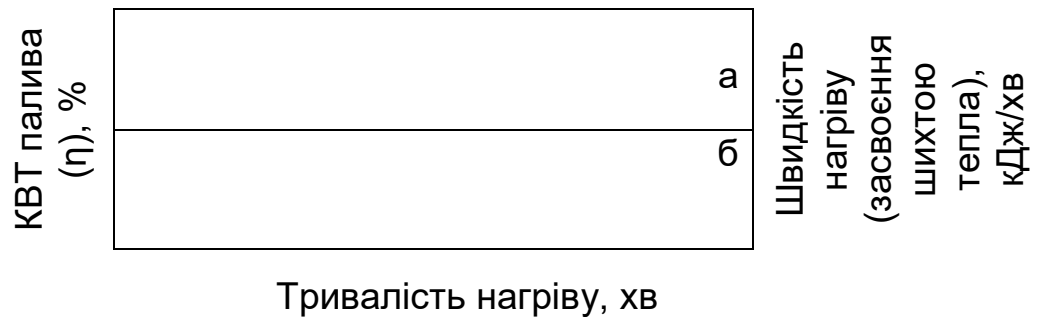


Рисунок 3.4 - Зміна коефіцієнту використання тепла (КВТ) палива та швидкості нагрівання шихти під час нагріву: а — зона А; б — зона Б; ● — КВТ палива; ▲ — швдкість нагрівання шихти

Таблиця 3.1 - Результати вимірювань підігріву шихти

№ п/п	Час, хв	Витрати газу, м ³	Тиск газу, мм вод. ст.	Зона А (сипучі зверху)					Зона Б (лом зверху)										
				Температура сипучих, °С				температура лому, °С	Температура лому, °С			Сипуч., °С							
				т-ра №1	т-ра №2	т-ра №3	Середнє	т-ра №4	т-ра №5	т-ра №1	т-ра №2	т-ра №3	Середє	т-ра №4	т-ра №5				
1																			
2																			
3																			

Таблиця 3.2 - Результати розрахунків кількості тепла, засвоєного шихтою, КВТ палива та швидкості нагріву

№ п/п	Час, хв	Зона А (сипучі зверху)						Зона Б (лом зверху)					
		Кількіст тепла, що засвоєно шихтою, кДж				η	V_d	Кількіст тепла, що засвоєно шихтою, кДж				η	V_d
		$q_{сип}$	$q_{мл}$	$q_{кл}$	$q_{ших}$			$q_{сип}$	$q_{мл}$	$q_{кл}$	$q_{ших}$		
1													
2													
3													
Всього* Δt		$\Delta q_{сип}$	$\Delta q_{мл}$	$\Delta q_{кл}$	$\Delta q_{ших}$	$\eta_{сер}$	$V_{д сер}$	$\Delta q_{сип}$	$\Delta q_{мл}$	$\Delta q_{кл}$	$\Delta q_{ших}$	$\eta_{сер}$	$V_{д сер}$

* Визначаються значення параметрів за весь період нагріву.




Індивідуальне завдання №1 **Киснево-конверторний процес з верхньою продувкою**

Мета завдання: оцінити вплив зміни вихідних даних конверторної плавки на технологічні показники процесу.

Порядок виконання

1. Використовуючи результати виконаної лабораторної роботи «Моделювання конверторної плавки» як базові, студент моделює, вплив зміни концентрації в чавуні Si, Mn, C та його температури на техніко-економічні показники конверторної плавки.
2. Для розрахунків вибирають 3-5 інтервалів зміни параметрів усередині таких меж: Si = 0,4 - 1,2%; Mn = 0 – 1,0 %; C = 3,6 - 4,5%; $t_{\text{чав}} = 1250-1450^{\circ}\text{C}$.
3. За результатами моделювання будують графіки, де на осі абсцис - змінна величина (вміст в чавуні Si, Mn; C; температура чауну), на осі ординат - параметр плавок, що вивчається - витрати шихтових матеріалів (чавун, брукт, вапно, кисень).
4. Суть графіків автором коментується.



Індивідуальне завдання №2

Розрахунок матеріального балансу другого періоду мартенівської плавки

Мета роботи: навчитися розраховувати і аналізувати матеріальний та тепловий баланс мартенівської плавки.

Порядок виконання

1. Використовуючи результати виконаної практичної роботи №3 як базові, студент виконує розрахунок матеріального балансу другого періоду мартенівської плавки.

У зв'язку з тим, що під час продування ванни киснем у період плавлення кількість утвореного шлаку менша, ніж під час роботи без продування (внаслідок подавання в піч меншої кількості шлакоутворювальних речовин добавок, зокрема руди і вапняку) і проводиться рясний спуск шлаку в цей період (понад 50%), а також для спрощення розрахунку, у другому періоді (періоді доведення) пропонується робота без спуску шлаку.

2.1 Визначення складу металу перед розкисненням

2.1.1. Вміст вуглецю

Вміст вуглецю в металі перед розкисненням $/C/_{\text{распл.}}$ було прийнято при визначенні складу металу перед розплавленням.

2.1.2. Вміст кремнію, марганцю

У період розплавлення кремній практично повністю окислюється і під час основного процесу виключається його відновлення зі шлаку, таким чином

$$/Si/_{\text{раск.}} = /Si/_{\text{распл.}} = 0, \quad (2.1)$$

Зазвичай за нормальних умов доведення плавки вміст марганцю в металі перед розкисненням дещо збільшується порівняно зі вмістом його в металі після розплавлення (на 10-25%). Однак для спрощення будемо приймати, що в період доведення вміст марганцю в металі не змінюється, тобто

$$/Mn/_{\text{раск.}} = /Mn/_{\text{распл.}} \quad (2.2)$$

2.1.3. Вміст фосфору і сірки

Вміст фосфору і сірки в металі перед розкисненням зазвичай знижується порівняно зі змістом їх у металі після розплавлення. Це досягається завдяки знахідці основного активного шлаку в період доведення. Для спрощення ж розрахунків у тому випадку, коли вміст сірки в металі після розплавлення нижчий, ніж у допустимому в готовій сталі (згідно із завданням), слід приймати $/S/_{\text{раск}}$ рівними $/S/_{\text{распл.}}$. Якщо ж

вміст сірки після розплавлення перевищують допустимий в готовій сталі, слід приймати її значення перед розкислюванням дещо (на 10-15%) нижчим, ніж у готовій сталі.

При цьому в розрахунку кількості вапна, що присаджується в період доведення, треба задаватися значеннями основності кінцевого шлаку тим більшими, чим більше перевищення вмісту сірки в металі після розплавлення над такими в готовій сталі.

2.2 Визначення кількості руди в доведення.

Витрата руди в доведення під час продування ванни киснем залежить від інтенсивності продування, окисної здатності та теплової роботи печі, зі зростанням інтенсивності продування витрата руди знижується з 2,0-2,4% до 0,4-0,5% (кг/100 кг металошихти). Однак повністю руда зі складу шихти не виводиться для створення резерву охолоджувача для коригування температурного режиму плавки. Орієнтовно витрату руди в доведення визначаємо за даними рис. 2.1.

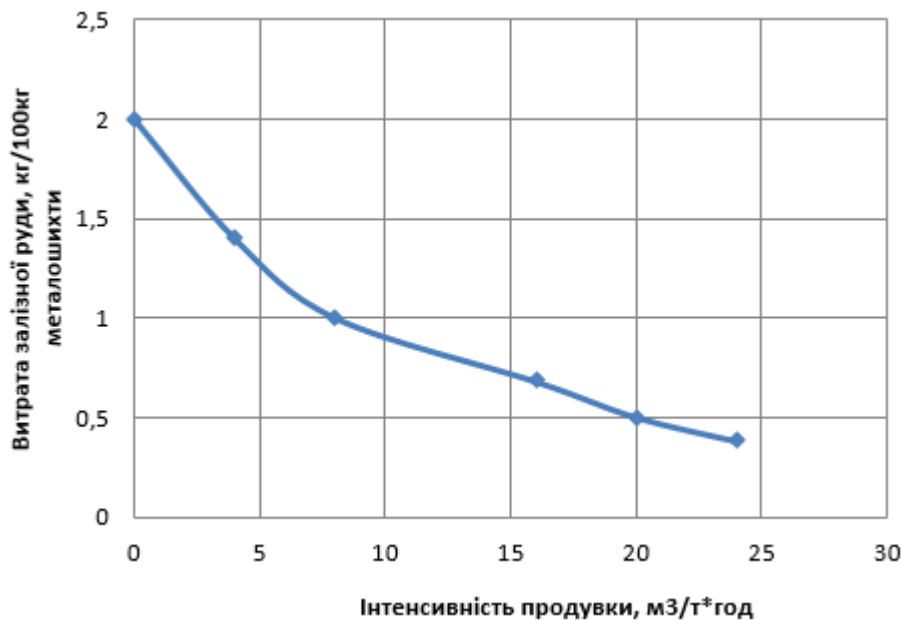


Рисунок 2.1 - Витрата залізної руди, $M_p^{ДОВ}$ (або інших твердих окиснювачів) у доведення залежно від інтенсивності продування ванни киснем

2.3 Визначення кількості вапна в доведення

Кількість вапна, необхідна для формування основного активного шлаку в період доведення, визначається рівнянням

$$M_{и}^{ДОВ} = \frac{M_{SiO_2}^{II} * B_{раск} - M_{CaO}^{II}}{0.01(CaO_{и} - SiO_{2и} * B_{раск})}, \quad (2.3)$$

де $M_{SiO_2}^{II}$ та M_{CaO}^{II} - кількість, SiO_2 та CaO що надійшли в шлак у другому періоді плавки з усіх джерел, крім вапна

$$M_{SiO_2}^{II} = 0,01(M_{шл}^{распл} * (SiO_2)_{шл}^{распл} + M_p^{дов} * SiO_{2p} + M_6^{II} * SiO_{26} + M_{маг}^{II} * SiO_{2м2г} + M_{д.о}^{II} * SiO_{2д.о} + M_{д.с}^{II} * SiO_{2д.с} + M_{св}^{II} * SiO_{2св}), \text{ кг} \quad (2.4)$$

$$M_{CaO}^{II} = \frac{0,01}{M_{шл}^{распл}} * (CaO)_{шл}^{распл} + M_p^{дов} * CaO_p + M_6^{II} * CaO_6 + M_{маг}^{II} * CaO_{маг} + M_{д.о}^{II} * CaO_{д.о} + M_{д.с}^{II} * CaO_{д.с} + M_{св}^{II} * CaO_{св}, \text{ кг} \quad (2.5)$$

У цих рівняннях: M_6^{II} , $M_{маг}^{II}$, $M_{д.о}^{II}$ і т.д. - кількість бокситу, магнезитового порошку, доломіту, що бере участь в утворенні шлаку в другому періоді; SiO_{26} , $SiO_{маг}$, CaO_6 , $CaO_{маг}$ і т.д. вміст SiO_2 та CaO у відповідних матеріалах; $V_{раск.}$ - основність шлаку наприкінці доведення (перед розкисненням), виражена через відношення CaO/SiO_2 зазвичай становить 2,5-3,0 залежно від вмісту сірки та фосфору в розплаві і в готовій сталі; $0,01(CaO_{и} - SiO_{2и} - V_{раск.})$ - флюсувальна здатність вапна за даної основності шлаку $V_{раск.}$.

2.4 Визначення кількості шлаку в другому періоді плавки (перед розкисненням)

Кількість шлаку, що утворюється в другому періоді плавки, визначається рівнянням:

$$M_{окис}^{дов} = \Delta S_{дов} + 0,01[M_{шл}^{раскл} * (100 - (\sum PeO)_{распл}) + M_p^{дов} * \sum m_p + M_{и}^{дов} * \sum m_{и} + M_6^{II} * \sum m_6 + M_{д.о}^{II} * \sum m_{д.о} + M_{д.с}^{II} * \sum m_{д.с} + M_{маг}^{II} * m_{маг} + M_{св}^{II} * \sum m_{св}], \text{ кг} \quad (2.7)$$

де $M_{окис}^{дов}$ - кількість оксидів, що надійшли в шлак у другому періоді, крім оксидів заліза.

$\sum m$ - сумарний вміст шлакоутворювальних оксидів у шихтових і заправних матеріалах; $\Delta S_{дов}$ - кількість сірки, що видаляється у шлак у період доведення $\Delta S_{дов} = /S/_{распл} - /S/_{раск}$, %; $(\sum FeO)_{раск}$ сумарний вміст оксидів заліза у шлаку ($FeO_{шл}^{раскл} + Fe_2O_{3шл}^{раск}$) перед розкисненням.

Вміст закису заліза в шлаку $FeO_{шл}^{раскл}$ визначається, головним чином, вмістом вуглецю перед розкисненням і основністю кінцевого (перед розкисненням) шлаку (рис. 2.2). Основність же шлаку визначає і відношення $FeO_{шл}^{раскл} / Fe_2O_{3шл}^{раск}$ чим більша основність, тим менше це відношення.

$FeO_{шл}^{раскл} / Fe_2O_{3шл}^{раск}$ коливається в межах 2,5-3,5.

Таким чином $FeO_{шл}^{раскл}$ визначається виходячи зі вмісту вуглецю в металі і прийнятої основності шлаку перед розкисненням, а $Fe_2O_{3шл}^{раск} = \frac{Fe_2O_{3шл}^{раск}}{2,5+3,5}$; підставивши в рівняння $M_{окисл}^{дов}$ і $(\sum FeO)_{раск} = (FeO)_{шл}^{раскл} + (Fe_2O_3)_{шл}^{раскл}$, знаходимо $M_{шл}^{дов}$.

2.5 Матеріальний баланс другого періоду плавки

2.5.1 Кількість оксидів заліза, що надійшли у ванну в другому періоді плавки:

$$M_{Fe_2O_3}^{II} = 0,01(M_{шл}^{распл} * (Fe_2O_3)_{шл}^{распл} + M_p^{дов} * Fe_2O_{3p} + M_6^{II} * Fe_2O_{36} + M_{маг}^{II} * Fe_2O_{3маг} + M_{д.о}^{II} * Fe_2O_{3д.о} + M_{д.с}^{II} * Fe_2O_{3д.с} + M_{св}^{II} * Fe_2O_{3св}), \text{ кг} \quad (2.8)$$

$M_{шл}^{распл}$, M_6^{II} , $M_p^{дов}$ - маса джерел Fe_2O_3 у другому періоді; $(Fe_2O_3)_{шл}^{распл}$ - вміст Fe_2O_3 у джерелах його надходження в шлак другого періоду.

$$M_{FeO}^{II} = 0,01 (M_{шл}^{распл} (FeO)_{шл}^{распл} + M_p^{дов} * FeO_p), \text{ кг} \quad (2.9)$$

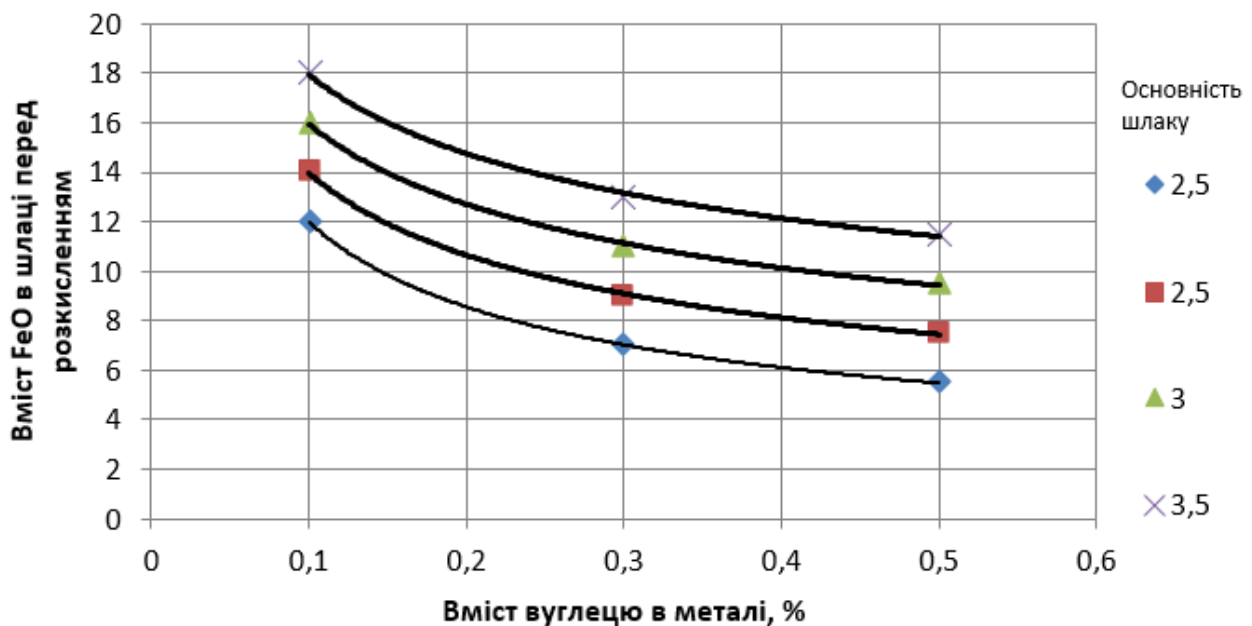


Рисунок 2.2 - Вміст FeO в шлаці перед розкисленням залежно від вмісту вуглецю в металі та основності шлаку (цифри біля кривих - основність шлаку, CaO/SiO_2)

2.5.2 Кількість заліза і кисню, що вноситься під час відновлення, оксидів заліза, M_{FeO}^{II} , M_O^{II}

$$M_{FeO}^{II} = 0,7 M_{Fe_2O_3}^{II} + 0,778 M_{FeO}^{II}, \text{ кг} \quad (2.10)$$

При цьому виділяється кисню:

$$M_O^{II} = 0,3 M_{Fe_2O_3}^{II} + 0,222 M_{FeO}^{II}, \text{ кг} \quad (2.11)$$

2.5.3 Кількість кисню, що витрачається на окислення домішок металеві ванни в другому періоді плавки, $M_{O II}^{ших}$

$$M_{O II}^{ших} = 1,33(I - K_C^{II})\Delta C_{дов} + 2,67 K_C^{II} * \Delta C_{дов}, \text{ кг} \quad (2.12)$$

де $\Delta C_{дов} = (C/распл - C/раск)$;

K_C^{II} - ступінь окислення вуглецю в мартенівській ванні в другому періоді до CO_2 . У період доведення K_C^{II} зазвичай становить 0,05–0,10;

$C/распл$, $C/раск$ - відповідно вміст вуглецю у ванні після розплавлення і перед розкисненням, %.

2.5.4 Кількість оксидів заліза і кисню, що витрачаються на формування шлаку

$$M_{Fe_2O_3}^{шл} = 0,01M_{шл}^{дов} * (Fe_2O_3)_{шл}^{раск}, \text{ кг} \quad (2.13)$$

$$M_{FeO}^{шл II} = 0,01M_{шл}^{дов} * (FeO)_{шл}^{раск}, \text{ кг} \quad (2.14)$$

При цьому витрачається заліза

$$M_{Fe II}^{шл} = 0,7M_{Fe_2O_3}^{шл II} + 0,778 * M_{FeO}^{шл II}, \text{ кг} \quad (2.15)$$

і кисню

$$M_{O II}^{шл} = 0,3M_{Fe_2O_3}^{шл II} + 0,222 M_{FeO}^{шл II}, \text{ кг} \quad (2.16)$$

2.5.5 Кількість плавильного пилу, що виділяється під час продування, у вигляді Fe_2O_3 і кисню на його утворення

$$M_{Fe_2O_3}^{пыль II} = 1,428 M_{Fe II}^{пыль}, \text{ кг} \quad (2.17)$$

де $M_{Fe II}^{пыль}$ - кількість заліза, що угоряється в пил зазвичай за період доведення $M_{Fe II}^{пыль} = 0,1-0,2$ % (0,1-0,2 кг/100 кг мет.шихти).

При цьому витрачається кисню

$$M_{O II}^{пыль} = 0,428M_{Fe II}^{пыль}, \text{ кг} \quad (2.18)$$

2.5.6 Баланс кисню в II періоді плавки, визначення кількості кисню, споживаного з атмосфери печі та дуття.

Загальна витрата кисню в другому періоді плавки (у доведення) включає:

$$M_{O II}^{раск} = M_{O II}^{ших} + M_{O II}^{шл} + M_{O II}^{пыль}, \text{ кг} \quad (2.19)$$

Надходить кисень у ванну з таких джерел:

$$M_{O_{II}}^{прих} = M_{O_{II}}^{расх} = M_{O}^{II} + M_{O_{II}}^{Патм} + M_{O_{II}}^{ВД}, \text{ кг} \quad (2.20)$$

де M_{O}^{II} - кількість кисню, що вноситься оксидами заліза, кг;

$M_{O_{II}}^{атм}$ - кількість кисню, що споживається ванною з атмосфери печі, кг;

$M_{O_{II}}^{ВД}$ - кількість кисню, споживана ванною з дуття, кг;

$$M_{O_{II}}^{атм} = 0,1 * \frac{\mu_2}{\eta} * \tau_{дов} \quad (2.21)$$

де μ_2 - середнє питоме надходження кисню у ванну з газової фази печі в період доведення, $\text{кг/м}^2 * \text{год}$;

μ_2 можна приймати в межах:

- у разі продування металу до вмісту вуглецю нижче 0,25% - 8-12 $\text{кг/м}^2 * \text{год}$;

- у разі продування металу до вмісту вуглецю вище 0,25% - 11-14 $\text{кг/м}^2 * \text{год}$, тобто чим менший вміст вуглецю в металі перед розкисленням, тим менше μ_2 ;

η - питоме навантаження на під печі, т/м^2 ;

$\tau_{дов}$ - тривалість доведення плавки, год.

$$M_{O_{II}}^{ВД} = 0,1 * \frac{32}{22,4} * q_{O_2} * K_o * O_2^{дут} * \tau_{дов}, \text{ кг}, \quad (2.22)$$

q_{O_2} - інтенсивність продування ванни киснем у період доведення, $\text{м}^3/\text{т} * \text{год}$;

K_o - коефіцієнт засвоєння кисню ванною, $K_o \sim 0,9$;

$O_2^{дут}$ - ступінь чистота кисню (частка кисню в дутті, $O_2^{дут} = 0,95 - 0,98$).

Таким чином

$$M_{O_{II}}^{расх} = M_{O}^{II} + 0,1 * \frac{\mu_2}{\eta} * \tau_{дов} + 0,1 * \frac{32}{22,4} * q_{O_2} * K_o * O_2^{дут} * \tau_{дов}, \text{ кг} \quad (2.23)$$

Звідси:

$$\tau_{дов} = \frac{M_{O_{II}}^{расх} - M_{O}^{II}}{0,1 * \frac{\mu_2}{\eta} + 0,1 * \frac{32}{22,4} * q_{O_2} * K_o * O_2^{дут}}, \text{ год} \quad (2.24)$$

Підставивши у вираз прийнятні значення μ_2 і задане умовами розрахунку q_{O_2} визначаємо час періоду доводки $\tau_{дов}$ користуючись знайденими за формулою (54) значеннями $\tau_{дов}$ визначаємо за виразами (2.21) і (2.22) $M_{O_{II}}^{атм}$ та $M_{O_{II}}^{ВД}$.

2.5.7 Кількість газоподібних оксидів, що утворюються в другому періоді

$$M_{CO}^{II} = 2,33 (I - K_C^{II}) \Delta C_{\text{дов}}, \text{ кг} \quad (2.25)$$

де K_C^{II} - частка вуглецю, що окислився до CO_2 у другому періоді;
 $\Delta C_{\text{дов}}$ - кількість вуглецю, що окислився в другому періоді.

$$M_{CO_2}^{II} = 3,667 K_C^{II} * \Delta C_{\text{дов}} + 0,01 (M_{и}^{\text{дов}} * CO_{2и} + M_{о.д}^{II} * CO_{2о.д} + M_{с.д}^{II} * CO_{2с.д} + M_{\text{маг}}^{II} * CO_{2\text{маг}}), \text{ кг}, \quad (2.26)$$

$M_{и}^{\text{дов}}, M_{о.д}^{II}, M_{с.д}^{II}$ - витрата вапна в заправних матеріалах у II періоді;
 $CO_{2и}, CO_{2о.д}$ - вміст CO_2 у матеріалах.

$$M_{H_2O}^{II} = 0,1 (M_{и}^{\text{дов}} * H_2O_{и} + M_{р}^{\text{дов}} * H_2O_{р} + M_{д.с}^{II} * H_2O + M_{д.о}^{II} * H_2O + M_{\text{маг}}^{II} * H_2O_{\text{маг}} + M_{б}^{II} * H_2O_{б}), \text{ кг} \quad (2.27)$$

2.5.8 Кількість заліза, що втрачається в шлаку в період доведення у вигляді корольків металу

Залежно від в'язкості шлаку, що формується в період доведення, інтенсивності продування і тривалості безпродувочного періоду (від кінця продування до розкислення і випуску) вміст заліза в шлаку у вигляді корольків становить 2-4% від маси шлаку.

$$M_{FeK}^{II} = 0,01 (2 + 4) M_{\text{шл}}^{\text{дов}}, \text{ кг} \quad (2.28)$$

2.5.9 Вихід рідкого металу в другому періоді плавки

$$M_{\text{м}}^{\text{раск}} = M_{\text{м}}^{\text{распл}} - (\Delta C_{\text{дов}} + \Delta S_{\text{дов}} + M_{FeII}^{\text{пыль}} + M_{FeK}^{II} + M_{FeII}^{\text{шл}}) + M_{FeK}^I \text{ распл} + M_{FeII}, \text{ кг} \quad (2.29)$$

$M_{\text{м}}^{\text{распл}}$ - кількість металу до розплавлення;
 $\Delta C_{\text{дов}}, \Delta S_{\text{дов}}$ - кількість домішок, що видаляються з металу в другому періоді

$$\Delta C_{\text{дов}} = /C/_{\text{распл}} - /C/_{\text{раск}};$$

$M_{FeII}^{\text{пыль}}, M_{FeK}^{II}, M_{FeII}^{\text{шл}}$ - кількість заліза, що втрачається в другому періоді в пил з корольками шлаку і у вигляді оксидів заліза шлаку;

M_{Fe}^{II} - кількість заліза, що надійшла в другому періоді з оксидами заліза

Таблиця 2.1 - Матеріальний баланс II періоду

Надійшло		Отримано	
Матеріал	кг	Матеріал	кг
1	2	3	4
1.Метал після розплавлення	$M_{\text{м}}^{\text{распл}}$	1.Метал перед розкисненням	$M_{\text{м}}^{\text{раск}}$
2. Шлак після розплавлення	$M_{\text{шл}}^{\text{распл}}$	2 Шлак другого періоду	$M_{\text{шл}}^{\text{дов}}$
3.Руда другого періоду	$M_{\text{р}}^{\text{II}}$	3. Залізо, втрачене у вигляді корольків металу в шлаку	$M_{\text{FeK}}^{\text{II}}$
4. вапно другого періоду	$M_{\text{и}}^{\text{дов}}$	4.Плавильний пил другого періоду	$M_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{пыль}}$
5.Обпалений доломіт другого періоду	$M_{\text{дов}}^{\text{II}}$	5.Гази другого періоду	$M_{\text{CO}}^{\text{II}}$
6.Сирий доломіт другого періоду	$M_{\text{д.о}}^{\text{II}}$		$M_{\text{CO}_2}^{\text{II}}$
7.Магнезит другого періоду	$M_{\text{маг}}^{\text{II}}$		$M_{\text{H}_2\text{O}}^{\text{II}}$
8.Боксит другого періоду	$M_{\text{б}}^{\text{II}}$		
9.Матеріал склепіння другого періоду	$M_{\text{св}}^{\text{II}}$		
10. Кисень газової фази другого періоду	$M_{\text{о II}}^{\text{атм}}$		
11.Кисень, що вдувається в другому періоді	$M_{\text{о II}}^{\text{вд}}$		
12.Корольки металу в шлаку після розплавлення	$M_{\text{FeK}}^{\text{I распл}}$		
Разом	$\sum M_{\text{приход}}$	Разом	$\sum M_{\text{расход}}$
Допустима нев'язка до 0,20%.			

3. Розрахунок матеріального балансу першого і другого періодів мартенівської плавки

До розрахунку матеріального балансу всієї плавки слід скласти таблицю матеріального балансу плавки за даними матеріальних балансів першого і другого періодів.

Таблиця 2.2 - Таблиця матеріального балансу плавки

Надійшло		Отримано	
Матеріал	кг	Матеріал	кг
1	2	3	4
Скрап + чавун	100,0	Метал перед розкисленням	$M_M^{\text{раск}}$
Руда залізна I II періодів	$M_K^I + M_P^{II}$	Шлак, спущений в I період	$M_{\text{шл}}^{\text{сп}}$
Вапняк I першого періода	$M_{\text{И-К}}^I$	Шлак перед розкисленням	$M_{\text{шл}}^{\text{ДОВ}}$
Вапно II періода	$M_{\text{И}}^{II}$	Гази I та II періодів	$\text{CO } M_{\text{CO}}^I + M_{\text{CO}}^{II}$
Боксит I та II періодів	$M_6^I + M_6^{II}$		$\text{CO}_2 M_{\text{CO}_2}^I + M_{\text{CO}_2}^{II}$
Доломіт обпалений I та II періодів	$M_{\text{Д.О}}^I + M_{\text{Д.О}}^{II}$		$\text{H}_2\text{O } M_{\text{H}_2\text{O}}^I + M_{\text{H}_2\text{O}}^{II}$
Доломіт сирий I та II періодів	$M_{\text{Д.С}}^I + M_{\text{Д.С}}^{II}$	Залізо корольків спущеного в шлак в I період	$M_K^{\text{сп}}$
Матеріал склепіння I та II періодів	$M_{\text{СВ}}^I + M_{\text{СВ}}^{II}$	Залізо корольків перед розкисленням	$M_K^{\text{раск}}$
Магнезит I та II періодів	$M_{\text{Маг}}^I + M_{\text{Маг}}^{II}$	Плавильний пил I та II періодів	$M_{\text{Fe}_2\text{O}_3\text{I}}^{\text{пыль}}$
Кисень газовий I та II періодів	$M_{\text{O I}}^{\text{атм}} + M_{\text{O II}}^{\text{атм}}$		$M_{\text{Fe}_2\text{O}_3\text{II}}^{\text{пыль}}$
Кисень, що вдувається I та II періодів	$M_{\text{O I}}^{\text{ВД}} + M_{\text{O II}}^{\text{ВД}}$	Кисень, втрачений у I періоді під час дисоціації оксидів заліза руди під час прогрівання шихти	$M_{\text{O I}}^{\text{ПОТ}}$
Разом		Разом	

Допустима нев'язка до 0,25%.



ПЕРЕЛІК РЕКОМЕНДОВАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. World Steel Association : веб-сайт. URL: <https://worldsteel.org/> (дата звернення: 10.09.2024).
2. Бойченко Б. М., Охотський В. Б., Харлашин П. С. Конвертерне виробництво сталі: теорія, технологія, якість сталі, конструкція агрегатів, рециркуляція матеріалів і екологія : підручник для студ. вищ. техн. навч. закладів, які навчаються за спец. "Металургія чорних металів". Дніпропетровськ : РВА „Дніпро-ВАЛ”, 2004. 454 с.
3. Ghosh A., Chatterjee A. Ironmaking and Steelmaking: Theory and Practice. 1st edition. Prentice-Hall of India Pvt.Ltd, 2008. 472 p.
4. Металургія (проблеми, теорія, технологія, якість) : підручник / П. С. Харлашин та ін. Маріуполь : ПДТУ, 2004. 723 с.



Навчально-методичне видання

Семірягін Сергій Володимирович
Нізяєв Костянтин Георгійович
Стоянов Олександр Миколайович

МЕТАЛУРГІЯ СТАЛІ

**методичні вказівки до виконання
практичних, лабораторних робіт
та індивідуальних завдань**

Самостійне електронне мережеве видання

Публікується в авторській редакції