



**В.П.Грицай**  
**І.С.Лукошніков**  
**В.М.Печеннікова**  
**В.І.Іванов**

## МЕТАЛУРГІЯ КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ

### Ч.ІІ. Пірометалургійні процеси

#### **Методичні вказівки до проведення лабораторного практикуму**

*для студентів ЗДІА  
спеціальності 7.090402 “Металургія кольорових металів”,  
7.090404 “Обробка металів тиском”,  
7.090401 “Металургія чорних металів”,  
спеціалізації 7.090401 “Охорона праці та екологія  
металургійного виробництва”*

Міністерство освіти і науки України  
Запорізька державна інженерна академія

## МЕТАЛУРГІЯ КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ

### Ч.ІІ. Пірометалургійні процеси

#### **Методичні вказівки до проведення лабораторного практикуму**

*для студентів ЗДІА  
спеціальності 7.090402 “Металургія кольорових металів”,  
7.090404 “Обробка металів тиском”,  
7.090401 “Металургія чорних металів”,  
спеціалізації 7.090401 “Охорона праці та екологія  
металургійного виробництва”*

*Рекомендовано до видання  
на засіданні кафедри МКМ,  
протокол № 10 від 01.02.2005 р.*

**Металургія кольорових металів.** Методичні вказівки до проведення лабораторного практикуму для студентів ЗДІА спеціальностей 7.90402 “Металургія кольорових металів”, 7.090404 “Обробка металів тиском”, 7.090401 “Металургія чорних металів” та спеціалізації 7.090401 “Охорона праці та екологія металургійного виробництва”. Ч.ІІ. Пірометалургійні процеси /Укл.: В.П.Грицай, І.Є.Лукошніков, В.М.Печеннікова, В.І.Іванов. – Запоріжжя, 2005. – 35 с.

Методичні вказівки призначені для студентів спеціальностей “Металургія чорних металів”, “Металургія кольорових металів”, “Обробка металів тиском” та спеціалізації “Охорона праці та екологія металургійного виробництва”, які виконують лабораторні роботи за курсом “Металургія кольорових металів”. Вказівки містять теоретичні та методичні відомості щодо проведення лабораторних робіт з пірометалургійних процесів, а також список рекомендованої літератури.

Укладачі: ***В.П. Грицай, професор***

***І.Є. Лукошніков, доцент***

***В.М. Печеннікова, доцент***

***В.І. Іванов, асистент***

Відповідальний за випуск: ***зав. кафедрою МКМ***

***професор І.Ф. Червоний***

Підписано до друку 30.01.2005 р. Формат 60x84 1/32. Папір офсетний.  
Умовн. друк. арк. 1,94. Наклад 150 прим.  
Замовлення № 1285К.

Віддруковано друкарнею  
Запорізької державної інженерної академії  
з комп'ютерного оригінал-макету

69006, м. Запоріжжя, пр. Леніна, 226  
РВВ ЗДІА, тел. 22-38-240

## ЗМІСТ

ЛАБОРАТОРНА РОБОТА № 1 <b>ДОСЛІДЖЕННЯ ВИПАЛЮВАННЯ СВИНЦЕВОГО КОНЦЕНТРАТУ</b>	4
ЛАБОРАТОРНА РОБОТА № 2 <b>ДОСЛІДЖЕННЯ ВИПАЛЮВАННЯ ЦИНКОВОГО КОНЦЕНТРАТУ</b>	10
ЛАБОРАТОРНА РОБОТА № 3 <b>ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ПЛАВЛЕННЯ МІДНО-НІКЕЛЕВОГО КОНЦЕНТРАТУ НА ШТЕЙН</b>	15
ЛАБОРАТОРНА РОБОТА № 4 <b>ДОСЛІДЖЕННЯ ПЛАВЛЕННЯ МІДНО-СВИНЦЕВОГО ШТЕЙНУ</b>	26
<b>ЛІТЕРАТУРА</b>	32
<b>ДОДАТОК А</b>	33
<b>ДОДАТОК Б</b>	34
<b>ДОДАТОК В</b>	35

## ДОСЛІДЖЕННЯ ВИПАЛЮВАННЯ СВИНЦЕВОГО КОНЦЕНТРАТУ

### *Ціль роботи:*

- вивчити процес випалювання свинцевого концентрату;
- визначити залежність ступеня десульфуризації свинцевого концентрату від температури та тривалості випалювання, а також витрати кварцового та вапняного флюсів

### Теоретичні відомості

Свинець у концентратах знаходиться в сульфідній формі. Безпосереднє відновлення сульфїду свинцю вуглецем або оксидом вуглецю неможливе навіть за температури до  $1400^{\circ}\text{C}$ . У той же час оксид свинцю дуже легко відновлюється вже за температури  $160^{\circ}\text{C}$  навіть у атмосфері, що є слабо відновлювальною. Тому основну кількість свинцю із сульфідних концентратів одержують за класичною схемою: «агломеруюче випалювання - шахтне відновлювальне плавлення».

Агломеруюче випалювання свинцевих концентратів здійснюють на стрічкових агломераційних машинах.

Головним завданням випалювання є:

- найбільш повне вилучення сірки з переведенням сполук свинцю до оксидної форми, що легко відновлюється;
- окусковування вихідного матеріалу для придатності його до наступної переробки в шахтній печі.

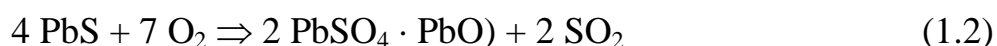
Для одержання шлаку із заданими властивостями під час плавлення до шихти агломерації вводять флюси. Паливом під час випалювання є сульфїди шихти, які, згоряючи, виділяють велику кількість теплоти й утворюють продукти реакції, котрі є такими, що досить легко плавляться. Якби шихта складалася тільки з концентрату та флюсів, то під час випалювання через надлишок теплоти легкоплавкі компоненти цілком розплавлялися б і заливали колосникові ґрати

ки, на які завантажують шихту. Як наслідок, не вдавалося б випалити необхідну кількість сірки. Тому для зниження концентрації сірки в агломераційну шихту вводять значну кількість агломерату (30...50% його виходу), що дозволяє знизити вміст сірки у вихідній шихті до 6...8% та за один прохід стрічки агломераційної машини одержати агломерат, що вміщує 0,8...1,5% сірки.

Продуктивність агломераційної машини визначається десульфуризацією (вилученням сірки) та швидкістю горіння шихти. Такі показники випалення залежать від низки факторів: температури спікання, сполук, що входять до складу концентрату, виду та кількості флюсів, старанності усереднення, грануляції шихти й інше.

Якість агломерату багато в чому визначає техніко-економічні показники шахтного відновлювального плавлення.

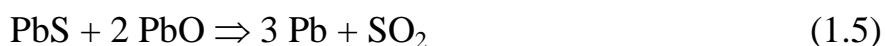
Отже, одним з головних завдань агломерації є максимально можливе переведення сульфїду свинцю до оксиду. Окислювання сульфїду свинцю за високої температури описується такими реакціями:



Як свідчать результати термодинамічного аналізу, реакція (1.1) здійснюється за умов, які відносно легко можна сягати: температура близько 1100<sup>0</sup>С,

наявність в газовій фазі надлишку кисню, швидке та повне вилучення сірчистого газу із зони реакції. Зниження температури та збільшення тиску сірчистого газу сприяють розвитку реакції (1.2) та в підсумку - зниженню дисульфуризації. Коли в реакційній зоні є надлишок кисню, то неминучим є утворення металевого свинцю.

Під час агломерації можлива також взаємодія між сульфідом та оксидом свинцю:



Протікання реакцій (1.3) і (1.5) є небажаним, тому що рідкий свинець, стікаючи через шар шихти, може заплавляти колосники, що знижує продуктивність агломераційних машин.

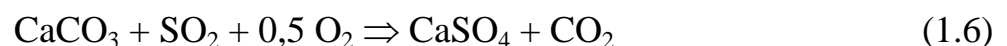
Окислювання сульфідів під час агломерації відбувається головним чином в рідкому стані. Температура плавлення сульфиду свинцю ( $1127^{\circ}\text{C}$ ) трохи вище максимальної температури, що розвивається в палаючому шарі. Проте у суміші із сульфідом заліза, міді та цинку, що є в концентраті, сульфід свинцю створює евтектики з більш низькою температурою плавлення. Проміжний продукт окислювання, металевий свинець, розчинюючись в сульфіді, також знижує температуру плавлення.

Оксид свинцю плавиться за температури  $880^{\circ}\text{C}$ . Ще більш легкоплавким ( $600\dots 800^{\circ}\text{C}$ ) є продукт взаємодії цього оксиду з кремнеземом концентрату та флюсів, тобто свинцево-сілікатна фаза  $X \text{PbO} \cdot Y \text{SiO}_2$ .

Розплав зазначеної фази, розтікаючись тонкою плівкою на гранулах шихти, розчинює тугоплавкі оксиди кальцію, заліза, міді, цинку та, спінюючись разом із сульфідами, сприяє оголенню їхньої поверхні для проходження окислювання. Тому додавання кварцового флюсу до шихти та зменшення розмірів його часток сприяє інтенсифікації процесу випалювання.



Інше призначення має другий флюс - вапняк. У зв'язку зі швидким горінням сульфідів під час агломерації великі зерна вапняку не встигають цілком продисоціювати. Вони всмоктують рідкі сульфідні, стримуючи їхнє окислювання. Більшість просочень зберігається до кінця процесу випалювання. Негативний вплив вапняного флюсу на десульфуризацію виявляється також у взаємодії із сірчистим газом, результатом якого є утворення термічно стійкого сульфату кальцію:



Піритний недогарок і інші види залізного флюсу практично не впливають на показники агломерації.

Ретельне усереднення та грануляція шихти сприяють кращій проникності газу через шар, що агломерують, досягненню високої температури та, як наслідок, швидкому та повному окислюванню сульфідів.

### **Порядок виконання роботи**

1 Збирають установку згідно рис.1.1. Установка складається з електропечі 1, реакційної алунової трубки 2, реометра 3 для вимірювання витрати повітря, судини 4 з осушувачем повітря, термопари 5, потенціометра 6 для регулювання температури. Повітря просмоктують через реакційну трубку за допомогою вакуум-насоса. Наважку шихти завантажують до порцелянового човника 7. Газ, що відходить через фільтр 8, який служить для уловлювання цинкових возгонів, надходить до поглинальної судини 9 з 3%-м розчином перекису водню. До гумової пробки цієї судини приєднано бюретку 10, що заповнена розчином лугу. Витрату повітря регулюють вентилем 11.

2 Готують 3-4 наважки шихти (за вказівкою викладача).

3 Ретельно перемішуючи кожен наважку, завантажують шихту до порцелянової судини.

4 Заливають через бюретку до мітки однонормальний (1N) розчин їдкого натру (NaOH).

5 До поглинальної судини заливають 3%-й розчин перекису водню до рівня 120...130 мм, додають до нього кілька крапель метилоранжу.

6 Щільно закривають поглинальну судину гумовою пробкою з патрубками для підведення та відведення газу та подавання лугу.

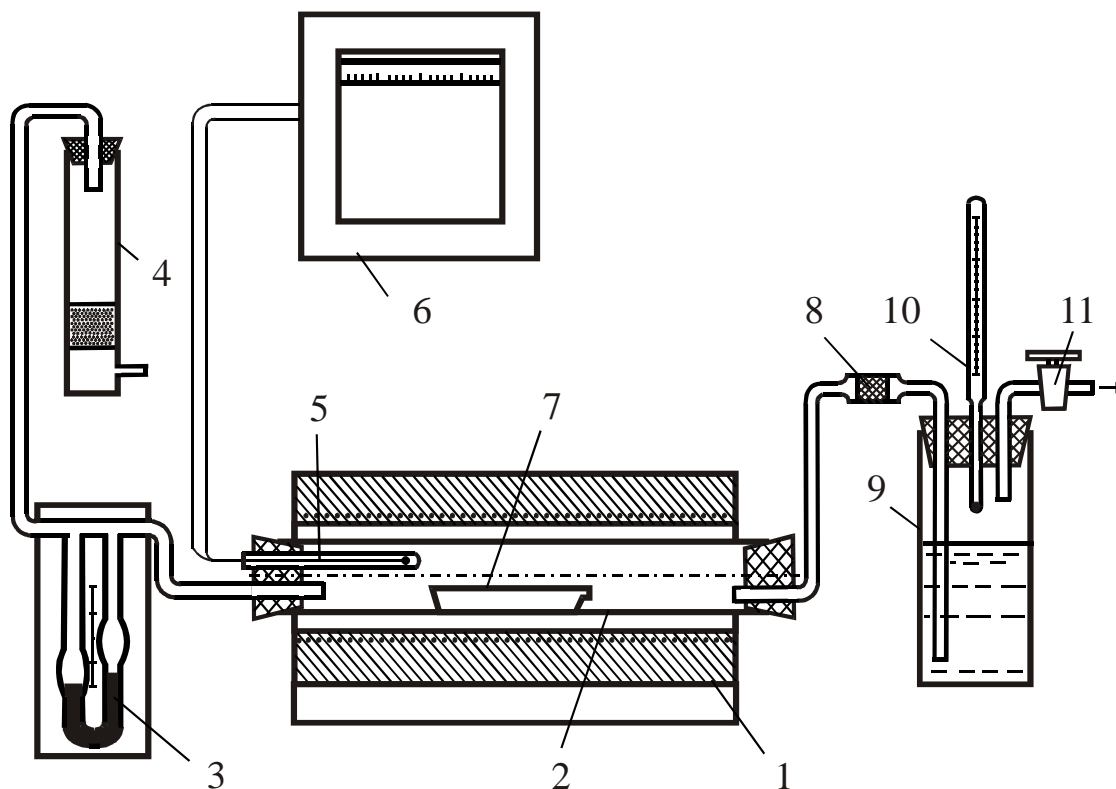


Рисунок 1.1 - Схема установки для дослідження випалювання свинцевого концентрату

7 Включають вакуум-насоса та заливають до судини 2...4 мл лугу з бюретки.

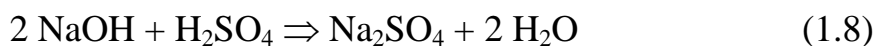
8 Човник з наважкою встановлюють до реакційної трубки та розміщують його на середині печі.

9 Закривають пробкою трубку та з цього моменту починають фіксацію тривалості процесу випалювання.

Сірчистий газ, що виділяється під час випалювання концентрату, подається потоком повітря до поглинальної судини, де протікає реакція:



Подаванням лугу з відомим титром з бюретки здійснюють нейтралізацію сірчаної кислоти:



10 Коли колір розчину в поглинальній судині змінюється з оранжевого на малиновий, що відбувається як результат протікання реакцій (1.7) і (1.8), відзначають цей момент.

11 Заливають порцію нову лугу (2...3 мл) з бюретки та відзначають момент наступного змінювання кольору розчину.

12 Дослід продовжують 10...15 хвилин до повного припинення випалювання сірки (протягом випалювання кількість сірки, що є вигорілою за одиницю часу, знижується, тому титр лугу поступово зменшують до 1,0...0,5 мл).

13 Виключають вакуум-насос і витягують човник з обпаленою шихтою із печі.

14 Заміняють розчин у поглинальній судині, доливають луг до бюретки та у зазначеній послідовності проводять наступні досліди.

15 За кількістю лугу, витраченого на титрування, визначають кількість сірки, що вигоріла.

16 Розраховують десульфурізацію для кожного зафіксованого проміжку часу за загальною кількістю витраченого лугу з використанням співвідношення:

$$D = \frac{160v}{M \cdot C}, \quad (1.9)$$

де

$v$  – кількість лугу (1N), витраченого на титрування, мл;

$M$  – маса концентрату в судині, г;

$C$  – вміст сірки в концентраті, %.

17 Результати дослідів і розрахунків заносять до табл. 1.1.

Таблиця 1.1 - Результати дослідів і розрахунків

Час	Разовий титр лугу, мл	Сумарна кількість лугу, що витрачено, мл	Ступінь десульфуризації, %
0 хв 40 с	4	4	20
1 хв 00 с	2	6	30
1 хв 30 с	2	8	40
1 хв 50 с	1	9	45
2 хв 30 с	1	10	50

18 За результатами дослідів будують графік залежності ступеня десульфуризації концентрату від тривалості процесу випалювання.

19 Кожна бригада студентів за вказівкою викладача досліджує вплив на десульфуризацію одного з таких факторів: температури випалювання, витрати кварцового або вапняного флюсу, товщини шару концентрату.

## ЛАБОРАТОРНА РОБОТА № 2

### **ДОСЛІДЖЕННЯ ВИПАЛЮВАННЯ ЦИНКОВОГО КОНЦЕНТРАТУ**

#### ***Ціль роботи:***

- вивчити процес випалювання цинкового концентрату;
- визначити залежність вмісту цинку, що розчинений у випаленому цинковому концентраті від температури та тривалості випалювання

## Теоретичні відомості

Основною сировиною для промислового одержання цинку є сульфідні цинкові концентрати. Під час переробки сировини, що вміщує цинк, першою стадією є випалювання, яке у пірометалургійних процесах здійснюється з метою найбільш повного переведення сульфїду цинку до оксиду та частково для поповнення втрат сірчаної кислоти в процесах вилуговування й очищення розчинів до сульфатів. Звичайно вміст сульфатної сірки у випаленому цинковому концентраті не перевищує 2...3%.

Процес випалювання цинкових концентратів характеризується змінюванням значень ізобарно-ізотермічного потенціалу ( $\Delta G_i$ ) реакцій окислювання сульфїду цинку



Зазначене змінювання параметра ( $\Delta G_i$ , кДж/моль) для реакцій (2.1) та (2.2) є таким:

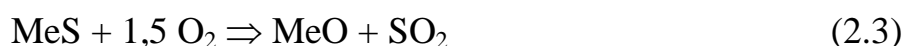
- за температури 500<sup>0</sup>С  $\Delta G_1 = -3,85$ ;  $\Delta G_2 = -5,15$ ;

- за температури 600<sup>0</sup>С  $\Delta G_1 = -3,76$ ;  $\Delta G_2 = -4,81$ ;

- за температури 700<sup>0</sup>С  $\Delta G_1 = -3,68$ ;  $\Delta G_2 = -4,52$ .

Реакції (2.1) та (2.2) мають значний збиток ізобарно-ізотермічного потенціалу й успішно протікають під час випалювання. На кінцевий результат випалювання впливають склад вихідного концентрату, температура, склад газової фази та тривалість процесу.

Оксид і сульфати металів утворюються за такими кінцевими реакціями:





Реакція (2.3) є практично незворотною. Константа рівноваги реакції (2.4) записується рівнянням

$$K_{p(2)} = \frac{P_{\text{SO}_2}^2 \cdot P_{\text{O}_2}}{P_{\text{SO}_3}^2}, \quad (2.6)$$

звідкіля

$$P_{\text{SO}_3} = P_{\text{SO}_2} \sqrt{\frac{P_{\text{O}_2}}{K_{p(2)}}} \quad (2.7)$$

Для реакції (2.5) константу рівноваги можна записати як:

$$K_{p(3)} = P'_{\text{SO}_3} \quad (2.8)$$

Таким чином, якщо парціальний тиск сірчаного ангідриду в газовій фазі є більшим, ніж рівноважна пружність дисоціації сульфату металу, то починається утворення сульфату. Це відповідає моментові, коли в газовій фазі печі спостерігається високий вміст сірчаного ангідриду, тобто під час зниження температури. Якщо в печі є досить висока температура, то тиск дисоціації сульфату зростає, а парціальний тиск сірчаного ангідриду знижується. Настає момент, коли парціальний тиск сірчаного ангідриду в газовій фазі є меншим, ніж рівноважна пружність дисоціації сульфату металу та починається розкладання сульфатів.

Сульфати металів за їхньою термічною стійкістю можна розташувати за таким рядом:  $\text{CaSO}_4$ ,  $\text{PbSO}_4$ ,  $\text{FeSO}_4$ ,  $\text{ZnSO}_4$ ,  $\text{NiSO}_4$ ,  $\text{CuSO}_4$ ,  $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$ , тобто найбільш стійкими є сульфати кальцію, свинцю та заліза.

Регулювання кількості сульфатної сірки у випаленому цинковому концентраті є одним з головних завдань випалювання, тому що високий вміст сульфатної сірки в недогарку поступово приводить до підвищення кислотності відпрацьованого електроліту та до підвищення вмісту цинку в нейтральних і кислих розчинах. Порушуються процеси електролізу, вилуговування та відстоювання пульп, оскільки зростає щільність розчинів і їхня в'язкість. Коли в розчинах є високий вміст цинку, то їхнє очищення від домішок цементациєю цинковим пилом йде погано.

Швидкість випалювання цинкових концентратів визначає продуктивність печей і якість недогарку за вмістом розчинного цинку. Швидкість окислювання сульфідів за інших рівних умов є функцією температури. В свою чергу, підвищення температури процесу обмежується оплавленням концентрату та кількістю сульфатної сірки в недогарку, що є достатньою для поповнення втрат сірчаної кислоти в процесах вилуговування та відстоювання. Шляхом змінювання температури випалювання за рахунок зниження або збільшення швидкості завантаження концентрату, а також змінюванням витрати повітря або поверненням пилу, регулюють якість недогарку та швидкість випалювання.

### **Порядок виконання роботи**

- 1 Муфельну піч розігрівають до температури 600, 700 або 900<sup>0</sup>С відповідно до завдання (див. Додаток Б).
- 2 Зважують наважку (30 г) цинкового концентрату.
- 3 Подрібнюють наважку в ступці та розміщують на шамотній підставці в муфельній печі.
- 4 Під час випалювання заслінка муфельної печі є відкритою на 20...30 мм для надходження повітря та відведення газоподібних продуктів випалювання.

5 Через кожні 3...5 хвилин концентрат ретельно перемішують металевим шкребком.

6 По закінченні заданої тривалості випалювання підставку виймають з печі та охолоджують на повітрі.

7 За масою недогарку визначають його вихід  $j$  (% від маси концентрату) за формулою:

$$j = \frac{100 \cdot n}{m}, \quad (2.9)$$

де

$m$  – маса наважки концентрату, г;

$n$  – маса наважки одержаного недогарку, г.

8 Недогарок переносять до порцелянової склянки для визначення в ньому вмісту цинку, що розчинений у воді, цинку, що розчинений у кислоті, та загального вмісту розчиненого цинку (методику визначення вмісту розчиненого цинку наведено у Додатку Е).

9 Одержані результати за трьома дослідями записують до табл.2.1 та здійснюють їхню математичну обробку.

Таблиця 2.1 - Результати проведених досліджень

Температура випалювання, °C	Тривалість випалювання, хвилин	Вихід недогарку, %	Вміст цинку в недогарку, %:		
			розчиненого у воді (ZnSO <sub>4</sub> )	розчиненого у кислоті (ZnO)	загального розчиненого
900	60	80	5	60	65
700	60	82	6	50	56
600	60	87	7	40	47

10 За одержаними даними будують графік залежності вмісту цинку в недогарку від температури та тривалості процесу випалювання.



## ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ПЛАВЛЕННЯ МІДНО-НІКЕЛЕВОГО КОНЦЕНТРАТУ НА ШТЕЙН

### *Ціль роботи:*

- провести процес плавлення мідно-нікелевого концентрату на штейн;
- визначити залежність виходу та складу штейну від кількості конвертерного шлаку в шихті та температури плавлення

### Теоретичні відомості

В теперішній час близько 85% первинної міді витягують із сульфідних руд за допомогою пірометалургійних методів. Найважливішою стадією пірометалургійної технології в металургії міді є плавлення на штейн, що здійснюється головним чином у відбивних печах. Плавлення на штейн також ведуть у шахтних і електричних печах. Останнім часом одержують поширення автогенні процеси (плавлення в рідкій ванні, плавлення у зваженому стані й інші).

Мідно-нікелеві концентрати, що надходять на плавлення, містять звичайно 10...35% міді та 6...9% нікелю. Головні компоненти таких концентратів - сульфіди (халькопірит  $\text{CuFeS}_2$ , ковелін  $\text{CuS}$ , пентландит  $(\text{Ni,Fe})\text{S}$  та пірит  $\text{FeS}_2$ ) та оксиди, що утворюють шлак ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ).

Під час розплавлення шихти, що складається з концентратів, флюсів і зворотних матеріалів, сульфідні компоненти утворюють сплав сульфідів - штейн, а мінерали порожньої породи та флюсів переходять до сплаву оксидів - шлаку. Внаслідок різної щільності та малої взаємної розчинності штейн і шлак розшаруються й утворюють два рідких шари. Основною метою плавлення на штейн є максимальний перехід міді до штейну.

У відбивних печах можна плавити підсушену сировину та попередньо обпалену шихту. Без випалювання плавлять, як правило, тільки багаті міддю концентрати.

До складу шихти, окрім концентрату, входять флюси, що потрібні для утворення шлаку необхідного складу, та зворотні матеріали - пил і конверторні

шлаки. У цих шлаках міститься багато міді (1,5...3,0 %) та інших кольорових металів. Для їхнього витягування конверторні шлаки часто переробляють у плавильних печах.

У відбивних печах протікають такі головні фізико-хімічні процеси:

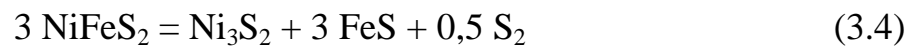
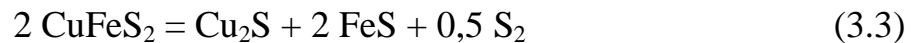
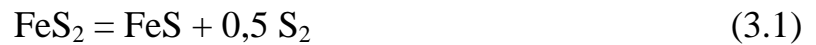
- сушіння шихти, термічне розкладання нестійких хімічних сполук і плавлення найбільш легкоплавких компонентів з утворенням первинних розплавів;
- розчинення тугоплавких компонентів у первинних сульфідних або оксидних розплавах;
- хімічна взаємодія компонентів шихти один з одним і розплавом шлаку;
- розділення рідких продуктів плавлення.

Під час відбивного плавлення шихта лежить нерухомо на укосах, та спираючись на бічні стіни печі та розплав шлаку, а її нагрівання здійснюється зверху теплою пічних газів. За таких умов передавання теплоти в шарі шихти й у ванні розплавлених продуктів плавлення відбувається практично тільки за рахунок теплопровідності. Конвективного руху, який обумовлено перепадом температури та різною густиною його верхніх і нижніх шарів, у ванні розплав не відбувається. Масообмін під час відбивного плавлення зводиться лише до просочування більш важких крапель штейну через розплав шлаку. Як результат цього, відбивні печі мають дуже низьку питому продуктивність, що не перевищує 8 т/м<sup>2</sup> на добу навіть під час плавлення гарячої випаленої шихти, а також найнижчий тепловий коефіцієнт корисної дії (~ 30%) для пірометалургійних агрегатів.

Близьким аналогом відбивного плавлення є плавлення в електричних печах, яке також має немало недоліків, проте тільки за рахунок перенесення зони виділення теплоти безпосередньо в розплав, вона дозволяє збільшити питому продуктивність до 15 т/м<sup>2</sup> на добу та підвищити коефіцієнт використання теплової енергії до 50...70%.

Спалювання палива у відбивній печі ведеться з невеликим надлишком повітря ( $\alpha = 1,05$ ), тому шихта практично не окислюється пічними газами.

Видалення сірки під час плавлення сирих і підсушених концентратів відбувається головним чином внаслідок термічної дисоціації вищих сульфідів за реакціями:



Хімічна взаємодія зводиться головним чином до протікання реакцій:



Реакція (3.5) за температури вище  $1200^\circ\text{C}$  протікає з більшою швидкістю та визначає повноту розкладання магнетиту, що надходить до печі. Головним джерелом магнетиту у відбивних печах є конвертерний шлак.

Загальна десульфуризація під час плавлення не перевищує 55% маси сірки в шихті, причому з цієї кількості за рахунок реакцій (3.1)-(3.3) вилучається більше ніж 80% сірки.

Під час плавлення випалених концентратів ступінь десульфуризації має ще нижче значення (20...25%). У цьому випадку сірка вилучається за реакцією (3.5) та як результат взаємодії компонентів недогарку:



Звичайно під час плавлення концентратів близько 70 % магнетиту розкладається та переходить до шлаку. Магнетит, який є непрореагованим, розподіляється між штейном і шлаком.

Завершальною стадією процесу плавлення є розділення рідких продуктів на два самостійних шари. Ця стадія є самою повільною та визначає продуктивність печі в цілому, а також повноту витягування міді до штейну.

### **Розрахунки штейну, шлаку та флюсів**

Під час даного дослідження приймають, що плавлення на штейн імітує плавлення у відбивних печах. Тому розрахунок зводиться до визначення кількості, складу штейну та шлаку, кількості конверторного шлаку та витрати флюсів.

Послідовність розрахунків є такою.

На плавлення надходить концентрат певного хімічного складу, % (за масою): 16,5 Cu; 7,2 Ni; 2,5 Zn; 30,2 Fe; 35,9 S; 3,2 SiO<sub>2</sub>; 1,7 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 1,0 CaO; 0,6 MgO; 1,2 інші.

Розрахунки здійснюють на 100 г концентрату.

**Кількість і склад штейну.** Приймають, що концентрація міді в штейні складає 40%. Задають витягування до штейну цінних металів, %: 95 - міді, 85 - нікелю; 40 - цинку. Плавлення ведуть з переробкою конверторного шлаку.

Кількість міді, що переходить до штейну:

$$16,5 \cdot 0,95 = 15,68 \text{ г.}$$

Тоді кількість штейну складає:

$$15,68 : 0,40 = 39,20 \text{ г.}$$

За правилом Мостовича в мідно-нікелевому штейні повинно вміщуватися 25% сірки, тобто:

$$39,20 \cdot 0,25 = 9,80 \text{ г}$$

Ступінь десульфуризації під час плавлення сягає:

$$D = \frac{39,60 - 9,80}{39,60} \cdot 100 = 75,25\%$$

До штейну переходить нікелю та цинку відповідно:

$$7,20 \cdot 0,85 = 6,12 \text{ г або } 15,61\%$$

$$2,50 \cdot 0,40 = 1,0 \text{ г або } 2,55\%$$

Приймають, що вміст інших компонентів у штейні дорівнює 3%, тоді їхня кількість складає:

$$39,20 \cdot 0,03 = 1,17 \text{ г.}$$

Концентрацію кисню розраховують за концентрацією міді в штейні. Згідно даним роботи [1] вона складає 3,02%.

Тоді його кількість:

$$39,20 \cdot 0,0302 = 1,18 \text{ г.}$$

Вміст заліза в штейні визначають за різницею між загальною кількістю штейну та сумою всіх обчислених компонентів.

$$39,20 - (15,68 + 6,12 + 1,0 + 9,80 + 1,18 + 1,17) = 4,25 \text{ г.}$$

Результати розрахунків наведено в табл.3.1.

**Таблиця 3.1 - Кількість і вміст мідно-нікелевого штейну**

<i>Компоненти</i>	<i>Кількість, г</i>	<i>Вміст, %</i>
Мідь	15,68	40,00
Нікель	6,12	15,61
Цинк	0,89	2,55
Залізо	4,25	10,82
Сірка	9,80	25,00
Кисень	1,18	3,02
Інші	1,17	3,00
Разом	39,20	100,00

Кількість штейну, що розраховано вище (табл.3.1), одержано з 100 г концентрату. Під час розрахунків не враховували мідь, що може перейти до штейну із зворотних матеріалів, наприклад, з конверторного шлаку. Цей шлак часто переробляють у плавильних печах для вилучення з нього цінних металів.

Маса штейну за рахунок додаткового витягування міді із зворотних матеріалів збільшується, а його склад практично не змінюється.

Під час розрахунків розглядають конверторний шлак такого складу, % (за масою): 3,2 Cu; 49,0 Fe; 24,5 SiO<sub>2</sub>; 20,4 O<sub>2</sub>; 2,9 – інші.

Визначають приблизно кількість конверторного шлаку з розрахунку повного окислювання та переведення до шлаку всього заліза, що вміщується у штейні. Під час конвертування 38,40 г штейну, що містить 4,24 г заліза, одержують конвертерний шлак, кількість якого складає:

$$4,25 \cdot 100 / 49,0 = 8,65 \text{ г.}$$

Знаючи кількість і склад конверторного шлаку, розраховують кількість його компонентів і подають до табл. 3.2.

Таблиця 3.2 – Кількість і склад конверторного шлаку

<i>Компоненти</i>	<i>Кількість, кг</i>	<i>Вміст, %</i>
Мідь	0,28	3,2
Залізо	4,25	49,0
Двооксид кремнію	2,12	24,5
Кисень	1,75	20,4
Інші	0,25	2,9
<b>Разом</b>	<b>8,65</b>	<b>100,0</b>

Відомо, що витягування міді з конверторного шлаку складає 75%, тоді кількість міді, що переходить до штейну:

$$\Delta S_{шт} = 0,28 \cdot 0,75 = 0,20 \text{ г.}$$

Загальна кількість міді в штейні складає

$$\Sigma \text{Cu}_{\text{шл}} = 15,68 + 0,20 = 15,88 \text{ г.}$$

Під час плавлення концентрату з переробкою в печі конверторного шлаку склад штейну та його вміст (див. табл. 3.1) залишаються незмінними. Використовуючи одержані результати, розраховують кількість штейну та його компонентів. Результати розрахунків подають до табл. 3.3.

**Таблиця 3.3 - Кількість і склад мідно-нікелевого штейну з урахуванням переробки конверторного шлаку**

<i>Компоненти</i>	<i>Кількість, г</i>	<i>Вміст, %</i>
Мідь	15,88	40,00
Нікель	6,20	15,61
Цинк	1,01	2,55
Залізо	4,30	10,82
Сірка	9,92	25,00
Кисень	1,20	3,02
Інші	1,19	3,00
Разом	39,70	100,00

Не враховуючи втрати під час плавлення, кількість заліза, що перейшла до шлаку, визначають за різницею його маси у вихідному концентраті й штейні:

$$30,20 - 4,25 = 25,95 \text{ г.}$$

Умовно приймають, що все залізо в шлаку пов'язане з киснем як вюстит FeO. Тоді кількість вюститу:

$$25,95 \cdot 71,8 / 55,8 = 33,40 \text{ г.}$$

Аналогічно визначають кількість нікелю та цинку відповідно:

$$7,20 - 6,12 = 1,08 \text{ г або як NiO}$$

$$1,08 \cdot 90,7 / 58,7 = 1,68 \text{ г.}$$

$$2,50 - 1,0 = 1,50 \text{ г або як ZnO}$$

$$1,50 \cdot 87,4 / 65,4 = 2,0 \text{ г.}$$

Кількість інших компонентів, що переходять до шлаку:

$$1,20 - 1,17 = 0,03 \text{ г.}$$

Оксиди порожньої породи ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ) переходять до шлаку в кількості, що дорівнює їхньому вмісту в концентраті.

Під час розрахунків кількості та складу шлаку, що одержано без додавання флюсів, враховують мідь, що втрачають з даним шлаком. Її кількість визначають як різницю між вихідною масою міді в концентраті та масою міді, що перейшла до штейну

$$\text{Cu}_{\text{шл}} = 16,50 - 15,68 = 0,82 \text{ г.}$$

Окрім того, під час розрахунків складу цього шлаку враховують повернення до печі конверторного шлаку. Кількість його компонентів (див. табл.3.2) додають до відповідного компоненту даного шлаку та розраховують його загальний вихід і склад. При цьому приймають, що все залізо в конверторному шлаку пов'язане з його киснем у вигляді вюститу.

Таблиця 3.4 - Кількість і склад самоплавкого шлаку

Компоненти	Кількість, г	Вміст, %
Мідь	$0,82 + 0,08 = 0,90$	1,85
Оксид нікелю (II)	1,68	3,78
Оксид цинку (II)	2,00	4,50
Оксиа заліза (II)	$33,40 + 4,25^{\circ) + 1,75^{\circ) = 39,40$	75,17
Оксид сіліцію (IV)	$3,20 + 2,12^{\circ) = 5,32$	7,20
Оксид кальцію (II)	1,00	2,25
Оксид алюмінію (III)	1,70	3,83
Оксид магнію (II)	0,60	1,35
Інші	$0,03 + 0,25^{\circ) = 0,28$	0,07
Разом	52,88	100,00

<sup>o)</sup> з конвертерного шлаку

Кількість міді, що втрачають з конверторним шлаком, визначають як різницю між вихідною масою міді в конверторному шлаку та масою міді, що переходить до штейну:



$$Cu_{\text{конв.шл}} = 0,39 - 0,25 = 0,14 \text{ кг.}$$

Визначивши сумарну масу всіх компонентів, що утворюють шлак, розраховують їхній вміст у шлаку та результати подають до табл.3.4.

Шлак, що одержують без додавання флюсів, називають самоплавким. Іноді самоплавкий шлак задовольняє вимогам даного виду плавлення. Тоді флюси до шихти не додають.

Як видно з табл.3.4, самоплавкий шлак містить багато заліза, має велику щільність, що приводить до великих втрат міді та не задовольняє вимогам плавлення.

Для плавлення мідно-нікелевих концентратів у відбивних печах слід вибирати шлак з таким співвідношенням головних компонентів:  $FeO : SiO_2 : CaO = (45...50) : (32...38) : (4...6)$ .

Приймають, що в шлаку повинно вміщуватися 38%  $SiO_2$  і 6%  $CaO$ .

Для збільшення вмісту цих компонентів у шлаку необхідно до шихти додавати кварцового та вапняного флюсів.

Склад кварцового флюсу, %: 91,8  $SiO_2$ ; 1,0  $CaO$ ; 3,0  $FeO$ ; 4,2 інші.

Склад вапняного флюсу, %: 52,0  $CaO$ ; 2,0  $SiO_2$ ; 4,3 інші.

Розрахунок необхідної кількості флюсів здійснюють з використанням балансових рівнянь, що складають тільки щодо того компоненту, вміст якого повинно бути збільшено за рахунок добавлення відповідного флюсу.

Позначають необхідну кількість кварцового флюсу через  $X$ , а вапняного флюсу – через  $Y$ .

Тоді кількість шлаку після добавлення флюсів складає:

$$\sum Ш_{\text{л}} = 52,88 + X + 0,592 Y, \quad (3.9)$$

де

52,88 - маса самоплавкого шлаку;

0,592 - сумарна масова частка компонентів вапняного флюсу, що утворює

шлак.

Кварцовий флюс цілком переходить до шлаку.

Для визначення значень X та Y складають два балансових рівняння:

- за двооксидом кремнію

$$5,32 + 0,918 X + 0,02 Y = 0,38 (52,88 + X + 0,592 Y), \quad (3.10)$$

де

5,32 - кількість двооксиду кремнію ( $\text{SiO}_2$ ), що поступає із самоплавкого шлаку;

0,918 - кількість двооксиду кремнію, що поступає із кварцового флюсу;

0,02 - кількість двооксиду кремнію, що поступає із вапняного флюсу;

0,38 - необхідна кількість двооксиду кремнію у відвальному шлаку, що одержано після добавлення флюсів до самоплавкого шлаку;

- за оксидом кальцію

$$1,0 + 0,01 X + 0,52 Y = 0,06 (52,88 + X + 0,592 Y), \quad (3.11)$$

де

1,0 - кількість оксиду кальцію ( $\text{CaO}$ ), що поступає із самоплавкого шлаку;

0,01 - кількість оксиду кальцію, що поступає із кварцового флюсу;

0,52 - кількість оксиду кальцію, що поступає із вапняного флюсу;

0,06 - необхідна кількість оксиду кальцію у відвальному шлаку, що одержано після добавлення флюсів до самоплавкого шлаку.

Вирішуючи систему рівнянь, одержують:

$$X = 27,84 \text{ г}; \quad Y = 6,34 \text{ г}.$$

Загальну кількість відвального шлаку обчислюють за допомогою співвідношення (3.9)

$$52,88 + 27,84 + 0,592 \cdot 6,34 = 76,02 \text{ г.}$$

Кількість двооксиду кремнію та оксиду кальцію визначають за допомогою рівнянь (3.10) та (3.11) відповідно:

$$\text{SiO}_2 = 5,32 + 0,918 \cdot 27,84 + 0,02 \cdot 6,34 = 28,89 \text{ г.}$$

$$\text{CaO} = 1,0 + 0,01 \cdot 27,84 + 0,52 \cdot 6,34 = 4,57 \text{ г.}$$

Кількість вюститу розраховують як

$$\text{FeO} = 39,40 + 27,84 \cdot 0,03 = 34,12 \text{ г.}$$

Вихід і вміст відвального шлаку подають до табл.3.5.

Таблиця 3.5 - Кількість і вміст відвального шлаку

<i>Компоненти</i>	<i>Кількість, г</i>	<i>Вміст, %</i>
Мідь	0,90	3,5
Оксид нікелю (II)	1,68	3,5
Оксид цинку (II)	2,00	3,5
Оксид сіліцію (IV)	28,89	38,0
Оксид кальцію (II)	4,57	6,0
Оксид заліза (II)	34,12	45,8
Оксид магнію (II)	0,60	0,7
Оксид алюмінію (III)	1,70	3,9
Інші	2,10	2,1
Разом	76,02	100,00

### Порядок виконання роботи

- 1 Розраховують шихту для плавлення за умов, заданих викладачем.
- 2 Готують наважку концентрату, флюсів і конверторного шлаку, ретельно перемішують шихту та завантажують до попередньо зваженого тигля.
- 3 До печі, що нагріта до необхідної температури, обережно завантажують тигель із шихтою.

4 По завершенні витримки протягом 30 хвилин тигель витягають з печі, охолоджують на повітрі до кімнатної температури та зважують.

5 Відділяють продукти плавлення з тиглю та відокремлюють штейн від шлаку.

6 Зважують штейн і за різницею між сумарною масою тигля з продуктами плавлення та масою штейну визначають загальну кількість шлаку.

7 Порівнюють одержані результати з розрахунковими.

8 За своїми результатами та результатами інших бригад будують графіки залежності виходу та складу штейну від кількості конверторного шлаку в шихті та температури плавлення.

#### ЛАБОРАТОРНА РОБОТА № 4

### **ДОСЛІДЖЕННЯ ПЛАВЛЕННЯ МІДНО-СВИНЦЕВОГО ШТЕЙНУ**

#### *Ціль роботи:*

- провести плавлення мідно-свинцевого штейну;
- визначити вихід мідно-свинцевого штейну, чорного свинцю та шлаку

#### **Теоретичні відомості**

Одним із продуктів шахтного плавлення вторинної свинцевої сировини є мідно-свинцевий штейн, у якому міститься: 13...15 % міді, 15...30 % свинцю, 35...40 % заліза та 18...20 % сірки.

З мідно-свинцевими штейнами виводиться до 1,0 % свинцю, що помітно знижує його витягування до товарної продукції і тому потрібне перероблення штейну. Причиною утворення штейнів під час переробки вторинної свинцевої сировини є наявність у вихідній шихті сульфідної (агломерат) та сульфатної (аккумуляторний брукт) сірки. У шихті шахтного плавлення вторинної свинце-

вої сировини загальний вміст сірки складає 5...7 %. Наявність у шахтній печі відновлювальної атмосфери, а в шихті – міді та заліза, приводить до утворення значної кількості мідно-свинцевих штейнів. Штейни свинцевого плавлення завжди містять значну кількість свинцю, причому його вміст є тим більшим, чим менше в штейні є халькозину ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ) та більше є піриту ( $\text{FeS}_2$ ). Окрім  $\text{PbS}$ , у свинцевому штейні розчиненою є значна кількість металевого свинцю. Дослідженнями встановлено, що за температури  $1000\text{ }^\circ\text{C}$  розплав  $\text{PbS}$  розчинює до 30% металевого свинцю.

Мідно-свинцеві штейни переробляють за різних технологій: додають до шихти агломерації як первинну, так і вторинну свинцеву сировину; піддають конвертуванню в конвертерах з одержанням кондиційного мідного штейну; переробляють у суміші з клінкером вельц-печей у шахтних печах і за іншими технологіями. Запропоновано й інші методи переробки штейнів, проте вони не знайшли промислового застосування через малий масштаб виробництва, а також через дефіцитність і дорожнечу пропонованих реагентів (залізний скрап, сода, феросиліцій та інші реагенти).

### **Розрахунок шихти**

Імітується процес електричного плавлення суміші мідно-свинцевого штейну свинцевого виробництва та клінкера вельц-печі, що містить металеве залізо.

Розраховують шихту плавлення. Під час розрахунків визначають кількість, склад штейну та шлаку, а також витрати флюсів.

На плавлення надходить концентрат такого хімічного складу, % (за масою): 17,0 Cu; 20,0 Pb; 40,0 Fe; 15,0 S; 3,0  $\text{SiO}_2$ ; 1,5  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 0,4 CaO; 0,2 MgO; 2,9 інші.

Розрахунок ведуть на 100 г концентрату. Приймають, що концентрація міді в штейні повинна бути 15 %. Витягування до штейну цінних металів, %: 95 міді та 90 свинцю. Плавлення ведуть без переробки конверторного шлаку.

## Розрахунок кількості та складу штейну

Кількість міді, що переходить до штейну:

$$17,0 \cdot 0,95 = 16,15 \text{ г.}$$

Тоді кількість штейну:

$$16,15 : 0,15 = 107,67 \text{ г.}$$

За правилом Мостовича в мідному штейні повинно вміщуватися 25 % сірки:

$$107,67 \cdot 0,25 = 26,92 \text{ г.}$$

До штейну перейде свинцю:

$$20 \cdot 0,90 = 18,0 \text{ г або } 16,72 \text{ \%}.$$

Приймають, що вміст інших компонентів у штейні дорівнює 2,5 %, тоді їхня кількість складає:

$$107,67 \cdot 0,025 = 2,69 \text{ г.}$$

Концентрацію кисню в штейні розраховують за допомогою метода інтерполяції та даними, що наведені у роботі [1]:

$$6,54 - \frac{(6,54 - 5,38)}{(20 - 10)} \cdot (15 - 10) = 5,96 \text{ \%} .$$

Тоді кількість кисню складає:

$$107,67 \cdot 0,0596 = 6,42 \text{ г.}$$

Вміст заліза в штейні визначають за різницею та результати розрахунків подають до табл.4.1.

## Розрахунок кількості та складу шлаку

Кількість заліза, що переходить до шлаку, визначають за різницею його маси у вихідному концентраті та в штейні:

$$40,0 - 37,49 = 2,51 \text{ г.}$$

Приймають, що все залізо в шлаку пов'язане з киснем у вигляді вюстити (FeO).

Таблиця 4.1 - Кількість і склад мідно-свинцевого штейну

<i>Елементи</i>	<i>Кількість, г</i>	<i>Вміст, %</i>
Мідь	16,15	15,00
Цинк	18,0	16,72
Залізо	37,49	34,82
Сірка	26,92	25,00
Кисень	6,42	5,96
Інші	2,69	2,50
Разом	107,67	100,00

Тоді кількість вюстити:

$$2,51 \cdot 71,8 / 55,8 = 3,23 \text{ г.}$$

Аналогічно визначають кількість свинцю:

$$20,0 - 18,0 = 2,0 \text{ г або у виді PbO}$$

$$2,0 \cdot 223,2 / 207,2 = 2,15 \text{ г.}$$

Кількість інших компонентів, що переходять до шлаку:

$$290 - 2,69 = 0,21 \text{ г.}$$

Оксиди порожньої породи (SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, CaO, MgO) переходять до шлаку такою кількістю, що відповідає їхньому вмісту в концентраті.

Обчисливши загальну масу всіх компонентів шлаку, розраховують їхній вміст у шлаку та результати подають до табл. 4.2.

Таблиця 4.2 - Кількість і вміст самоплавкого шлаку

<i>Компоненти</i>	<i>Кількість, г</i>	<i>Вміст, %</i>
Мідь	0,85	7,36
Оксид свинцю (II)	2,15	18,63
Оксид заліза (II)	3,23	27,99
Оксид сіліцію SiO <sub>2</sub>	3,00	26,00
Оксид алюмінію (III)	1,50	13,00
Оксид кальцію (II)	0,40	3,47
Оксид магнію (II)	0,20	1,73
Інші	0,21	1,82
Разом	12,39	100,00

Відповідно до складу одержаний шлак задовольняє вимогам виду плавлення, що розглядають. Тому флюси до шихти не додають.

### Порядок проведення

1 Відповідно до розрахунків готують шихту:

- окремі компоненти зважують на технічних вагах;
- ретельно перемішують та завантажують до графітового тигля.

2 Плавлення шихти проводять у силітовій печі за постійної температури 1200...1250<sup>0</sup>С, яку контролюють за допомогою потенціометра.

3 По розплавленні шихти одержаний розплав періодично перемішують дерев'яною ложкою та потім піддають витримці певний час, який задає викладач, для кращого відділення шлаку від чорного свинцю та мідно-свинцевого штейну.

4 Плавлення вважають таким, що є закінченим, коли припиняється виділення пухирців газу з розплаву, тобто має місце завершення хімічних взаємодій у розплаві.

5 Тигель з розплавом охолоджують.

6 Витягують охолоджені продукти плавлення.



7 Відокремлюють шлак, чорновий свинець і мідний штейн механічним шляхом один від одного.

8 Зважують продукти плавлення.

9 За одержаними даними визначають вихід шлаку, чорнового свинцю та мідно-свинцевого штейну.

10 Візуально оцінюють характер межі розділу системи «шлак-штейн».

11 Одержані результати записують до табл.4.3.

Таблиця 4.3 - Головні показники плавлення суміші клінкера та штейну.

Вихідна сировина та продукти	Одиниця	Показники процесу плавлення
Наважка шихти:		
- штейну	г	
Розрахунковий склад шлаку:		
FeO	%	
SiO <sub>2</sub>	%	
CaO	%	
Тривалість витримки розплаву	хвил.	
Вихід продуктів плавлення:		
- штейну	г (%)	
- свинцю	г (%)	
- шлаку	г (%)	

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРИ

1. Ванюков А.В., Уткин Н.И. Комплексная переработка медного и никелевого сырья. – М.: Metallurgy, 1988. – 282 с.
2. Худяков И.Ф., Тихонов А.И., Деев В.И., Найбоженко С.С. Metallurgy меди, никеля и кобальта. – М.: Metallurgy, 1977. – Ч. II. – 264 с.
3. Севрюков Н.Н., Кузьмин Б.А., Челищев Е.В. Общая metallurgy. – М.: Metallurgy, 1976. – 568 с.
4. Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1975. – 461 с.
5. Зайцев В.Я., Маргулис Е.В. Metallurgy свинца и цинка. – М.: Metallurgy, 1985. – 263 с.
6. Фоменко Т.Г. Гравитационные процессы обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 1966. – 317 с.
7. Кизельватер Б.В. Теоретические основы гравитационных процессов обогащения руд. – М.: Недра, 1979. – 413 с.

## ДОДАТОК А

### Оформлення звіту з лабораторних робіт

Для всіх лабораторних робіт даної дисципліни виконують одного титульного листа. На ньому вказують міністерство - **Міністерство освіти і науки України**, найменування академії - **Запорізька державна інженерна академія**, кафедри - **кафедра металургії кольорових металів**. У центрі листа вказують назву - **звіт з лабораторних робіт за курсом «Теоретичні основи електromеталургійних процесів»**. Нижче назви вказують керівника робіт і виконавця. Внизу листа – назва міста і рік виконання робіт.

Звіт з лабораторних робіт, що виконують на стандартних аркушах формату А4, повинний мати такі розділи:

1. Короткий теоретичний опис процесу. Опис технології та технологічних режимів.

2. Опис схеми установки й основних її вузлів.

3. Методику проведення експерименту, тобто послідовність виконання операцій під час його виконання.

4. Результати експерименту. Вказують вихідні дані; результати спостережень і вимірювань; всі результати обчислень і формули, за якими їх виконували. Кожна таблиця повинна мати порядковий номер, що складається з двох чисел: перше – вказує номер лабораторної роботи; друге – порядковий номер таблиці у цій роботі. Найменування таблиці вказують за номером (через дефіс).

Якщо лабораторна робота вміщує елементи досліджень, її результати, окрім таблиць, подають як графіки. Графіки виконують на міліметровому папері та наклеюють на аркуш звіту. Найменування графіка розташовують за ним (через дефіс). Нумерацію графіків (аналогічно нумерації таблиць) приводять під графіками.

5. Висновки.

Всі сторінки звіту нумерують унизу, посередині. Титульний лист під час нумерації враховують, але номер на ньому не проставляють.

## ДОДАТОК Б

Індивідуальні завдання до лабораторної роботи «Дослідження випалювання цинкового концентрату»

Номер завдання	Температура, °С	Тривалість, хвилин	Визначення цинку
I	600	60	розчиненого у воді розчиненого у кислоті
	700	60	
	800	60	
II	700	10	розчиненого у воді розчиненого у кислоті
	700	20	
	700	30	
	700	60	
III	800	10	розчиненого у воді розчиненого у кислоті
	800	20	
	800	30	
	800	60	
IV	500	60	розчиненого у воді
	700	60	
	900	60	
V	500	60	сумарне розчинення
	700	60	
	900	60	

## ДОДАТОК В

### Визначення вмісту цинку, що розчинений у воді

1 Зазначений вміст цинку визначають шляхом водного вилуговування недогарку за температури 60...70 °С та відношення Р : Т = 10 : 1 протягом 15 хвилин.

2 Пульпу фільтрують до сухої колби без промивання та відбирають дві проби розчину по 1 мл (аліквотна частина) на визначення цинку.

3 Для визначення цинку аліквотну частину розчину поміщують до колби, розбавляють водою до 100 мл, додають мірною склянкою або циліндром 10 мл індикатора ксиленового оранжевого та 1...5 мл буферної суміші (рН = 5...6) до одержання розчином малиново-фіолетового кольору.

4 Здійснюючи інтенсивне перемішування, титрують розчином трилону Б до змінювання малиново-фіолетового кольору на жовтий.

5 Вміст цинку, що розчинений у воді, визначають за рівнянням, %:

$$Zn_{H_2O} = \frac{10000 \cdot T \cdot V \cdot K}{b \cdot y}, \quad (B.1)$$

де

Т – титр трилону Б за цинком; Т = 0,005 г/см<sup>3</sup>;

V – об'єму розчину трилону Б, що витрачено на титрування;

К – коефіцієнт, що дорівнює відношенню об'єму фільтрату (води) до об'єму аліквотної частини;

b – наважка концентрату, г;

y – вміст цинку в концентраті, %.

### Визначення вмісту цинку, що розчинено у кислоті

1 Твердий залишок після водного вилуговування змивають з фільтра до склянки розчином, що містить 100 г/л сірчаної кислоти.

2 Зазначений розчин готують з розчину кислоти 1000 г/л (1 мл містить 1 г кислоти) шляхом розведення водою у відношенні 9 : 1.

3 Вилуговування здійснюють за температури 60...70 °С протягом 15 хвилин та Р : Т = 10 : 1 (масу твердого беруть за початковою масою недогарку).

4 Пульпу фільтрують до сухої колби.

5 Відбирають аліквотну частину 1 мл (2 проби) і визначають у ній концентрацію цинку шляхом титрування розчином трилону Б.

6 Вміст цинку, що розчинено у кислоті, визначають за рівнянням (B.1).

### Визначення сумарного вмісту цинку

Здійснюється тоді, коли не потрібне визначення окремо цинку, що розчинений у воді та кислоті. Недогарок вилуговують розчином сірчаної кислоти (100 г/л) за температури 60...70 °С та Р : Т = 10 : 1 протягом 15 хвилин.

Далі визначення вмісту цинку та розрахунки виконують так само, як і для цинку, що розчинений у воді.