

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ  
ім. Ю.М. ПОТЕБНІ

Кафедра металургії  
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота (проект)

кермий і баномаврський  
(рівень вищої освіти)

на тему Технологічні особливості виробництва титанових  
штанів із сполучених концентратів

Виконав: студент 4 курсу, групи МЕЖ-18-259

спеціальності 136 Металургія  
(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія  
(код і назва освітньої програми)

спеціалізації \_\_\_\_\_  
(код і назва спеціалізації)

О.В. Кенно  
(ініціали та прізвище)

Керівник доцент доцент К.Т.Н. Кестеренко Т.М.  
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент доц. О.Н.О. Д.Х.Н. Трутцьков Р.В.  
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ  
ім. Ю.М. ПОТЕБНІ

Кафедра Металургії  
Рівень вищої освіти перший (бакалаврський)  
Спеціальність 136 Металургія  
(код та назва)  
Освітня програма Металургія  
(код та назва)  
Спеціалізація \_\_\_\_\_  
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

« 20 » січня 2022 року

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЄКТ) СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Іванко Олег Валентинович

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Технологічні особливості виробництва титанових шпаків із іммітрових концентратів

керівник роботи Костеренко Тамара Миколаївна к.т.н. доцент  
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом ЗНУ від « 17 » січня 2022 року № 90-С

2 Строк подання студентом роботи 16 червня 2022 року

3 Вихідні дані до роботи Хімічний склад іммітрового концентрату:  
64.2 TiO<sub>2</sub>; 25.8 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 3.26 FeO; 1.50 SiO<sub>2</sub>; 2.60 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 0.41 MnO;  
0.76 MnO; 0.12 V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 1.2 Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 0.15 CaO.

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Резюме. Зміст. Вступ. 1) Задавальна таблиця. 2) Розрахунок матеріального балансу. 3) Розрахунок теплового балансу. 4) Технологічна таблиця. Загальні висновки. Перелік джерел інформації.

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)

1) Задавальна таблиця - 1л. 2) Розрахунок матеріального балансу - 1л.  
3) Розрахунок теплового балансу - 1л. 4) Технологічна таблиця - 1л.  
Загальні висновки - 1л.

## 6 Консультанти розділів роботи

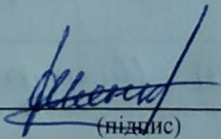
Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1.	Кестеренко Я. М.	Мейс 17.01.2022	Мейс 16.05.2022
2.	Кестеренко Я. М.	Мейс 17.01.2022	Мейс 31.05.2022
3.	Кестеренко Я. М.	Мейс 17.01.2022	Мейс 07.06.2022
4.	Кестеренко Я. М.	Мейс 17.01.2022	Мейс 16.06.2022

7 Дата видачі завдання 17 січня 2022 року

## КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

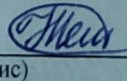
№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1.	Вступ	06.05.2022	Виконано
2.	Загальна частина	16.05.2022	Виконано
3.	Розрахунок матеріального балансу	30.05.2022	Виконано
4.	Розрахунок теплового балансу	06.06.2022	Виконано
5.	Технологічна частина	14.06.2022	Виконано
6.	Графічна частина	17.06.2022	Виконано

Студент

  
(підпис)

О.В. Іванко  
(ініціали та прізвище)

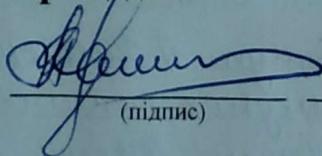
Керівник роботи (проекту)

  
(підпис)

Я.М. Кестеренко  
(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер

  
(підпис)

О.Г. Курченко  
(ініціали та прізвище)

## РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 70 с., 16 табл., 4 рис., 12 джерел.

ВІДНОВНА ПЛАВКА, ВІДНОВНИК, ІЛЬМЕНІТОВИЙ КОНЦЕНТРАТ, ЛЬОТКА, РУДНОТЕРМІЧНА ПІЧ, ТИТАНОВИЙ ШЛАК, ШИХТА.

Тема кваліфікаційної роботи бакалавра: Технологічні особливості виробництва титанових шлаків із ільменітових концентратів.

Мета роботи – вивчення технологічних особливостей відновної плавки титанових концентратів та вдосконалення технології виробництва титанового шлаку із ільменітових концентратів.

У розділі «Загальна частина» надано характеристики титану, ільменітового концентрату та титанового шлаку, описано способи виробництва титанових шлаків, їх переваги і недоліки. Вибрано періодичний спосіб виплавки титанового шлаку, описано його теоретичні основи.

У розділі «Розрахунок матеріального балансу виробництва титанових шлаків» складено зведений матеріальний баланс процесів виплавки шлаків та окислювання шлаків при обробленні. Розрахунковий склад титанових шлаків відповідає вимогам. Визначено витрати сировини, матеріалів на виробництво на 1 т ільменітового концентрату та 1 т титанового шлаку.

У розділі «Розрахунок теплового балансу виплавки титанових шлаків» наведено опис конструкції, принципу дії та розрахунок руднотермічної печі потужністю 5 МВт. Складено тепловий баланс руднотермічної печі.

У розділі «Технологічна частина» розроблено апаратурно-технологічну схему виробництва титанового шлаку. Описано технологію та режими відновної плавки шлаку в руднотермічній печі. Розроблено заходи захисту від впливу небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища під час виробництва титанового шлаку. Запропонована конструкція водоохолоджуваної льотки забезпечує скорочення тривалості простоїв руднотермічної печі під час ремонту льотки та збільшення тривалості міжремонтного циклу роботи печі, отже, забезпечує підвищення продуктивності руднотермічної печі.

## ЗМІСТ

	с.
Вступ.....	5
1 Загальна частина.....	7
1.1 Властивості та застосування титану.....	7
1.2 Магнієтермічний процес виробництва титану з ільменітових концентратів.....	8
1.3 Титановий шлак та його характеристика.....	11
1.4 Способи виробництва титанових шлаків.....	14
1.5 Теоретичні основи відновної плавки титанових концентратів....	16
2 Розрахунок матеріального балансу виробництва титанових шлаків.....	20
2.1 Розрахунок раціонального складу шихти для плавки.....	20
2.2 Зведений матеріальний баланс одержання титанових шлаків.....	30
2.3 Витрата сировини, матеріалів на 1 т ільменітового концентрату та титанового шлаку.....	31
3 Розрахунок теплового балансу виплавки титанових шлаків.....	33
3.1 Конструкція та принцип дії руднотермічної печі.....	33
3.2 Розрахунок руднотермічної печі.....	36
3.3 Розрахунок теплового балансу руднотермічної печі.....	40
4 Технологічна частина.....	47
4.1 Апаратурно-технологічна схема виробництва титанового шлаку.....	47
4.2 Технологія виробництва титанового шлаку в руднотермічній печі...	56
4.3 Основні шкідливі та небезпечні фактори виробничого середовища під час виробництва титанових шлаків.....	61
4.4 Заходи захисту від впливу небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища під час виробництва титанових шлаків.....	65
4.5 Вдосконалення технології виробництва титанових шлаків.....	67
Загальні висновки.....	69
Перелік джерел посилання.....	70

## ВСТУП

Високі темпи розвитку техніки зумовлюють необхідність розширеного застосування високоякісних конструкційних матеріалів з різними властивостями. Серед металів, на основі яких розробляють сплави з підвищеними механічними і корозійними властивостями, спроможних працювати в складних умовах, важливе місце займає титан та його сплави.

Завдяки особливим механічним властивостям, низькій щільності, високій антикорозійній стійкості в агресивних середовищах титан і титанові сплави володіють перевагами порівняно зі спеціальними сталями і легкими сплавами. Титан поширено використовують у ракето-, літако- та кораблебудуванні, хімічній і металургійній промисловості тощо. Титан застосовують як в цивільному літакобудуванні, так і у військовому літакобудуванні, переважно для виготовлення деталей двигунів, а також коліс літаків, термін експлуатації яких у декілька разів довше, ніж звичайних матеріалів.

У ракетобудуванні основна кількість титану (більше 80 % його споживання) витрачається на виготовлення балонів, що перебувають під тиском, для корпусів двигунів ракет, що працюють на твердому паливі, ємностей для рідкого водню. Титан є також основним конструкційним матеріалом для космічних кораблів. Вартість вузлів ракет, виготовлених з титану, поки що перевищує вартість сталевих на 20–25 %, проте зменшення маси деталей становить понад 40 % [1].

Основною промисловою технологією виробництва титану в світі є процес Кролля – магністермічне відновлення тетрахлориду титану з наступною вакуумною дистиляцією. Отриманий метал у вигляді губчастого титану переплавляють на компактні злитки титану або його сплавів в електронно-променевих печах. Початковою сировиною є ільменітові концентрати, які піддають збагачувальній відновній плавці для відокремлення заліза з отриманням сплаву на його основі (чавуну) і титанового шлаку. Якість титанового шлаку визначається вмістом діоксиду титану і складом домішок.

Шлак, що використовують у виробництві титанової губки, повинен містити більше 80 % діоксиду титану  $TiO_2$ .

Вдосконалення технології виробництва титанового шлаку, підвищення вилучення титану із ільменітових концентратів у кінцеву продукцію та підвищення продуктивності технологічного обладнання сприяють зниженню його вартості, отже, розширенню сфер споживання металевого титану.

# 1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

## 1.1 Властивості та застосування титану

Титан є одним з основних конструкційних матеріалів завдяки рідкісному поєднанню фізико-механічних і антикорозійних властивостей: низька щільність, висока міцність, твердість та ін.

У періодичній системі елементів Д. І. Менделєєва титан розташовано під номером 22 в IV групі 4-го періоду. Атомна маса природного титану складає 47,926. У найважливіших і найбільш стійких сполуках він чотирьохвалентний. За зовнішнім виглядом він нагадує сталь. Чистий метал ковкий і добре піддається механічній обробці тиском.

Титан є дуже тугоплавким металом, його температура плавлення титану становить  $1668 \pm 3$  °С, температура кипіння – 3300 °С. За тугоплавкістю титан поступається лише таким металам, як вольфрам, тантал, ніобій, реній, молібден, платиноїди, цирконій [2,3].

Титан – легкий метал, його щільність якого при температурі 0 °С складає близько  $4,517 \text{ г/см}^3$ , а при температурі 100 °С –  $4,506 \text{ г/см}^3$ [2,3].

Титан є хімічно дуже активним. Титан з одновалентними галогенами (фтором, бромом, хлором, йодом) може утворювати ди-, три- і тетрасполуки, з сіркою та елементами її групи (селеном, телуrom) – моно- і дисульфідів, з киснем – оксиди, діоксиди і триоксиди. Титан утворює також сполуки з воднем (гідриди), азотом (нітриди), вуглецем (карбіди), фосфором (фосфіди), арсеном (арсиди), а також сполуки з багатьма металами – інтерметаліди. Численні комплексні сполуки утворює титан з органічними речовинами [4].

Проте титан володіє також високою корозійною стійкістю. Він практично є стійким в атмосфері повітря, у холодній і киплячій воді, дуже стійок у морській воді, у розчинах багатьох солей, неорганічних і органічних кислот.

Титан, завдяки високому опору корозії у деяких випадках, незамінний у хімічній промисловості та суднобудуванні. Тому його застосовують при



виготовленні компресорів і насосів для перекачування таких агресивних середовищ, як сульфатна і хлоридна кислоти і їх солі, трубопроводів, запірної арматури, автоклав, різного роду ємностей, фільтрів та ін. З титану роблять теплообмінники, що працюють в корозійно-активних середовищах (наприклад в азотній кислоті). У суднобудуванні титан використовується для виготовлення гребних гвинтів, обшивання морських суден, підводних човнів, торпед тощо.

В останні десятиліття його широко застосовують у військовому і цивільному літакобудуванні, ракетній і космічній техніці, суднобудуванні, енергетичному і хімічному машинобудуванні, медицині та виготовлення спортивного інвентарю (рис.1.1).

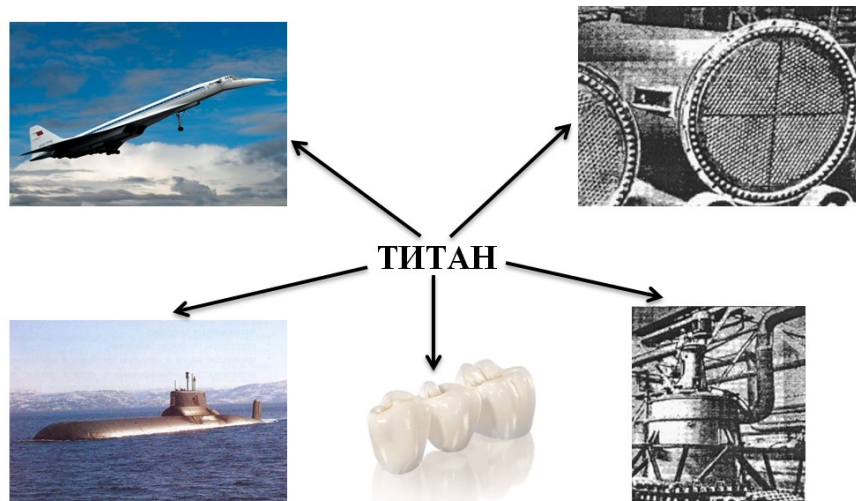


Рисунок 1.1 – Основні галузі застосування титану

## 1.2 Магнієстермічний процес виробництва титану з ільменітових концентратів

Титан входить до складу багатьох мінералів. Відомо близько 80 мінералів, в яких він є однією з головних складових частин. Також титан входить до складу багатьох мінералів, що утворюють породи. Найважливіші мінерали титану в основному входять до складу п'яти характерних груп (рутилу, ільменіту, перовскиту, лопариту, сфену). Групи рутилу й ільменіту мають найбільше практичне значення.

Рутил є оксидом титану  $TiO_2$ , що зазвичай містить оксиди двох- і тривалентного заліза (до 10 %), іноді й ільменіту. Як домішки зустрічаються ванадій, ніобій і тантал. Колір рутилу змінюється від темно-сірого до коричневого з алмазно-металевим блиском, щільність коливається в залежності від складу і вмісту ізоморфних домішок від  $4,2 \text{ г/см}^3$  до  $5,2 \text{ г/см}^3$  [2-4].

Чистий рутил – одна з поліморфних модифікацій оксиду титану, інші дві модифікації (анатаз, брукіт) зустрічаються рідше, при нагріванні до температур вище  $650-700 \text{ }^\circ\text{C}$  необоротно переходять у рутил. У родовищах зазвичай знаходиться разом з ільменітом, цирконом, гематитом і магнетитом.

У чистому вигляді ільменіт зустрічається рідко, зазвичай містить домішки: оксиди заліза, магнію, марганцю, ванадію, хрому, алюмінію та ін. Велика частина домішок знаходиться в ізоморфно зв'язаному стані з ільменітом. Ільменіт – мінерал, що складається з оксиду заліза і діоксиду титану, його хімічна формула  $FeTiO_3$ . Ільменіт є складним твердим розчином на основі гратки метатитанату заліза  $FeO \cdot TiO_2$ , стехіометричний склад 52,63 %  $TiO_2$  і 47,37 %  $FeO$ .

Твердість ільменіту 5–6, ніж не залишає на ньому подряпин, питома вага  $4,7 \text{ г/см}^3$ . При жаркому і вологому кліматі ільменіт окислюється, внаслідок чого монооксид заліза  $FeO$ , що міститься в ньому, перетворюється на  $Fe_2O_3$  і поступово водою виноситься з мінералу. При цьому забарвлення, магнітність і питома вага ільменіту змінюються

Промислові способи отримання титану і його хімічних сполук базуються на використанні як вихідної сировини титанових концентратів, що містять не менше 92–94 %  $TiO_2$  в рутилових концентратах, 52–65 %  $TiO_2$  в ільменітових концентратах з розсипів і 42–47 %  $TiO_2$  в ільменітових концентратах з корінних родовищ.

Внаслідок обмеженості розвіданих запасів рутилових руд цей вид сировини не може бути основним для титанової промисловості. Тому все більшого значення набувають ільменітові руди, запаси яких досить великі.

Виробництво титану з ільменітових концентратів (табл. 1.1)набуло також найбільшого значення, оскільки при плавлі утворюються багатотитанові шлаки.

Таблиця 1.1 – Хімічний склад ільменітового концентрату [2]

Компонент	Масова частка компонента в концентраті, %	
	ТУ У 14-10-005	ТУ У 14-10-009
Ільменіт	–	не менше 94,5
TiO <sub>2</sub>	не менше 63,0	52,0–65
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	до 3,0	до 2,9
SiO <sub>2</sub>	до 2,0	до 2,2
FeO	–	25,0–44,0
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	–	0,15–0,30
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	–	до 0,10
CaO	–	0,07–0,20
MgO	–	0,3–0,6
MnO	–	0,3–0,55
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	–	до 0,25
Волога	до 0,5	до 1,5

Основною промисловою технологією виробництва титану в світі є процес Кролля – магнієтермічне відновлення тетрахлориду титану з наступною вакуумною дистиляцією. Отриманий метал у вигляді губчастого титану переплавляють на компактні злитки титану або його сплавів в електронно-променевих печах (рис.1.2).

Магнієтермічний процес виробництва титану відрізняється багатостадійністю і технологічною складністю. Цей технологічний процес передбачає використання магнію як відновника, який не утворює з титаном хімічних сполук і практично не розчиняється в ньому [2-5]. Процес відновлення проводиться в замкнутому просторі – герметичному реакторі.

Досягти зниження вартості титану можливо за умов скорочення технологічних ділянок і їх максимального спрощення, також у разі комплексної переробки поліметалевої сировини. Перенесення частини загальних технологічних витрат на супутню продукцію титанового виробництва (чавун, феротитан, ванадій та ін.) також дозволить зменшити вартість титану.

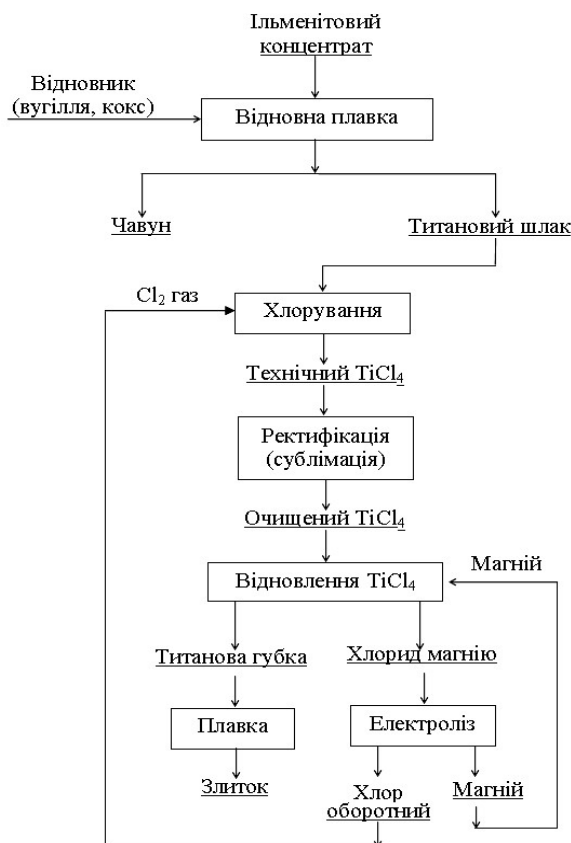


Рисунок 1.2 – Технологічна схема виробництва титану з ільменітового концентрату

### 1.3 Титановий шлак та його характеристика

Титановий шлак є вихідною титанвмісною сировиною для отримання тетрахлориду титану  $TiCl_4$ . Шлак отримують після переробки ільменітового концентрату в процесі руднотермічної плавки.

До складу титанового шлаку входять такі мінерали, як:  $TiO_2$ ,  $FeO$ ,  $SiO_2$ ,  $Al_2O_3$ ,  $MgO$ , а також  $MnO$ ,  $CaO$ ,  $Cr_2O_3$  та ін.

Якість титанового шлаку визначається містом діоксиду титану та складом домішок. Шлак, який використовують у виробництві тетрахлориду титану повинен мати у своєму складі понад 80 %  $TiO_2$ . Він повинен мати мінімальну кількість оксиду алюмінію (не більше 1,5 %) та монооксиду заліза (не більше 3 %). Шлак не повинен містити велику кількість оксидів мангану, хрому,

магнію, діоксиду силіцію та ін. Чисті від домішок шлаки дозволяють підвищити продуктивність обладнання та вилучення титану на ділянці його хлорування та очищення, а також отримати високоякісний губчатий титан за більш глибокого очищення тетраклориду титану.

Титановий шлак, що використовують у виробництві пігментного діоксиду титану сірчаноокислотним способом, повинен містити до 0,3 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , проте вміст  $\text{FeO}$  в ньому може становити 9–12 %.

Хімічний склад титанового шлаку має відповідати вимогам ТІ 02.005-2010 [2] та ТУУ 27.4-00194731-035, які приведено у табл.1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика титанового шлаку [2,3]

Компонент	Масова частка компонента, %	
	титановий шлак (ТУ У 27-00194731-035)	титановий шлак малосірчастий (ТІ 02.005-2010)
$\text{TiO}_2$	не менше 81,0	не менше 84,0
$\text{FeO}$	до 8,0	до 4,0
Металеві включення	до 2,0	до 2,0
Волога	до 4,0	до 4,0
S	–	до 0,07
$\text{P}_2\text{O}_5$	–	до 0,05
Примітки: 1. Вміст оксидів $\text{SiO}_2$ , $\text{CaO}$ , $\text{Al}_2\text{O}_3$ , $\text{MgO}$ , $\text{MnO}$ , $\text{V}_2\text{O}_5$ , $\text{Cr}_2\text{O}_3$ не регламентується. 2. Титановий шлак, що використовують у виробництві пігментного діоксиду титану сірчаноокислотним способом, має містити до 0,3 % $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , масова частка $\text{FeO}$ може становити 9–12 %.		

Величина кусків готового титанового шлаку повинна становити не більше 200 мм.

Хімічний склад титанових шлаків, які утворюються при переробці різних концентратів і їх сумішей, як правило, змінюється в незначній мірі і визначається головним чином повнотою перебігу реакцій відновлення оксидів заліза і ступенем відновлення діоксиду титану  $\text{TiO}_2$  до нижчих оксидів.

Основу титанових шлаків (80 % у перерахунку на  $\text{TiO}_2$ ) складають оксиди титану, які утворюють тверді розчини. Спеціальними дослідженнями по вивченню мінералогічного складу шлаків встановлено, що найбільш

характерними для них є два твердих розчину: тагіровіт - твердий розчин на основі  $Ti_2O_3$  і аносівіт - твердий розчин на основі  $Ti_2O_5$  ( $TiO \cdot 2TiO_2$ ). Оксиди інших металів входять ізоморфно в решітки цих розчинів, замішані двох- і тривалентний титан [4-7].

Мінералогічний склад титанового шлаку в значній мірі залежить від температури відновлення концентрату. У міру підвищення температури кількість аносівіта в шлаку зменшується, а тагіровіта – зростає при практично однаковій кількості решти фаз (склоподібної маси і металевого заліза, що зустрічається в шлаку у вигляді одиничних корольків розміром від кількох мікрометрів до десятих часток міліметра).

Присутні в титановому шлаку нижчі оксиди титану, особливо  $Ti_2O_3$ , є хорошим розчинниками ільменіту і  $FeO$ . Частка діоксиду титану в молотому шлаку знижується порівняно зі шлаком на випуск з печі більш ніж на 2–5 %. Ця особливість титанового шлаку описана вище.

Характерною особливістю титанового шлаку, обумовленої його мінералогічним складом, є здатність мимовільно розсипатися. Вона пов'язана з окисленням нижчих оксидів титану киснем повітря, які перетворюються в діоксид титану, тобто здатність до мимовільного розсипання шлаку пов'язана з його рутилізацією. Це окислення шлаку відбувається, мабуть, із зменшенням його об'ємної маси, внаслідок чого відбувається декріптація: розтріскування злитка від зовнішньої поверхні до серцевини.

Найважливішими властивостями титанових шлаків, які визначають процес відновної плавки, а також можливість повного розділення чавуну і шлаку та випуску їх з печі, є плавкість, в'язкість і електрична провідність.

Плавкість титанового шлаку визначається головними чином концентрацією оксидів титану і співвідношенням  $Ti_2O_3$  і  $TiO_2$ . Присутні в невеликих кількостях оксиди інших металів знижують температуру плавлення і в'язкість шлаку. На практиці, залежно від складу виплавленого титанового шлаку, температура плавлення його коливається в межах 1550–1750 °С. Під час відновної плавки, тобто по мірі зменшення концентрації  $FeO$  і підвищення

$Ti_2O_3$  в шлаку, плавкість і в'язкість його збільшуються. За своєю природою титанові шлаки відносяться до числа характерних «коротких» шлаків [4].

Під час плавки ільменітового концентрату до сплаву на основі заліза (чавуну) надходить: 96,5 % Fe; 11,8 % Si; 45,8 % V; 0,85 % Ti [5]. Такий вихід із вказаних компонентів у сплав на основі заліза (далі – чавун) зумовлюється вихідним складом концентрату, а також масовим співвідношенням чавуну та шлаку [4,6]. Хімічний склад домішок у чавуні наведено у таблиці 1.3.

Сплав на основі заліза за ТУ У 27.1-00194731-001:2011 [2], що утворюється під час виплавки титанового шлаку методом карботермічного збагачення ільменітового концентрату, є супутньою продукцією (табл. 1.2).

Таблиця 1.3 – Хімічний склад сплаву на основі заліза [3]

Показник	Масова частка компонента, %							
	Fe	Ni	Si	Mn	Cr	C	S	P
Середнє значення	96,8	0,07	0,58	0,10	0,53	1,00	0,25	0,70
Максимальне значення	95,0	0,03	0,24	0,04	0,16	0,35	0,12	0,40
Мінімальне значення	97,8	0,16	2,08	0,28	1,10	2,10	0,35	1,40
Стандартне відхилення	0,74	0,04	0,41	0,08	0,34	0,49	0,06	0,37

#### 1.4 Способи виробництва титанових шлаків

Основною промисловою технологією виробництва титану в світі є магнієтермічний процес (процес Кролля), за яким виробляють титанову губку в Україні. Початковою сировиною є ільменітові концентрати, які піддають збагачувальній відновній плавці для відокремлення заліза з отриманням сплаву на його основі (чавуну) і титанового шлаку.

Відомо два способи плавки титанових концентратів на багатий титановий шлак – періодичний і безперервний.

Періодичний спосіб характеризується тим, що шихту задають в піч з розрахунку на повне заповнення пічного простору шлаком. Після відновлення

закису заліза до заданого вмісту його в шлаку продукти випускають з печі. Після цього цикл повторюється.

Безперервний спосіб виплавки шлаків здійснюється при безперервному або такому, щочасто повторюється через певні проміжки часу, підвантаженні свіжої шихти. Шлак і сплав на основі заліза ( $\text{СНОЗ}$ , чавун) випускають з печі періодично, у міру накопичення.

Періодичний процес характеризується: а) можливістю здійснити доведення шлаку до низького вмісту  $\text{FeO}$  (3,5–5 %); б) можливістю швидкого розплавлення шихти з одержанням 10–20 %  $\text{FeO}$  в шлаку з подальшим відновленням закису заліза з розплавленого шлаку до 3,5–5 %; в) можливістю отримання шлаків з високим вмістом титану (до 90–92 % в перерахунку на  $\text{TiO}_2$ ). Добутий в період розплавлення шлак має низьку температуру плавлення і перехід до високотемпературного періоду плавки відбувається лише при доведенні шлаку, що забезпечує зниження втрат тепла і підвищує продуктивність печі.

Для безперервного способу характерні: а) внаслідок відсутності періоду доведення шлаку температура в печі повинна бути постійною і досить високою; в цих умовах легкоплавкість шлаку забезпечується або збереженням в ньому високого вмісту  $\text{FeO}$  (10–12 %), або введенням в шихту флюсу (наприклад вапняку); б) в шихту відразу дається така кількість відновника, яка забезпечує отримання шлаку заданого складу. Це виключає можливість швидкого розплавлення шихти і відновлення в значній мірі протікає в твердій фазі.

Безперервний і періодичний способи мають декілька різновидів: плавка з добавкою флюсу і плавлення без флюсу, плавка брикетованої, небрикетованої і змішаної шихти, плавлення агломерованої шихти і двостадійне плавлення.

Під час плавлення порошкової шихти міжплавкові простої печі різко знижуються; знижуються також внутріплавкові простої і відповідно зростає час роботи печі під струмом. Це пов'язано з тим, що при плавці порошкової шихти електроди після початку процесу досить швидко виходять в верхнє положення і прогрів шихти йде в основному зверху вниз. В результаті значно зменшується



утворення охолодей на колошнику і, як наслідок, практично відпадає необхідність в проведенні трудомісткою операції по очищенню його від охолодей під час чергового плавлення.

Під час плавлення брикетованої шихти електроди після початку процесу в силу досить високого електроопору шихти протягом значного періоду процесу знаходяться в нижньому положенні. Прогрівання матеріалу йде від низу до верху, що призводить до утворення в колошниковій зоні охолодей, які періодично обрушуються в зону високих температур (1500-1600 °С). Це призводить до закипання розплаву, що піднімається в колошникову зону, де знаходиться непропалена шихта. Видалення цих охолодей перед наступною плавкою вимагає великих витрат часу і важкої ручної праці.

При організації кращого уловлювання пилу і повернення її в процес (чому сприяє перехід на виплавку шлаків в закритій печі з системою пиловловлювання) ефективність плавки порошкової шихти збільшується.

### **1.5 Теоретичні основи відновної плавки титанових концентратів**

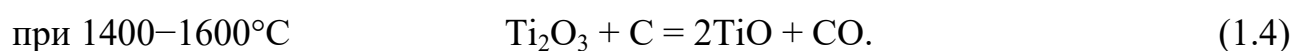
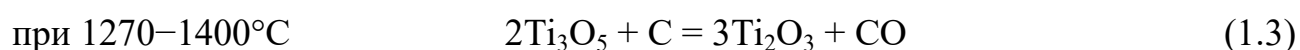
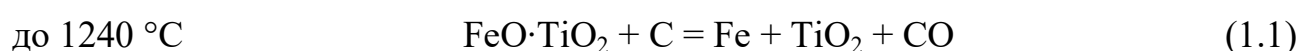
Титановий шлак виробляють електроплавкою ільменітового концентрату спільно з вуглецевим відновлювачем (шихти) у ванні руднотермічної печі. Під час плавки відбуваються складні фізико-хімічні процеси відновлення оксидів, розплавлення і поділ продуктів реакції, що утворюються, – титанового шлаку і супутньої продукції карботермічного збагачення (що складається зі сплаву на основі заліза і брухту чорних металів).

Електроплавку ільменітового концентрату можна розглядати як операцію карботермічного збагачення концентрату титаном завдяки відділенню від нього заліза: вихідний концентрат містить 40–60 % діоксиду титану ( $\text{TiO}_2$ ), а титановий шлак – 80–90 % діоксиду титану. В ході плавки велика частина оксидів заліза відновлюється вуглецем до металу, а оксиди титану і оксиди супутніх елементів формують шлак. Оксиди  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MnO}$  відновлюються в умовах руднотермічної плавки неістотно і майже повністю

переходять в шлак. Оксиди  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , сполуки сірки, фосфору, ванадію відновлюються частково і розподіляються між шлаком, супутним металом і газами, що відходять.

Процеси відновлення оксидів заліза і титану під час електроплавки протікають одночасно: оксидів заліза – до металу, діоксиду титану – до оксидів титану нижчоївалентності [5-7].

Хімізм взаємодій описується рівняннями:



На практиці при достатній повноті перебігу реакцій продуктами відновлення є головним чином  $\text{Ti}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$  і  $\text{Fe}$ .

Головним завданням під час відновної плавки ільменітового концентрату, визначальними основними техніко-економічними показниками, є найбільш раціональне здійснення реакцій відновлення оксидів заліза. Взаємодія оксидів заліза з вуглецем починається за температури близько  $900\text{ }^\circ\text{C}$ . У міру підвищення температури швидкість взаємодії зростає, забезпечуючи відновлення оксидів заліза до металу більше, ніж на 80 % за температури  $1300\text{ }^\circ\text{C}$ .

Процес карботермічного відновлення ільменітових концентратів вимагає ретельного визначення оптимального вмісту відновника в шихті. Оптимальний вміст відновника (вуглецю) в шихті підбирається розрахунком так, щоб при мінімальній витраті електроенергії забезпечити отримання рідких шлаків з необхідним вмістом  $\text{FeO}$ . Надлишок вуглецю в шихті спричинює великі ускладнення через передчасне утворення нижчих оксидів титану, відповідно, різким збільшенням тугоплавкості шлаку і утрудненнями випускання шлаку з печі. У цьому випадку також висока ймовірність «скипання» розплаву з перетворенням процесу в неконтрольований. Нестача вуглецю призводить до малого ступеню відновлення оксидів заліза і збільшенню тривалості плавки.

Для економічного ведення плавки на практиці вуглець в шихту задається з певною нестачею, близько 70–80 % від загальної кількості, потрібного для відновлення оксидів заліза до необхідного вмісту. Інша частина вуглецю задається в ванну РТП після розплавлення шихти для коригування складу шлаку за вмістом FeO.

У початковий період плавки, після прогрівання шихти до 900 °С, відновлення оксидів заліза здійснюється в твердій фазі вуглецем, що містяться в шихті. У середині плавки і далі, коли у ванні печі накопичилася достатня кількість розплаву, і завершився процес початкового шлакоутворення, проводиться операція довідновлення шлаку, так зване «доведення», тобто відновлення оксидів заліза в рідкій фазі розплаву. «Доведення» шлаку проводиться подачею відновника на поверхню розплавленого шлаку. У цей період відновлення протікає за рахунок реакцій на поверхні розділу фаз. Оксиди заліза відновлюються як твердим вуглецем, так і газоподібними продуктами реакцій – воднем ( $H_2$ ) і оксидом вуглецю (CO), що утворюються в результаті розкладання летючих компонентів антрациту і регенерації  $CO_2$ .

Кількість відновника в шихті розраховується за вмістом оксидів заліза в концентраті, за умови відновлення FeO до Fe, а  $TiO_2$  до  $Ti_2O_3$ , і коригується залежно від коливань складу вихідних матеріалів, первинних шлаків і шлаків на випуску, а також від кількості шлаку, що залишився в печі від попередньої плавки, стану ванни руднотермічних печі (РТП) та інших факторів.

Руднотермічна плавка характеризується наступними особливостями:

а) температура плавлення титанового шлаку (1600–1800 °С) значно перевищує температуру плавлення концентрату, тому для забезпечення процесу відновлення та утримання високотемпературного розплаву в рідкому стані потрібна значна теплова енергія;

б) у міру накопичення в розплаві нижчих оксидів титану підвищуються температура плавлення, в'язкість і електропровідність розплаву; піч поступово переходить на роботу в дуговому режимі;

в) розплавлені титанові шлаки характеризуються високою хімічною агресивністю, зумовленою підвищеною концентрацією оксидів титану. Для захисту футеровки печі від руйнування на стінках ванни нарощують гарнісаж з перевідновленого (особливо тугоплавкого) шлаку і далі підтримують оптимальний його шар;

г) при обвалах шихти з верхніх ділянок колошника печі відбувається кипіння шлаку. Шихта, потрапивши в високотемпературний розплав шлаку, швидко прогрівається і відновлюється; при цьому у великому обсязі виділяються реакційні гази, що спричиняють кипіння шлаку. Під час кипіння шлак збільшується в об'ємі і піднімається до колошника печі, а іноді і заливає його. Кипіння шлаку спостерігається також у період довідновлення шлаку при подаванні антрациту у ванну печі.

## 2 РОЗРАХУНОК МАТЕРІАЛЬНОГО БАЛАНСУ ВИРОБНИЦТВА ТИТАНОВОГО ШЛАКУ

### 2.1 Розрахунок раціонального складу шихти для плавки

Відновлюваній електроплавці піддається шихта, що складається з концентрату і твердого відновника (антрациту).

Розрахунок матеріального балансу плавки ільменітового концентрату виконано за методикою, в основу якої покладено принцип поділу складових концентрату по продуктах плавки [5]. Якщо такі дані відомо, тобто дані знято по матеріальних балансах плавки, тоді вони дають незначні похибки по складу шлаку та чавуну. У розрахунку, який проводиться, прийнято, що вміст FeO у складі шлаку становить 5 %.

Склад концентрату (Малишевського), що надходить на плавку, приведено у таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Хімічний склад концентрату

Компоненти	TiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	MnO	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO
Вміст, %	64,2	25,8	3,26	1,5	2,6	0,41	0,76	0,12	1,2	0,15

Склад антрациту приведено в таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 – Склад антрациту

Компоненти	C	H <sub>2</sub> O	Леткі (CH <sub>4</sub> )	Зола
Вміст, %	88,0	1,5	2,5	8,0

Зола антрациту містить, %: 35,0 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 45,0 SiO<sub>2</sub>; 20,0 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

Розрахунок матеріального балансу проводимо на 1000 кг концентрату. Діоксид титану відновлюється до Ti<sub>3</sub>O<sub>5</sub>, оксиди алюмінію, магнію, кальцію цілком переходять у шлак, інші елементи відновлюються, %: до 7,5 SiO<sub>2</sub>; до 21 Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; до 30 V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; до 6 MnO; до 46 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> та усі переходять у чавун, інші – у шлак. У пил газів, що відходять, переходить 2,6 %, механічні втрати – 2,5 %, інші переходять у шлак [8].

На підставі досліджень перехід титану в чавун складає 0,01–0,06 %; втрати з пилом газів, що відходять, – від 2,3 % до 5,45 %; механічні втрати й нев'язання балансу становить 2,15–3,7%. При розрахунку матеріального балансу відповідно приймаємо, %: 0,05; 2,6; 2,5 [8].

Склад пилу газів, що відходять, і механічні втрати відповідають складу концентрату.

Таким чином, кількість пилу дорівнює

$$(1000 \cdot 2,6) / 100 = 26 \text{ кг};$$

механічні втрати становлять  $(1000 \cdot 2,5) / 100 = 25 \text{ кг}$ .

Склад компонентів пилу газів, що відходять, і механічних втрат пропорційний їхній кількості в концентраті:

$$(26 \cdot 64,2) / 100 = 16,692 \text{ кг TiO}_2 \text{ та ін.}$$

Результати розрахунку приведені в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Кількість і склад пилу газів, що відходять, та механічні втрати

Сполука	Пил газів, кг	Механічні втрати, кг	Сума, кг	На плавку, кг
TiO <sub>2</sub>	16,692	15,900	32,436	603,564
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6,708	6,550	13,362	248,638
FeO	0,848	0,865	1,765	32,835
SiO <sub>2</sub>	0,390	0,375	0,765	14,235
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,676	0,650	1,326	24,674
MgO	0,107	0,102	0,209	3,891
MnO	0,197	0,190	0,387	7,213
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,031	0,030	0,061	1,139
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,312	0,300	0,612	11,388
CaO	0,039	0,038	0,077	1,423
Разом	26,000	25,000	51,000	949,000

У процесі плавки беруть участь компоненти концентрату:

$$\text{TiO}_2 \quad 642,00 - 32,436 = 603,564 \text{ кг};$$

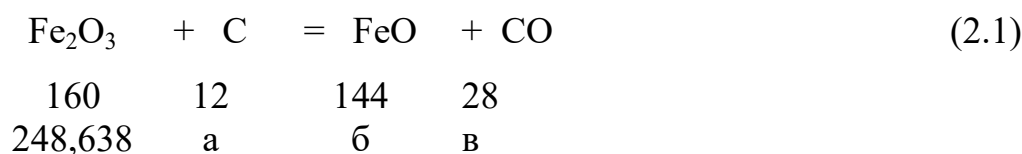
$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \quad 258,00 - 13,362 = 248,638 \text{ кг};$$

$$\text{FeO} \quad 326,00 - 1,765 = 32,835 \text{ кг};$$

$$\text{SiO}_2 \quad 15,00 - 0,765 = 14,235 \text{ кг};$$

Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	26,00	- 1,326	= 24,674 кг;
MgO	4,10	- 0,209	= 3,891 кг;
MnO	7,60	- 0,387	= 7,213 кг;
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,20	- 0,061	= 1,139 кг;
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12,00	- 0,612	= 11,388 кг;
CaO	1,30	- 0,077	= 1,423 кг;
Разом	1000,00	- 51,000	= 949,00 кг.

При руднотермічній плавці Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> відновлюється до FeO:



Звідки a = 18,648 кг, б = 223,774 кг, в = 43,512 кг.

При плавці шлаку протікають реакції:



Кількість компонентів, що вступають у хімічні реакції (2.2) – (2.5), (2.7):

$$\text{TiO}_2 \quad (603,564 \cdot 0,05) / 100 = 0,302 \text{ кг};$$

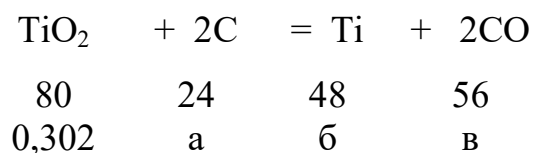
$$\text{MnO} \quad (7,213 \cdot 6) / 100 = 0,433 \text{ кг};$$

$$\text{SiO}_2 \quad (14,235 \cdot 7,5) / 100 = 1,068 \text{ кг};$$

$$\text{V}_2\text{O}_5 \quad (1,139 \cdot 30) / 100 = 0,342 \text{ кг};$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 \quad (11,388 \cdot 21) / 100 = 2,391 \text{ кг}.$$

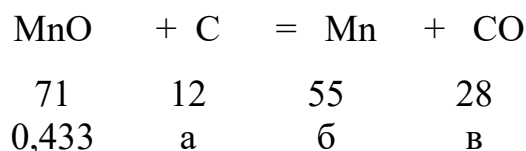
Визначаємо витрату вуглецю й кількість одержуваних продуктів по реакції (2.2):



Звідки  $a = 0,091$  кг С,  $б = 0,181$  кг Ті,  $в = 0,211$  кг СО.

Вступить у реакцію (2.2)  $603,564 - 0,302 = 603,262$  кг.

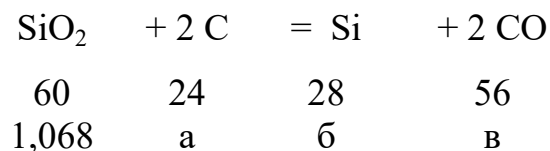
Для реакції (2.3):



Звідки  $a = 0,073$  кг С;  $б = 0,335$  кг Мп;  $в = 0,171$  кг СО.

У шлак перейде  $7,213 - 0,433 = 6,780$  кг МпО.

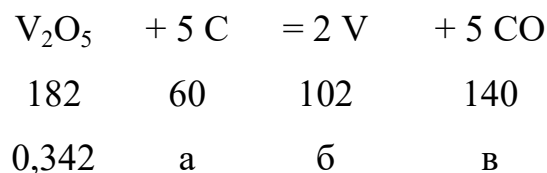
Для реакції (2.4):



Звідки  $a = 0,427$  кг С;  $б = 0,498$  кг Si;  $в = 1,157$  кг СО.

У шлак перейде  $14,235 - 1,068 = 13,167$  кг SiO<sub>2</sub>.

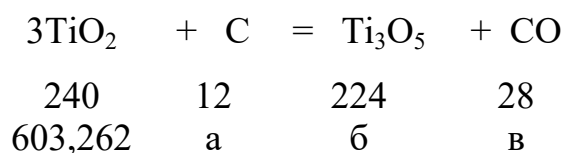
Для реакції (2.5):



Звідки  $a = 0,113$  кг С;  $б = 0,192$  кг V;  $в = 0,263$  кг СО.

У шлак перейде  $1,139 - 0,342 = 0,797$  кг V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

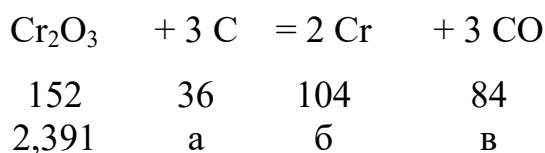
Для реакції (2.6):



Звідки  $a = 30,163$  кг С;  $б = 563,045$  кг Ti<sub>3</sub>O<sub>5</sub>;  $в = 70,381$  кг СО. Отже, у шлак перейде 563,045 Ti<sub>3</sub>O<sub>5</sub>.

Для реакції (2.7):





Звідки  $a = 0,566$  кг С;  $б = 1,636$  кг Cr;  $в = 1,321$  кг CO.

У шлак перейде  $11,388 - 2,391 = 8,997$  кг  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ .

У шлаку залишається  $24,674$  кг  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $3,891$  кг MgO,  $1,423$  кг CaO.

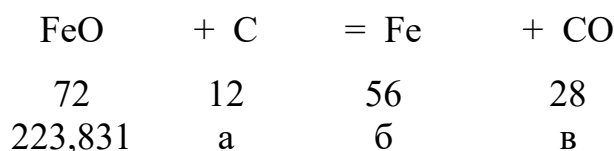
Таким чином, склад шлаку, кг:  $563,045$   $\text{Ti}_3\text{O}_5$ ;  $13,167$   $\text{SiO}_2$ ;  $24,674$   $\text{Al}_2\text{O}_3$ ;  $3,891$  MgO;  $8,997$   $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ;  $6,780$  MnO;  $0,797$   $\text{V}_2\text{O}_5$ ;  $1,423$  CaO. Разом  $622,774$  кг.

Якщо плавку проводити до одержання в шлаку  $5\%$  FeO, то його кількість складе:

$$622,774 \cdot 5 / 95 = 32,778 \text{ кг FeO.}$$

Кількість FeO, що вступає в реакцію (2.8):

$$223,774 + 32,835 - 32,778 = 223,831 \text{ кг.}$$



Звідки  $a = 37,305$  кг С;  $б = 174,091$  кг Fe;  $в = 87,045$  кг CO.

Кількість компонентів чавуна, кг:  $0,181$  Ti;  $0,335$  Mn;  $0,498$  Si;  $0,192$  V;  $1,636$  Cr;  $174,091$  Fe. Разом  $176,933$  кг.

Вміст вуглецю в чавуні складає  $2\%$ :

$$(176,933 - 0,02) / 0,98 = 3,611 \text{ кг.}$$

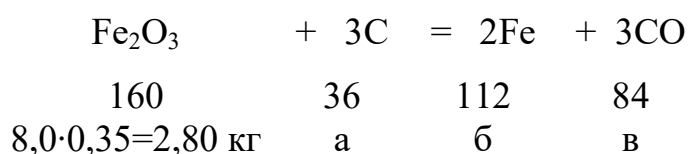
Загальна витрата вуглецю складе:

$$18,648 + 0,091 + 0,073 + 0,427 + 0,113 + 30,163 + 0,566 + 37,305 + 3,611 = 90,997 \text{ кг.}$$

Визначаємо кількість активного вуглецю в  $100$  кг антрациту.

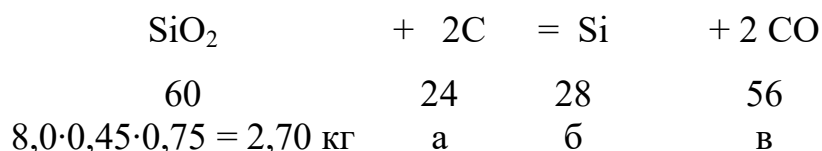
Оксид  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  золи антрациту цілком відновлюється до металу,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  цілком переходить у шлак,  $\text{SiO}_2$  на  $75\%$  відновлюється до Si переходить у чавун.

Для реакції (2.9):



Звідки  $a = 0,630$  кг С;  $б = 1,960$  кг Fe;  $в = 1,470$  кг CO.

Для реакції (2.4):



Звідки  $\text{а} = 1,080 \text{ кг С}$ ;  $\text{б} = 1,260 \text{ кг Si}$ ;  $\text{в} = 2,520 \text{ кг CO}$ .

Загальна витрата вуглецю на відновлення складових золи:

$$0,630 + 1,080 = 1,710 \text{ кг.}$$

У 100 кг антрациту залишається активного вуглецю:

$$88,00 - 1,71 = 86,29 \text{ кг.}$$

Таким чином, для відновлення концентрату необхідно антрациту:

$$90,997 / 0,8629 = 105,455 \text{ кг.}$$

З врахуванням пиловиносу антрациту 1,43 % витрата його складе:

$$105,455 / 0,9857 = 106,985 \text{ кг.}$$

Пиловинос антрациту складе  $106,985 - 105,455 = 1,530 \text{ кг}$ , в тому числі:

$$1,530 \cdot 0,880 = 1,346 \text{ кг С};$$

$$1,530 \cdot 0,025 = 0,038 \text{ кг летких};$$

$$1,530 \cdot 0,015 = 0,023 \text{ кг вологи};$$

$$1,530 \cdot 0,080 = 0,123 \text{ кг золи.}$$

В антрациті міститься:

$$106,985 \cdot 0,880 = 94,147 \text{ кг С};$$

$$106,985 \cdot 0,025 = 2,674 \text{ кг летких};$$

$$106,985 \cdot 0,015 = 1,605 \text{ кг вологи};$$

$$106,985 \cdot 0,080 = 8,559 \text{ кг золи.}$$

Пішло на реакції:

$$94,147 - 1,346 = 92,801 \text{ кг С};$$

$$2,674 - 0,038 = 2,636 \text{ кг летких};$$

$$1,605 - 0,023 = 1,582 \text{ кг вологи};$$

$$8,559 - 0,123 = 8,436 \text{ кг золи.}$$

У 8,436 кг золи міститься:

$$8,436 \cdot 0,35 = 2,953 \text{ кг Fe}_2\text{O}_3;$$

$$8,436 \cdot 0,45 = 3,796 \text{ кг SiO}_2;$$

$$8,436 \cdot 0,20 = 1,687 \text{ кг Al}_2\text{O}_3.$$

Кількість SiO<sub>2</sub> золи антрациту по реакції (2.4):  $3,796 \cdot 0,75 = 2,847 \text{ кг}$ .

Перейшло у шлак  $3,796 - 2,847 = 0,949 \text{ кг}$ .

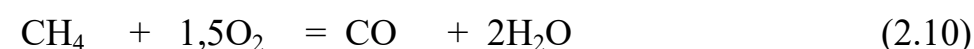
Утвориться  $(2,847 \cdot 28) / 60 = 1,329 \text{ кг Si}$ ;

$$(2,847 \cdot 56) / 60 = 2,657 \text{ кг CO}.$$

По реакції (2.9) утвориться:  $(2,953 \cdot 112) / 160 = 2,067 \text{ кг Fe}$ ;

$$(2,953 \cdot 84) / 160 = 1,550 \text{ кг CO}.$$

Леткі антрациту взаємодіють із киснем повітря по реакції:



$$\begin{array}{cccc} 16 & 48 & 28 & 36 \\ 2,636 & \text{а} & \text{б} & \text{в} \end{array}$$

Звідки  $\text{а} = 7,908 \text{ кг O}_2$ ;  $\text{б} = 4,613 \text{ кг CO}$ ;  $\text{в} = 5,931 \text{ кг H}_2\text{O}$ .

Кількість і склад товарного СНОЗ (чавуна) приведено у таблиці 2.4.

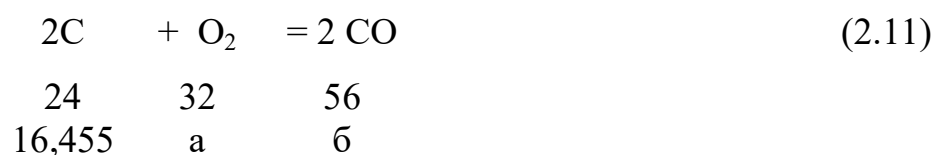
Витрату електродів приймаємо рівним 25 кг на 1 т шлаку. Отже, витрата електродів на процес складе:  $658,188 \cdot 0,025 = 16,455 \text{ кг}$ .

Таблиця 2.4 – Кількість і склад товарного СНОЗ (чавуна)

Елемент	Кількість, кг	Масова частка, %
Ti	0,181	0,10
Mn	0,335	0,18
Si	$0,498 + 1,329 = 1,827$	0,99
V	0,192	0,11
Cr	1,636	0,89
Fe	$174,091 + 2,067 = 176,158$	95,73
C	3,680	2,00
Разом	184,009	100,00

Кількість і склад шлаку приведені в таблиці 2.5.

Вуглець електрода згоряє по реакції:



Звідки  $\text{а} = 21,939 \text{ кг O}_2$ ;  $\text{б} = 38,394 \text{ кг CO}$ .

Витрата кисню на реакції (2.10), (2.11):  $7,908 + 21,939 = 29,847 \text{ кг}$ .

Таблиця 2.5 – Кількість і хімічний склад шлаку

Сполука	Кількість, кг	Масова частка, %
Ti <sub>3</sub> O <sub>5</sub>	563,045	85,55
MnO	6,780	1,03
SiO <sub>2</sub>	13,167 + 0,949 = 14,116	2,14
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,797	0,12
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	24,674 + 1,687 = 26,361	4,00
MgO	3,891	0,59
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8,997	1,37
CaO	1,423	0,22
FeO	32,778	4,98
Разом	658,188	100,00

З киснем повітря надходить  $29,847 \cdot 77/23 = 99,923$  кг азоту, де 77 % та 23 % – склад повітря (азот і кисень).

Витрата повітря:  $29,847 + 99,923 = 129,770$  кг.

Склад газів:  $43,512 + 0,211 + 0,171 + 1,157 + 0,263 + 70,381 + 87,045 + 1,321 + 2,657 + 1,55 + 4,613 + 38,394 = 251,275$  кг CO;  $1,582 + 5,933 = 7,515$  кг H<sub>2</sub>O; N<sub>2</sub> = 99.923 кг. Усього 358,713 кг газів.

За результатами розрахунку складаємо матеріальний баланс плавки ільменітових концентратів у таблиці 2.6.

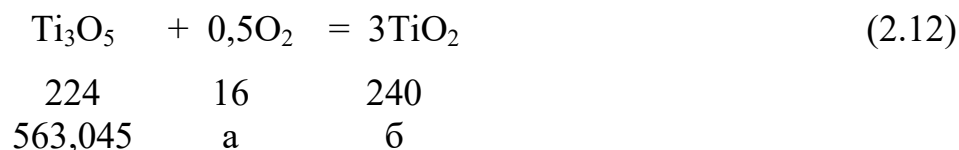
Таблиця 2.6 – Матеріальний баланс плавки ільменітового концентрату

Завантажено			Отримано		
Речовина	Кількість		Речовина	Кількість	
	на 1 т концентрата, кг	%		на 1 т концентрата, кг	%
Концентрат,	1000,00	100,00	Шлак, в т.ч.:	658,188	100,00
в т.ч.:			Ti <sub>3</sub> O <sub>5</sub>	563,045	85,54
TiO <sub>2</sub>	642,0	64,20	MnO	6,780	1,03
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	258,0	25,80	SiO <sub>2</sub>	14,116	2,15
FeO	32,6	3,26	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,797	0,12
SiO <sub>2</sub>	15,00	1,50	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	26,361	4,00
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	26	2,60	MgO	3,891	0,59
MgO	4,1	0,41	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8,997	1,37
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12	1,20	CaO	1,423	0,22
MnO	7,6	0,76	FeO	32,778	4,98
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,2	0,12	Сплав (чавун),	184,009	100,00
CaO	1,5	0,15	в т.ч.: Ti	0,181	0,10

Продовження таблиці 2.6

Завантажено			Отримано		
Речовина	Кількість		Речовина	Кількість	
	на 1 т концентрата, кг	%		на 1 т концентрата, кг	%
Антрацит,	106,985	100,00	Mn	0,335	0,18
в т.ч: С	94,147	88,00	Si	1,827	0,99
Леткі (CH <sub>4</sub> )	2,674	2,50	V	0,192	0,10
H <sub>2</sub> O	1,605	1,50	Cr	1,636	0,89
Зола	8,559	8,00	Fe	176,158	95,74
Електроди	16,455	100,00	С	3,680	2,00
Повітря,	129,770	100,00	Пил газів, в	27,530	100,00
в т.ч.:			т.ч.: TiO <sub>2</sub>	16,536	60,07
O <sub>2</sub>	29,847	23,00	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6,812	24,74
N <sub>2</sub>	99,923	77,00	FeO	0,900	3,27
Нев'язка	0,230	–	SiO <sub>2</sub>	0,390	1,42
			Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,676	2,46
			MgO	0,107	0,39
			Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,312	1,13
			MnO	0,197	0,71
			V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,031	0,11
			CaO	0,039	0,14
			С	1,346	4,89
			Леткі (CH <sub>4</sub> )	0,038	0,14
			H <sub>2</sub> O	0,023	0,08
			Зола	0,123	0,45
			Мех.втрати,	25,000	100,00
			в т.ч.: TiO <sub>2</sub>	15,900	63,60
			Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6,550	26,20
			FeO	0,865	3,46
			SiO <sub>2</sub>	0,375	1,50
			Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,650	2,60
			MgO	0,102	0,41
			Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,300	1,20
			MnO	0,190	0,76
			V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,030	0,12
			CaO	0,038	0,15
			Гази, в т.ч.:	358,713	100,00
			CO	251,275	70,05
			H <sub>2</sub> O	7,515	2,10
			N <sub>2</sub>	99,923	27,85
Разом	1253,440	–	Разом	1253,440	–

При контактi шлаку з повітрям після випуску з печі відбувається окислювання  $Ti_3O_5$  до  $TiO_2$  за реакцією:



Звідки  $a = 40,218$  кг  $O_2$ ;  $b = 603,263$  кг  $TiO_2$ .

Товарний шлак має хімічний склад, що наведений у таблиці 2.7.

Таблиця 2.7 – Кількість і хімічний склад товарного шлаку

Сполука	Кількість, кг	Масова частка, %
$TiO_2$	603,263	86,38
$MnO$	6,780	0,97
$SiO_2$	14,116	2,02
$V_2O_5$	0,797	0,11
$Al_2O_3$	26,361	3,78
$MgO$	3,891	0,56
$Cr_2O_3$	8,997	1,29
$CaO$	1,423	0,20
$FeO$	32,778	4,69
Разом	698,406	100,00

Результати розрахунку матеріального балансу окислювання шлаку при обробленні надано у таблиці 2.8.

Таблиця 2.8 – Матеріальний баланс окислювання шлаку при обробленні

Завантажено		Отримано	
Найменування	Кількість, кг	Найменування	Кількість, кг
Шлак, в т.ч.:	658,188	Шлак, в т.ч.:	698,406
$Ti_3O_5$	563,045	$TiO_2$	603,263
$MnO$	6,780	$MnO$	6,780
$SiO_2$	14,116	$SiO_2$	14,116
$V_2O_5$	0,797	$V_2O_5$	0,797
$Al_2O_3$	26,361	$Al_2O_3$	26,361
$MgO$	3,891	$MgO$	3,891
$Cr_2O_3$	8,997	$Cr_2O_3$	8,997
$CaO$	1,423	$CaO$	1,423
$FeO$	32,778	$FeO$	32,778
Кисень повітря	40,218		
Разом	698,406	Разом	698,406

## 2.2 Зведений матеріальний баланс одержання титанового шлаку

На основі даних, наданих у табл. 2.6 – табл. 2.8, складаємо зведений матеріальний баланс виробництва титанового шлаку (табл. 2.9 та 2.10).

Таблиця 2.9 – Зведений матеріальний баланс виробництва титанових шлаків

Завантажено			Отримано		
Речовина	Кількість		Речовина	Кількість	
	кг	%		кг	%
Концентрат, в тому числі:	1000,00	100,00	Шлак, в тому числі:	698,406	100,00
TiO <sub>2</sub>	642,0	64,20	TiO <sub>2</sub>	603,263	86,38
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	258,0	25,80	MnO	6,780	0,97
FeO	32,6	3,26	SiO <sub>2</sub>	14,116	2,02
SiO <sub>2</sub>	15,00	1,50	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,797	0,11
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	26	2,60	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	26,361	3,78
MgO	4,1	0,41	MgO	3,891	0,56
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12	1,20	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8,997	1,29
MnO	7,6	0,76	CaO	1,423	0,20
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,2	0,12	FeO	32,778	4,69
CaO	1,5	0,15	Сплав на основі заліза, (чавун), в тому числі:	184,009	100,00
Антрацит	106,985	–	Ti	0,181	0,10
Електроди	16,455	–	Mn	0,335	0,18
Повітря	129,770	–	Si	1,827	0,99
Нев'язка	0,230	–	V	0,192	0,10
			Cr	1,636	0,89
			Fe	176,158	95,74
			C	3,680	2,00
			Гази	358,713	–
			Пил газів	27,530	–
			Механічні втрати	25,000	–
Разом	1293,658	–	Разом	1293,658	–

Таблиця 2.10 – Зведений матеріальний баланс виробництва титанових шлаків

Завантажено		Отримано	
Найменування	Кількість, кг	Найменування	Кількість, кг
Концентрат	1000,000	Шлак	698,406
Антрацит	106,985	Чавун	184,009
Електроди	16,455	Гази	358,713
Повітря	169,988	Пил газів	27,530
		Механічні втрати	25,000
Разом	1293,658	Разом	1293,658

### 2.3 Витрата сировини, матеріалів на 1 т ільменітового концентрату та титанового шлаку

Витрату сировини і матеріалів на 1 т (1000 кг) титанового шлаку визначаємо за формулою:

$$X = (A \cdot B) / Y, \quad (2.13)$$

де А – кількість сировини або матеріалу, що витрачається на 1 т концентрату (табл. 2.9);

Б – кількість шлаку, 1 т;

В – кількість шлаку, що утвориться з 1 т шлаку (таблиця 2.9).

На 1 т шлаку витрата концентрату і матеріалів складає

$$(1 \cdot 1) / 0,698406 = 1,432 \text{ т};$$

$$(0,106985 \cdot 1) / 0,698406 = 0,153 \text{ т антрациту};$$

$$(0,016455 \cdot 1) / 0,698406 = 0,023 \text{ т електродів};$$

$$(0,169988 \cdot 1) / 0,698406 = 0,243 \text{ т повітря}.$$

Утвориться:

$$(0,02500 \cdot 1) / 0,698406 = 0,036 \text{ т механічні втрати (у вигляді пилу)};$$

$$(0,358713 \cdot 1) / 0,698406 = 0,514 \text{ т газів};$$

$$(0,027530 \cdot 1) / 0,698406 = 0,040 \text{ т пилу}.$$

Результати розрахунку приведені в зведеній таблиці 2.11.



Таблиця 2.11 – Витрата сировини, матеріалів на 1 т концентрату і утворення продуктів на 1 т шлаку

На 1 т концентрату, т		На 1 т шлаку, т	
Антрацита	0,106985	Концентрат	1,432
Електродів	0,0164	Антрацит	0,153
Повітря	0,169988	Повітря	0,243
		Утвориться:	
		Газів	0,514
		Пилу	0,040
		Механічні втрати	0,036

### 3 РОЗРАХУНОК ТЕПЛООВОГО БАЛАНСУ ВИПЛАВКИ ТИТАНОВИХ ШЛАКІВ

#### 3.1 Конструкція і принцип дії руднотермічної печі

Руднотермічна дугова електропіч потужністю 5 МВт для виплавки титанових шлаків є механізованим плавильним агрегатом. Піч складається з фундаменту, кожуха, череня, пристроїв для завантаження вихідного матеріалу (шихти), механізму підйому та перепуску електродів, пристрою для зливання продуктів плавлення, підводів струму короткої мережі, системи охолодження та вентиляції.

Сталевий циліндричний кожух печі виготовляють з двох зварних половин. Ванну печі футерують магнезитовим вогнетривом. Особливу увагу приділяють якісному виконанню футеровки печі в зоні накопичення чавуну.

На межі поділу чавуну та шлаку футеровка є особливо схильною до руйнування. Щоб запобігти руйнуванню футеровки у даної зони на ній нарощують гарнісаж, що складається з оплавленої шихти. Для захисту череня печі працюють з глибокою (близько 0,5 м) ванною сплаву на основі заліза (чавуну), також необхідно, щоб внизу ванни знаходився застиглий шар металу.

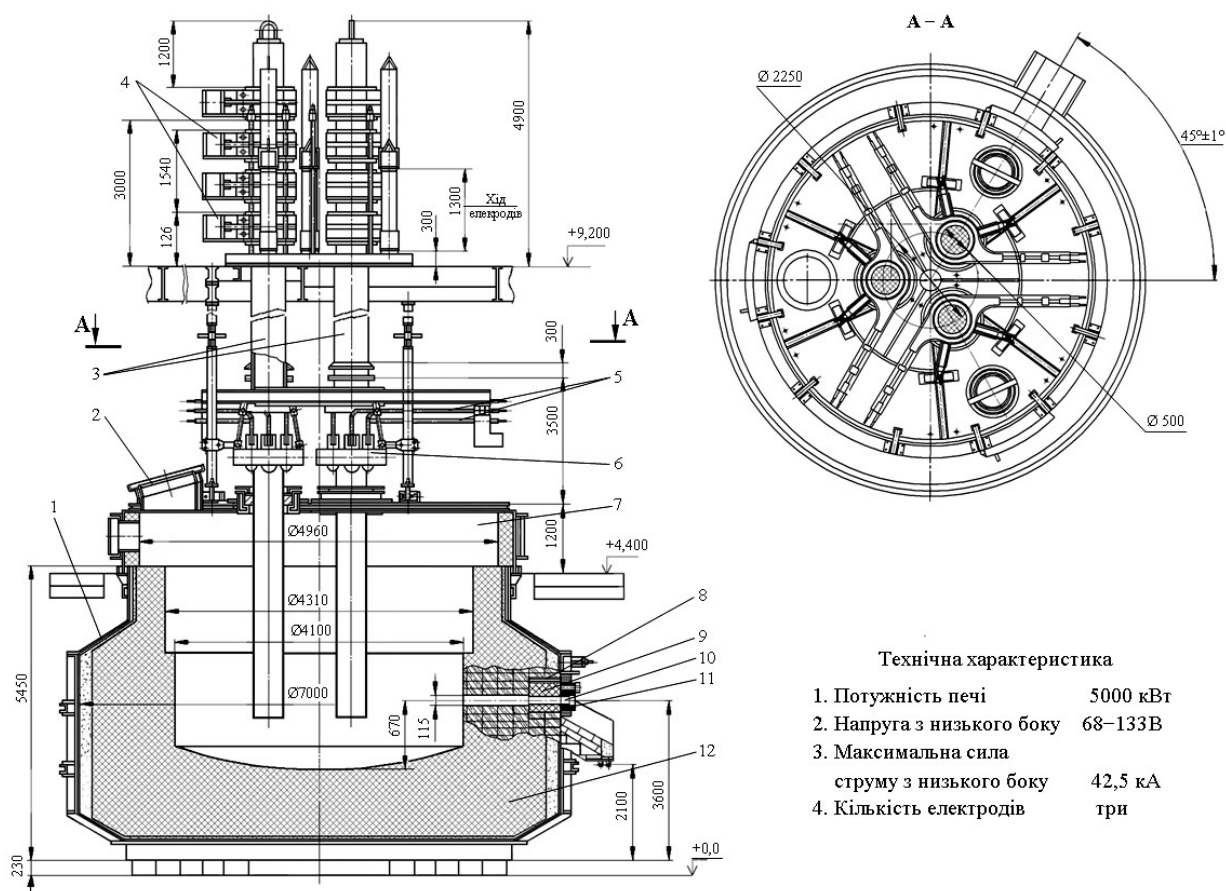
Льотка забезпечена шунтовим пристроєм для електричного пропалення.

Ванна печі вкрита плоским секційним склепінням, що має спеціальну підвіску та охолоджується водою. Кожна секція виконана у вигляді короба, що має форму сегмента, а також вогнетривкий захист з жароміцного бетону.

Надходження води на охолодження склепіння відбувається із загального колектора. Кожна секція має індивідуальне підведення та відведення води. Регулювання витрати води на кожній секції проводять вентилями, встановленими на патрубках підводу води секцій склепіння.

Охолоджуване склепіння печі є знімним (рис.3.1). Герметизація печі здійснюється за допомогою піщаного затвора між основою склепіння і кожухом печі. Через отвори в склепінні в ванну вводять закріплені в електродотримачах

три графітірованих електрода (діаметром 0,5 м), пов'язані з системою їх перепуску.



- 1 – кожух; 2 – патрубок вентиляційний; 3 – електроди;  
 4 – механізм перепуску електродів; 5 – коротка мережа;  
 6 – електродотримач; 7 – склепіння водоохолоджуване;  
 8 – холодильник металевий; 9 – блок графітований;  
 10 – льотка; 11 – втулка магнезитова; 12 – футеровка

Рисунок 3.1 – Руднотермічна електропіч потужністю 5 МВт

Днище печі заливають жаротривким залізобетоном таким чином, щоб отримати черень зі зворотним склепінням. У тілі залізобетону розміщуються труби для охолодження череня. На залізобетонну подушку засипають шамотний порошок, а на нього насуху на торець укладають кілька рядів магнезитової цегли. Стінки ванни також викладені магнезитовим цеглою, а між

кожухом і бічний футеровкою засипають шар шамотного порошку. У зоні розплаву стінки ванни мають найбільшу товщину. Магnezитові цеглини повинні укладатися дуже ретельно, з мінімальними зазорами.

У кладці стінки ванни і череня розміщуються термopари, показання яких безперервно контролюються.

Піч має завантажувальні бункери, забезпечені затворами з пневматичним приводом. Шихту з бункера подають до ванни печі через тічки, що мають форму труби. Регулювання завантаження шихти до печі проводять затворами бункерів з пульта управління, розташованого на колошниковому майданчику.

Плавку ведуть з закритим колошником, тобто з дугами, закритими шихтою (електроди глибоко занурені в шихту). Шихту (концентрат у суміші з коксом) з бункерів по трубопроводам завантажують біля електродів і між ними. Плавку ведуть на порошковій шихті.

Перепуск електродів приводиться в дію в міру їх вигорання при відключеній печі на висоту приблизно 100-150 мм. Операції підйому та перепускання електродів є повністю механізованими. На печі встановлено гідравлічну систему для індивідуального приводу трьох механізмів підйому та перепуску електродів. Для живлення системи органів гідропроводу маслом під високим тиском передбачено насосно-акумуляторну станцію. Для обмеження ходу електроду вгору та вниз встановлено кінцеві вимикачі, що відключають двигун створення напору масла, коли електрод досягає кінцевих положень.

Руднотермічна піч забезпечена трифазним трансформатором, що має декілька ступенів напруги, перемикачів яких виконують за відключеної печі. Електроенергію подають від трансформатора через нерухомий шинний пакет, гірлянду гнучких дротів і мідні труби, сполучені з контактними щоками, що передають енергію на електроди, які безпосередньо подають її до робочого обсягу печі, через дуговий розряд на поверхні розплаву.

У руднотермічній печі використовують графітовані електроди, оскільки вони зручніші в експлуатації, вносять менше домішок і мають менший питомий опір [9,11].

### 3.2 Розрахунок руднотермічної печі

Питома витрата електроенергії у печах закритого типу складає 2200–2300 кВт·год/т [8]. Для розрахунків приймаємо 2200 кВт·год/т. Значення  $\cos \varphi$  пічних установок складає 0,8–0,9, приймаємо  $\cos \varphi=0,9$ . Окрім того, приймаємо, що тривалість плавлення титанового шлаку складає 5,8 год, а кількість плавов на добу – 3,8. Тоді кількість робочих годин на добу дорівнює  $3,8 \cdot 5,8 = 22,0$  год.

Визначають потужність пічного трансформатора за формулою:

$$P = \frac{A_n \cdot \omega}{\cos \varphi \cdot \tau_p}, \quad (3.1)$$

де  $\omega$  – питома витрата електроенергії, кВт·год/т.

$\cos \varphi$  – коефіцієнт потужності пічної установки;

$\tau_p$  – кількість годин роботи печі за одну добу.

$$P = 43 \cdot 2200 : (0,9 \cdot 22) = 4778 \text{ кВт.}$$

До розміщення приймають три трансформатори (по одному на кожну піч) типу ЕТЦП-7500/6, що мають номінальну потужність 5000 кВт.

Приймаємо, що питомий опір графітованого електроду  $\rho$  за температури 600 °С складає 10 Ом, коефіцієнт  $K=0,845$  Вт/см<sup>2</sup> для графітованих електродів.

Діаметр електроду обчислюють з використанням формули:

$$d_e = \sqrt[3]{\frac{0,406 I_n \cdot \rho}{K}}, \quad (3.2)$$

де  $I_n$  – сила струму низької сторони трансформатора, А;

$\rho$  – питомий опір електроду, Ом.

Питома витрата електроенергії у печах закритого типу складає 2200–2300 кВт·год/т [8]. Для розрахунків приймаємо 2200 кВт·год/т. Значення  $\cos \varphi$  пічних установок складає 0,8–0,9, приймаємо  $\cos \varphi=0,9$ . Окрім того, приймаємо, що тривалість плавлення титанового шлаку складає 5,8 год, а кількість плавов на добу – 3,8. Тоді кількість робочих годин на добу дорівнює  $3,8 \cdot 5,8 = 22,0$  год.

Визначають потужність пічного трансформатора за формулою:

$$P = \frac{A_n \cdot \omega}{\cos \varphi \cdot \tau_p}, \quad (3.1)$$

де  $\omega$  – питома витрата електроенергії, кВт·год/т.

$\cos \varphi$  – коефіцієнт потужності пічної установки;

$\tau_p$  – кількість годин роботи печі за одну добу.

$$P = 43 \cdot 2200 : (0,9 \cdot 22) = 4778 \text{ кВт.}$$

До розміщення приймають три трансформатори (по одному на кожен піч) типу ЕТЦП-7500/6, що мають номінальну потужність 5000 кВт.

Приймаємо, що питомий опір графітованого електроду  $\rho$  за температури 600 °С складає 10 Ом, коефіцієнт  $K=0,845 \text{ Вт/см}^2$  для графітованих електродів.

Діаметр електроду обчислюють з використанням формули:

$$d_e = \sqrt[3]{\frac{0,406 I_n \cdot \rho}{K}}, \quad (3.2)$$

де  $I_n$  – сила струму низької сторони трансформатора, А;

$\rho$  – питомий опір електроду, Ом.

$$d_e = \sqrt[3]{\frac{0,406 \cdot 1600 \cdot 10}{0,845}} = 0,47 \text{ м.}$$

Приймаємо найближчий діаметр електродів, що виготовляють,  $d_e=500 \text{ мм}$ .

Площу поперечного перерізу такого електроду визначаємо за формулою:

$$F_e = 0,25\pi \cdot d_e^2, \quad (3.3)$$

$$F_e = 0,25 \cdot 3,14 \cdot 500^2 = 1962,5 \text{ см}^2.$$

Щільність струму для прийнятого електроду обчислюємо за формулою:

$$\delta = \frac{I_n}{F_e}, \quad (3.4)$$

де  $\delta$  – щільність струму електроду, А/см<sup>2</sup>.

$$\delta = \frac{21600}{1962,5} \cong 11 \text{ А/см}^2 \text{ (тобто значення припустиме).}$$

Діаметр розпаду електродів  $d_{роз}$  визначаємо із співвідношення:

$$d_{роз} = (2,9 + 3,3)d_e.$$

$$d_{роз} = (2,9 + 3,3) \cdot 50 = 155 \text{ см.}$$

Середній внутрішній діаметр плавильної зони печі розраховуємо за питомою поверхневою потужністю (340–380 кВт/м<sup>2</sup>). Для закритої печі приймаємо питому поверхневу потужність 360 кВт/м<sup>2</sup>, тоді середній внутрішній діаметр плавильної зони обчислюємо за формулою:

$$0,5(d_1 + d_2) = \sqrt{\frac{4P_n}{3,14q}}, \quad (3.5)$$

де  $d_1$  і  $d_2$  – відповідно верхній і нижній внутрішній діаметр плавильної зони печі, м;

$P_n$  – потужність печі, кВт.

$$0,5(d_1 + d_2) = \sqrt{\frac{4 \cdot 5000}{3,14 \cdot 360}} = 4,206 \text{ м або } 420,6 \text{ мм.}$$

Приймаємо відношення верхнього діаметра плавильної зони до нижнього діаметра таким, що дорівнює 1,05 та складаємо систему двох рівнянь:

$$\frac{d_1}{d_2} = 1,05 ;$$

$$0,5(d_1 + d_2) = 420,6.$$

Звідси знаходимо діаметри плавильної зони:  $d_1 = 4103$  мм;  $d_2 = 4308$  мм.

Внутрішній діаметр газової зони визначаємо із співвідношення:

$$d_3 = 1,05d_2; \quad d_3 = 1,05 \cdot 4308 = 4523 \text{ мм.}$$

Відстань від електроду до внутрішньої стінки печі  $a$  обчислюємо за формулою:

$$a = 0,50(d_3 - d_e - d_{роз}), \quad (3.6)$$

де  $d_3$ ,  $d_e$ ,  $d_{роз}$  – відповідно діаметр газової зони, діаметр електроду та діаметр його розпаду, мм.

$$a = 0,50 (4523 - 500 - 1550) = 1236 \text{ мм.}$$

Така відстань є припустимою.

Висоту шахти печі ( $h$ ) визначаємо за умови, що відношення висоти шахти печі до діаметра розпаду  $K$  складає 2,11–2,15. Для печі, що розраховуємо, дане відношення приймаємо рівним 2,129, тоді за формулою [8] маємо:

$$h = d_{\text{роз}} \cdot K, \quad (3.7)$$

обчислюємо висоту шахти печі:

$$h = 1550 \cdot 2,129 = 3300 \text{ мм.}$$

Обсяг шахти печі розраховуємо за формулою:

$$V = \frac{\pi \cdot h_0}{2} \left[ \left( \frac{d_1}{2} \right)^2 + \frac{h_0^2}{3} \right] + \frac{3,142(d_1)^2}{4} + \frac{3,142(d_2)^2 \cdot h_2}{4} + \frac{3,142(d_3)^2 \cdot h_3}{4}, \quad (3.8)$$

де  $h_0$  – висота сферичного сегменту, м;

$h_1, h_2$  – відповідно висота нижньої і верхньої частин плавильної зони, м;

$h_3$  – висота газової зони, м.

$$V = 3,14 \cdot 0,1 \cdot (2,05^2 + 0,2^2/3) + 3,14 \cdot 2,05^2 \cdot 0,9 + 3,14 \cdot 2,15^2 \cdot 1,34 + 3,14 \cdot 2,26^2 \cdot 0,86 = 46,47 \text{ м}^3.$$

Питому об'ємну потужність печі визначаємо за формулою:

$$\gamma = \frac{P_n}{V}, \quad (3.9)$$

де  $\gamma$  – питома об'ємна потужність печі, кВт/м<sup>3</sup>.

$$\gamma = 5000 : 46,47 = 107,6 \text{ кВт/м}^3.$$

*Розрахунок короткої мережі руднотермічної печі.* Визначаємо розміри електродних струмопідводних щік, які є циліндрами. Приймаємо, що щільність струму в контакті щока – електрод дорівнює  $\delta = 1,6 \text{ А/см}^2$  та визначаємо поверхню щоки з виразу:

$$DH = \frac{I_n}{\pi \delta \cdot 0,86}, \quad (3.10)$$

де  $D$  та  $H$  – діаметр та висота щоки, см;

$I_n$  – сила струму на низькому боці напруги трансформатора, А;

$\delta$  – щільність струму у контакті щока – електрод, А/см<sup>2</sup>.

$$DH = \frac{21600}{3,14 \cdot 1,6 \cdot 0,86} \approx 5000 \text{ см}^2.$$



Приймаємо розміри щік  $D = 70$  см,  $H = 70$  см.

Товщину стінки струмопідвідної водоохолоджуваної мідної трубки на ділянці гнучкий кабель – щока приймаємо за умови, що допустима щільність струму становить  $\delta_1 = 2$  А/см<sup>2</sup>, а кількість щік на фазі дорівнює  $b = 6$ .

Перетин трубки знаходимо за формулою:

$$S_T = \frac{I_H}{\delta_1 b}, \quad (3.11)$$

де  $\delta_1$  – допустима щільність струму, А/см<sup>2</sup>;

$b$  – число щік на фазі.

$$S_T = \frac{21600}{2 \cdot 6} = 1800 \text{ мм}^2.$$

Приймаємо розміри трубок 60x30 мм.

Гнучкі пакети («гирлянди») виповнюються з голого гнучкого мідного дроту МГЄ-500 перетином 500мм<sup>2</sup>. Приймаємо до розрахунку 20 дротів довжиною 2 м. Тоді перетин «гирлянди» знаходимо за формулою:

$$S_2 = S_k n, \quad (3.12)$$

де  $S_k$  - площа поперечного перетину дроту, мм<sup>2</sup>;

$n$  – число дротів у «гирлянді»,

$$S_2 = 20 \cdot 500 = 10000 \text{ мм}^2.$$

Перевіряємо вибраний перетин на щільність струму за формулою:

$$\delta = \frac{I_H}{S_2}, \quad (3.13)$$

$$\delta = \frac{21600}{10000} \approx 2,16 \text{ А/мм}^2,$$

тобто величина допустима [8].

### 3.3 Розрахунок теплового балансу руднотермічної печі

Розрахунок проводимо на годинну продуктивність печі за титановим шлаком. По матеріальному балансу на 1000 кг концентрату отримуємо

658,188 кг шлаку. Для переходу до годинної продуктивності вводимо коефіцієнт перерахунку 3,52.

*Надходження теплоти.* Кількість фізичного тепла шихти знаходимо наступним чином. Приймаємо температуру шихти 20 °С. Розраховуємо середню питому теплоємність шихти по основним компонентам складає  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , С. За даними [8] середня питома теплоємність цих компонентів складає, кДж/ (кг·К): 0,705  $\text{TiO}_2$ , 0,735  $\text{FeO}$ , 0,79  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , 0,91  $\text{SiO}_2$ , 0,895  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 0,24 С.

Знаходимо середню питому теплоємність шихти за рівнянням:

$$c_{cp} = \sum m_i c_i / \sum m_i, \quad (3.14)$$

де  $m_i$  та  $c_i$  – маса, кг, та теплоємність, кДж/(кг·К), складових продукту.

$$c_{cp} = \frac{636 \cdot 3,52 \cdot 0,705 + 34,6 \cdot 3,52 \cdot 0,735 + 262 \cdot 3,52 \cdot 0,79 + 15 \cdot 3,52 \cdot 0,91 + 26 \cdot 3,52 \cdot 0,895 + 94,147 \cdot 3,52 \cdot 0,24}{636 \cdot 3,52 + 34,6 \cdot 3,52 + 262 \cdot 3,52 + 15 \cdot 3,52 + 26 \cdot 3,52 + 94,147 \cdot 3,52} = 2,7 \text{ кДж/(кг} \cdot \text{К)}$$

Кількість тепла, яке вноситься шихтою, оцінюємо за формулою:

$$Q_T = mct, \quad (3.15)$$

де  $m$  – маса продукту, кг;

$c$  – теплоємність продукту, кДж/(кг·К);

$t$  – температура продукту, °С.

$$Q_T = 1107 \cdot 3,52 \cdot 2,7 \cdot 20 = 83241 \text{ кДж/год.}$$

Кількість фізичного тепла повітря, яке потрапляє в піч, визначається наступним чином. Приймаємо температуру повітря, яке надходить до печі, 20 °С, а його питома теплоємність за такої температури 1,3 кДж/(м<sup>3</sup>·К).

Об'єм повітря, яке надходить:

$$(166,883 \cdot 3,52) / 1,293 = 454,314 \text{ м}^3.$$

Кількість тепла, яке вноситься повітрям, знаходимо за формулою (3.15):

$$Q_T = 454,314 \cdot 1,3 \cdot 20 = 7743 \text{ кДж/год}$$

Кількість тепла, яке утворюється від згорання електродів, визначається наступним чином. Тепловий ефект згорання вуглецю за реакцією (2.5), за даними [20], складає 125484 кДж/моль.

Кількість тепла газів, що відходять або шлаку визначають за формулою:

$$Q_2 = mI, \quad (3.16)$$

де  $I$  – ентальпія газу або шлаку, кДж/м<sup>3</sup> або кДж/кг.

$$Q_T = (125484/12) \cdot 11,5 \cdot 3,52 = 466534 \text{ кДж/год}$$

Загальне надходження теплоти (буз урахування електричної енергії):

$$Q_{надх} = 83241 + 7743 + 466534 = 557518 \text{ кДж/год.}$$

*Витрачання теплоти.* Кількість фізичного тепла, яке виноситься шлаком, знаходимо наступним чином. Приймаємо температуру шлаку  $t = 1800$  °С. Визначаємо ентальпію шлаку так:

$$\Delta H_{шл} = 1770 + 1,685 \cdot (t - 1450) = 1770 + 1,685 \cdot (1800 - 1450) = 2360 \text{ кДж/кг.}$$

Тоді кількість тепла, яке виноситься шлаком, знаходимо за формулою (3.15):

$$Q_{шл} = 711,449 \cdot 3,52 \cdot 2360 = 8871330,7 \text{ кДж/год.}$$

Кількість фізичного тепла, яке виносить чавун, оцінюємо наступним чином. Приймаємо температуру чавуна  $1500$  °С. Теплоємність його при цій температурі становить  $0,838$  кДж/(кг·К).

Кількість тепла, яка виноситься чавуном, знаходимо за формулою (3.15):

$$Q_{ч} = 188,104 \cdot 3,52 \cdot 0,838 \cdot 1500 = 1659003 \text{ кДж/год.}$$

Кількість тепла газів, що відходять знаходимо наступним чином. Приймаємо температуру газів  $600$  °С. За даними [8], ентальпія окремих складових газу при цій температурі, кДж/м<sup>3</sup>:  $815$  CO;  $805$  NO<sub>2</sub>;  $980$  H<sub>2</sub>O.

Кількість теплоти, яка виноситься газами, знаходимо за формулою:

$$I_{ср} = \sum m_i I_i, \quad (3.17)$$

де  $m_i$  - об'єм складових газу або маса складових шлаку, м<sup>3</sup> або кг;

$I_i$  - ентальпія складових газу або шлаку при заданій температурі, кДж/м<sup>3</sup> або кДж/кг.

$$Q_2 = 218,794 \cdot 3,52 \cdot 815 + 97,435 \cdot 3,52 \cdot 805 + 6,417 \cdot 3,52 \cdot 980 =$$

$$= 2396553 \text{ кДж/год.}$$

Кількість теплоти ендотермічних реакцій оцінюємо наступним чином. При плавці титанового шлаку протікають ендотермічні реакції (2.1)–(2.10). Дані про тепловий ефект цих реакцій відсутні.

Визначаємо тепловий ефект реакцій при температурі плавки 1800 °С за формулами:

$$Q_T = Q_{298} + \alpha(T - 298) + \beta(T^2 - 298^2) + \gamma(T^3 - 298^3), \quad (3.18)$$

де  $\alpha = \sum n \cdot a$ ;

$$\beta = 1/2 \sum n \cdot b;$$

$$\gamma = 1/3 \sum n \cdot c;$$

$a$ ,  $b$  та  $c$  – постійні коефіцієнти у рівняннях температурної залежності істинної молекулярної теплоємності для кожного з компонентів, які беруть участь у реакції;

$n$  – кількість молей кожного компонента;

$T$  – абсолютна температура процесу, К;

$Q_{298}$  – тепловий ефект реакції при температурі 298 К, Дж.

Для визначення  $Q_{298}$ , кДж, використовуємо формулу:

$$Q_{298} = \sum \Delta H^0_{298\text{кин}} - \sum \Delta H^0_{298\text{вих}}, \quad (3.19)$$

де  $\sum \Delta H^0_{298\text{кин}}$ ,  $\sum \Delta H^0_{298\text{вих}}$  – ентальпія утворення вихідних та кінцевих сполук реакції у стандартних умовах, кДж/моль.

Таким чином, тепловий ефект реакції (2.2):  $Q_{2073} = -50$  кДж. Теплота, що поглинається за реакцією визначаємо за формулою (3.19):

$$Q^y = (50 / 80) \cdot 15,18 \cdot 3,52 \cdot 1000 = -33396 \text{ кДж/год.}$$

Визначаємо тепловий ефект  $Q_{2073}^n$  реакції при температурі плавки 1800 °С з урахуванням агрегатного стану сполук, які беруть участь в реакціях. Далі за формулою:

$$Q_{\text{мгод}} = \sum m_i / M_i \cdot Q_m \cdot \tau \quad (3.20)$$

де  $m_i$  – кількість вихідного з'єднання, яке входить в реакцію, кг;

$M_i$  – молекулярна маса сполуки;

$\tau$  – час переробки вихідного з'єднання, год.

Знайдемо кількість тепла  $Q_n^{zod}$ , яке поглинається при протіканні реакції за 1 годину.

Тепловий ефект реакції (2.2) становить:  $Q_{2073}^{zod} = -50$  кДж

Поглинаюче тепло складає:  $Q^{zod} = -33396$  кДж/год

Для реакції (2.3) тепловий ефект становить:  $Q_{2073}^2 = -148$  кДж

Тепло, яке поглинається становить:  $Q_2^{zod} = -3082$  кДж/год

Для реакції (2.4) тепловий ефект дорівнює:  $Q_3^{zod} = -187,1$  кДж

Тепло, яке поглинається становить:  $Q_3^{zod} = -3690218$  кДж/год

Для реакції (2.5) тепловий ефект дорівнює:  $Q_4^{zod} = -344124$  кДж

Тепло, яке поглинається становить:  $-Q_4^{zod} = -344124$  кДж/ч

Для реакції (2.6) тепловий ефект дорівнює:  $-Q_{2073}^5 = -200$  кДж

Тепло, яке поглинається становить:  $Q_5^{zod} = -81664$  кДж/ч

Для реакції (2.7) тепловий ефект дорівнює:  $Q_{2073}^6 = -906,6$  кДж

Тепло, яке поглинається становить:  $Q_6^{zod} = -16833$  кДж/ч

Загальна витрата теплоти на ендотермічні реакції становить:

$$Q_{\text{енд}} = 3396 + 3082 + 3690219 + 344124 + 81664 + 16833 = 5174464 \text{ кДж/год.}$$

Втрати теплоти поверхні печі визначаються наступним чином. Втрати теплоти крізь черень печі. Приймаємо дослідний коефіцієнт втрат теплоти крізь холодний черень  $K=5800$  Вт/(м·К).

Площа череня становить:

$$F_n = 0,7854 \cdot d_1^2 = 0,7854 \cdot 8,8^2 = 60,8 \text{ м}^2$$

Втрати теплоти крізь черень визначаються за формулою:

$$Q_n = k' \cdot F_n \cdot \tau, \quad (3.21)$$

де  $k'$  – дослідний коефіцієнт втрат теплоти крізь черень печі, кДж/(м<sup>2</sup>·год).

$\tau$  – час переробки розрахункової кількості матеріалів, год.

$$Q_n = 5800 \cdot 60,8 \cdot 1 = 352640 \text{ кДж/год.}$$

Втрати тепла через стінки в зоні розплаву:  $Q_n = 705280 \text{ кДж/год.}$

Середня товщина стінки із цегли:  $S_m = (0,92 + 0,805) / 2 = 0,862 \text{ м.}$

Втрати теплоти стіни в газовій зоні:  $Q_{nr} = 206320 \text{ кДж/год.}$

Втрати теплоти крізь бетонну кришку склепіння:  $Q_{nk} = 804800 \text{ кДж/год.}$

$$Q_{\text{загл}} = 352640 + 705280 + 206320 + 804800 = 1749987 \text{ кДж/год.}$$

Приймаємо невраховані втрати теплоти рівними 3,6 % від загальної витрати теплоти:

$$Q_n = 18686532 \cdot 0,036 = 671732 \text{ кДж/год,}$$

$$Q_{\text{пол}} = 18686532 + 671732 = 19358264 \text{ кДж/год.}$$

Визначаємо повну витрату теплоти в електропечі.

Потрібно ввести теплоти за рахунок електроенергії для покриття всіх теплових втрат:

$$Q_{\text{вн}} = 19358264 - 55718 = 18800746 \text{ кДж/год.}$$

На підставі розрахунків складемо тепловий баланс руднотермічної печі (таблиця 3.1).

Витрата електричної енергії за 1 год:

$$18800746 : 3600 = 5222,4 \text{ кВт}\cdot\text{год.}$$

За 1 годину виплавляється 2,37 т титанового шлаку, тоді питома витрата електроенергії складе:

$$5222,4 : 2,37 = 2200 \text{ кВт}\cdot\text{год/т.}$$

За даними матеріального балансу печей, температура металу на випуску з печі змінюється в межах від 1350 °С до 1500 °С.

Добовий тепловий баланс представлено у таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 – Добовий тепловий баланс руднотермічної печі

Надходження			Витрачання		
Стаття	Кількість		Стаття	Кількість	
	кДж/год	%		кДж/год	%
Теплота, внесена електроенергією	18800746	97,12	Фізична теплота шлаку	6359190	32,85
Фізична теплота шихти	83241	0,43	Фізична теплота сплаву (чавуну)	1659003	8,57
Фізична теплота повітря	7743	0,04	Теплота газів, що відходять	2396553	12,38
Теплота від згоряння електродів	466534	2,41	Теплота ендотермічних реакцій	5174464	26,73
			Втрати теплоти поверхнею печі	1749987	9,04
			Втрати теплоти в трансформаторі та пристроях, що підводять струм	1347335	6,96
			Невраховані втрати	671732	3,47
Разом	19358264	100	Разом	19358264	100

## **4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА**

### **4.1 Апаратурно-технологічна схема виробництва титанового шлаку**

Відновну плавку ільменітового концентрату проводять періодичним способом в напівзакритому режимі роботи руднотермічної печі (РТП). Для виплавки титанового шлаку використовуються трифазні електродугові руднотермічні печі потужністю 5 МВт із закритим водоохолоджуваним склепінням і негерметизованими бічними вікнами.

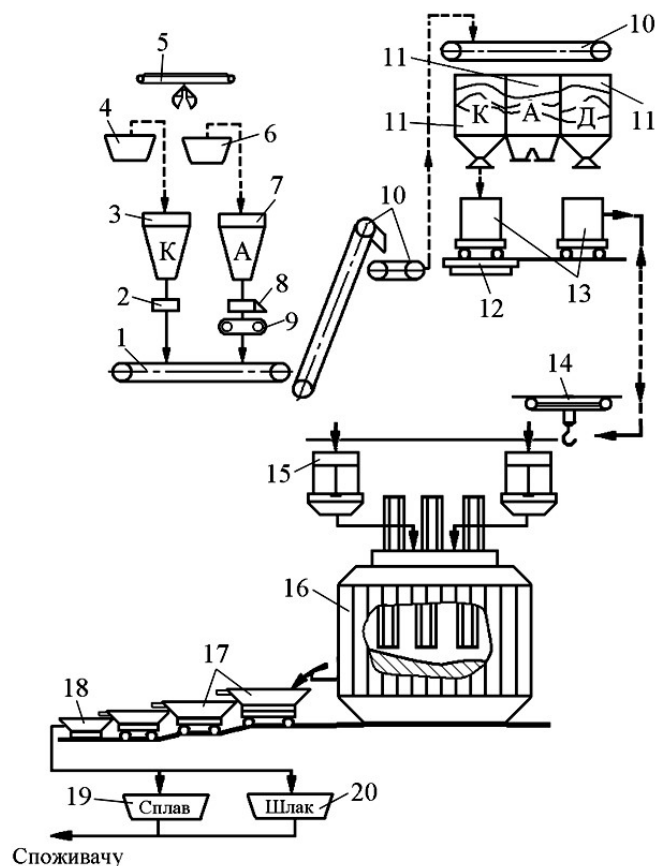
Напівзакритий режим роботи руднотермічної печі характеризується мінімальним підсосом повітря в підсклепінний простір печі і мінімальними втратами теплоти з технологічними газами, що відходять. Підсмоктування повітря відбувається тільки крізь зазори між електродами і кесонами та при відкритому робочому вікні печі під час операції доведення шлаку. Гази, що відходять з РТП, надходять в двоступеневу систему газоочищення для допалювання монооксиду вуглецю і очищення від пилу перед викидом в атмосферу.

Технологічна схема виробництва титанового шлаку включає наступні основні процеси (рис. 4.1): приготування шихти для плавки; підготовку руднотермічної печі до плавки; завантаження шихти в піч; відновну плавку в печі; доведення шлаку в руднотермічній печі; прогрівання і відстоювання шлаку в руднотермічній печі; випускання продуктів плавки з руднотермічної печі; вилучення продуктів плавки з виливниць і шлаковниць; відвантаження шлаку споживачеві.

#### **4.1.1 Приготування шихти для плавки**

Шихту для плавки в руднотермічних печах готують з ільменітового концентрату і вуглецевого відновника. Як вуглецевий відновник можуть бути використані вугілля (антрацит), коксовий дріб'язок, кокс пековий електродний.





- 1 – конвеєр стрічковий; 2 – тарілчастий живильник;  
 3 – завантажувальний бункер; 4 – траншея концентрату;  
 5 – грейферний електромостовий кран; 6 – траншея відновника;  
 7 – бункер вуглецевого відновника; 8 – лотковий живильник;  
 9 – валкова дробарка; 10 – стрічковий конвеєр; 11 – дозувальний бункер;  
 12 – ваги; 13 – кубель; 14 – електромостовий кран; 15 – пічний бункер;  
 16 – руднотермічна піч; 17 – футерована виливниця; 18 – шлаківниця;  
 19 – приямок для сплаву на основі заліза; 20 – приямок для шлаку

Рисунок 4.1 – Апаратурно-технологічна схема виробництва титанового шлаку

Процес приготування шихти для плавки складається з операцій:

- доставляння ільменітового концентрату зі складу сировини і транспортування в дозувальний бункер;
- доставляння вуглецевого відновника зі складу сировини і транспортування в дозувальний бункер;

- дроблення вуглецевого відновника (крім коксового дріб'язку) та транспортування в дозувальний бункер;
- дозування компонентів шихти (ільменітового концентрату, вуглецевого відновника) в кубелях.

#### **4.1.2 Підготовка руднотермічної печі до плавки**

Підготовка печі до повторного плавлення складається з таких операцій.

Перевірка стану газоходу і, за необхідності, його очищення. Очищення газоходу проводять на відключеній печі при відкритому вікні газоходу та розкритих «люках» заздалегідь підготовленим інструментом (ломами різної довжини, гаками).

Перевірку стану бічних вікон руднотермічної печі та при необхідності їх очищення від охолоді. Перевірка стану і наявності пилу в циклонах. Пил циклонів автоматично або в ручному режимі перекачують в пічний бункер.

Перевірка стану льотки. Якщо льотка коротка і широка, тоді при завантаженні печі допускається в першій кубелях шихти задавати підвищену кількість вуглецевого відновника; якщо льотка довга – кількість вуглецевого відновника в першому кубелі зменшують. Коригування шихти виробляє старший плавильник, з обов'язковим погодженням з майстром зміни.

Перевірка стану електродів, і за необхідності, їх нарощування. Стан електродів перед початком плавки перевіряють на відключеній печі. На нарощуваний електрод нагвинчують нову секцію через графітовий ніпель. Для цього електроди мають в торцях гнізда з конічним різьбленням. Попередньо ніпель і різьблення секцій обдувають повітрям.

Перед включенням печі електроди повинні бути підняті над залишковим рівнем розплаву у ванні печі від попередньої плавки, щоб уникнути поштовхів струму і виведення з ладу обладнання при замиканні електродів на розплав.

Перевірка стану гарнісажу на бічних стінках руднотермічної печі, що оберігає бічну футеровку печі від руйнувань.

### **4.1.3 Завантаження шихти в руднотермічну піч**

Шихту в руднотермічну піч завантажують з пічних бункерів по центральній тічці при закритих робочих вікнах печі.

Разом з шихтою в піч подається пил циклонів першого ступеня газоочищення технологічних газів печі. Пил рукавних фільтрів другого шабля газоочищення технологічних газів руднотермічної печі задається в процес разом з ільменітовим концентратом.

Заповнення пічних бункерів руднотермічної печі виробляють з кюбелях, які переносяться від вузла дозування за допомогою електромостового крана. Максимальне завантаження печі шихтою становить не більше 24 т. Електроди повинні бути занурені в шар шихти.

Періодично, по мірі накопичення, в руднотермічній печі переробляють магнітні фракції МФ-2, МФ-3, що надходять з переділу підготовки титановмісної шихти.

Магнітну фракцію МФ-3 завозять на плавильну ділянку в кюбелях і завантажують в РТП через пічні бункери. Маса завантаження в руднотермічну піч магнітної фракції МФ-3 повинна становити не більше 1,5 т на плавку [2].

Магнітну фракцію МФ-2 завозять на переділ плавки в совку, призначеному для збору магнітної фракції МФ-2, і з робочої площадки, 4,2 м, завантажують у піч через робоче вікно, вручну за допомогою лопати. Подачу фракції МФ-2 проводять в період завантаження печі після вивантаження у ванну печі першого кюбелях шихти з пічного бункера. Маса завантаження магнітної фракції МФ-2 в руднотермічній печі не повинна перевищувати 0,5 т.

### **4.1.4 Відновна плавка в руднотермічній печі**

Відновну плавку шихти в руднотермічних печах починають при поступовому наборі навантаження до максимально допустимого значення на даному ступені напруги. Управління потужністю проводять вручну. Після

утворення рідкої ванни розплаву під кожним електродом, що характеризується відсутністю різких стрибків по струму, піч переводять на автоматичне регулювання сили струму.

У перший період плавки відбувається розігрів і проплавлення шихти під кожним електродом. Надалі, у міру збільшення кількості спожитої електроенергії, утворюється загальна ванна розплаву. Цей період плавки характеризується глибокою посадкою електродів, закритих зверху спочатку не проплавленою шихтою, а потім зведенням із спеченою оплавленою шихтою. Однак, фактично, електроди працюють з самого початку в дуговому режимі, що зумовлено високою електропровідністю титанового шлаку.

Велика частина енергії, що виділяється відкритою дугою, йде на плавлення завантаженого матеріалу від електродів до стінки і колошника. У цей період можливе «кипіння» розплаву за рахунок бурхливого газоутворення при протіканні відновних процесів або підвищення в'язкості розплаву внаслідок утворення великих кількостей нижчих оксидів титану.

Часто проплавлення шихти йде не рівномірно, а з утворенням хрестовини між електродами і «відкосами» на стінках ванни. При цьому відбуваються обвали шихти, які викликають «кипіння» розплаву. «Кипіння» розплаву небажано, оскільки при цьому збільшується витрата електроенергії на розплавлення частини шлаку, що залишився на стінках ванни після опускання розплаву в початкове положення.

При сильному «кипінні» можливий вихід розплавленого шлаку на робочу площадку через бічні вікна. Для запобігання цього з печі знімають струмове навантаження і на поверхню розплаву через бокове вікно закидають зволожений шлак. Подача струмового навантаження відновлюється після припинення «кипіння» розплаву.

Для зменшення ймовірності сильного «кипіння розплаву» необхідний підбір оптимального складу шихти за результатами попередньої плавки (хід плавки, стан гарніссажа, якість відновлювача)

У період розплавлювання шихти відбувається інтенсивне відновлення оксидів заліза. До кінця розплавлення всієї завантаженої маси шихти, коли на плавку витрачено приблизно 2/3 частини від загальної кількості електроенергії, шлак поступово збіднюється оксидами заліза. До закінчення проплавлення всієї завантаженої шихти зміст FeO в розплаві повинен складати від 10 % до 17 %.

Подальше відновлення шлаку до необхідного вмісту FeO проводять операцією доведення.

#### **4.1.5 Доведення шлаку в руднотермічній печі**

Доведення шлаку в руднотермічній печі полягає в дозованому підвантаженні вуглевмісного відновника в розплав для зниження вмісту FeO до необхідного. При цьому вміст FeO в шлаку контролюють експрес-аналізом. Орієнтовним показником початку доведення шлаку є кількість електроенергії, витраченої від початку плавки. Доведення шлаку з вимогами по утриманню FeO проводять:

– відповідно до ТУ У 27.4-00194731-035 (FeO не більше 8,0 %) починають при витраті електроенергії – від 15 МВт·год до 25 МВт·год;

– відповідно до ТІ 02.005 (FeO не більше 9,0 %) – при витраті електроенергії – від 13 МВт·год до 23 МВт·год.

Підвантажують відновник у руднотермічну піч в ручному або в механізованому режимі доведення.

У ручному режимі доведення вуглевмісного відновника здійснюється вручну за допомогою лопати через бічні вікна печі. Порції вуглевмісного відновника складають від 30 кг до 70 кг, а інтервали завантаження визначаються характером кипіння розплаву: кожен наступну порцію вуглевмісного відновника підвантажують після припинення кипіння розплаву від попередньої порції. Коли зміст FeO в шлаку знижується до 10 % і менше, порції вуглевмісного відновника зменшують до 10–30 кг, оскільки можливе

бурхливе «кипіння» розплаву через підвищення його в'язкості внаслідок утворення  $Ti_2O_3$  в значних кількостях.

При доведенні в ручному режимі необхідно дотримуватися таких вимог безпеки: а) забороняється знаходитися напроти відкритого робочого вікна; б) доведення виробляти в спецодязі; в) стежити за відсутністю в відновнику шматків льоду, сторонніх предметів.

У механізованому режимі доведення вуглецевмісний відновник подається механізовано через бункер з живильником при закритих вікнах печі і розрідженні під склепінням печі рівним 0,1 мм вод.ст.

#### **4.1.6 Прогрівання і відстоювання продуктів плавки в руднотермічній печі**

При досягненні в шлаку потрібного вмісту FeO процес відновної плавки вважається закінченим.

Розплав прогрівають і відстоюють протягом 30–40 хв для повного розділення шлаку і попутної продукції карботермічного збагачення концентрату ільменіту. У разі обвалів непроплавленої шихти з бічних стінок печі під час відстоювання розплаву збільшують тривалість відстоювання і перевіряють вміст FeO в шлаку.

#### **4.1.7 Випускання продуктів плавки з руднотермічної печі**

Випускання продуктів плавки з печі проводять через одну льотку при увімкненій печі. Льотку розкривають за допомогою металевого дроту («лому») шляхом сколювання вогнетривкої пробки до розпеченої частини з подальшим пропаленням пробки киснем. Прийом продуктів плавки здійснюють в спеціально підготовлені виливниці і шлаковні, встановлені каскадом на візках вузькоколісного шляху.

Перші дві виливниці каскаду призначені для прийому попутної продукції карботермічного збагачення ільменітового концентрату. Вони обладнані боковими льотками і футеровані вогнетривкою цеглою, а поверх футеровки заправляються дрібним титановим шлаком, який виплавлено раніше. За виливницями в каскаді встановлюють металеві шлаковні для прийомання розплаву титанового шлаку. Попередньо днище шлаковниць засипають дрібним шлаком. У шлаковні, перед заповненням її шлаком, встановлюють металеву вставку, призначену для вилучення злитка шлаку з шлаковні після його застигання.

Для заправки виливниць і шлакових використовують дрібний титановий шлак, що утвориться при проведенні операції первинного очищення злитків попутної продукції карботермічного збагачення ільменітового концентрату або обсипається з поверхні зливків титанового шлаку при їх зберіганні в відсіках продуктів плавки плавильної ділянки.

При випусканні шлаку і супутньої продукції карботермічного збагачення концентрату продукти розділяються за питомими вагами у першій і другій футерованих виливницях. Супутня продукція залишається в виливницях, а титановий шлак далі по каскаду перетікає в металеві шлаковні.

Після випускання продуктів плавки рівень, що залишився в печі супутньої продукції карботермічного збагачення концентрату визначають по висоті льотки. Контрольною відміткою для встановлення рівня супутньої продукції є мірна планка (шунт), закріплена на рівні льотки. Льотку закривають вогнетривкою пробкою, виготовленою із суміші вуглевмісного відновника і вогнетривкої глини, взятих у співвідношенні 1:5. При наявності в основі льотки супутньої продукції карботермічного збагачення ільменітового концентрату додатково обробляють льотку киснем, розчищають та закривають її вогнетривкою пробкою.

Через 30 хв після випускання продуктів плавки проводять заміну виливниць каскаду. При транспортуванні візків з супутньою продукцією і

шлаком обслуговуючий персонал повинен бути віддалений від колії та натяжного троса не менше ніж на 5 метрів.

Через 1–1,5 год після випускання з першої виливниці знімають кірку шлаку і в супутню продукцію карботермічного збагачення концентрату вставляють сухі прогріті металеві якоря, необхідні для витягання злитка відходу з виливниці після затвердіння. Зняття кірки шлаку виробляють за допомогою електромостового крана із застосуванням спеціальних сухих прогрітих кліщів. Якщо в другій виливниці також є супутня продукція, то операцію повторюють. Якщо друга виливниця повністю заповнена шлаком, то злиток шлаку витягується не раніше, ніж через 2 год після випускання.

Супутню продукцію карботермічного збагачення концентрату у вигляді злитків витягують з виливниць не раніше, ніж через 3–4 год після випускання (залежно від розміру злитку). Злитків з виливниць витягують за допомогою електромостового крана за попередньо встановлені металеві якоря. Злитки складають у відсік плавильної ділянки для остигання. У міру остигання злитків супутньої продукції карботермічного збагачення ільменітового концентрату робляють первинне очищення поверхні злитка від включень титанового шлаку, який надалі використовують для заправки виливниць і шлаківниць [ ].

Злитки титанового шлаку витягують з шлакових через 3–4 год після випускання. Вилучення злитків титанового шлаку з шлаківниць проводять в два етапи за допомогою електромостового крана із застосуванням металевих вставок і спеціальних кліщів. Попередньо злитки піднімають і між злитком і шлаковнею встановлюється металева вставка. Далі, у міру охолодження, злитки витягують з шлаківниць і подають у відсік плавильної ділянки, де шлак витримується для остигання. Потім злитки титанового шлаку відвантажують на естакаду або склад титанового шлаку.



#### **4.1.8 Відвантаження титанового шлаку споживачеві**

Після надходження злитків титанового шлаку на естакаду або склад їх витримують, тобто залишають для вилежування. Надалі під час вилежування злитків титанового шлаку на естакаді або складі відбувається їх декріптація: розтріскування зливків титанового шлаку від зовнішньої поверхні до самої серцевини. Мимовільне розсипання титанового шлаку зумовлено тим, що при охолодженні шлаку відбувається окислення нижчих оксидів титану киснем повітря з утворенням діоксиду титану.

Нерозсипані шматки титанового шлаку розміром більше 200 мм відбирають і подрібнюють механічно за допомогою сталеві «баби» в траншеї складу шлаку.

З естакади титановий шлак відвантажується стороннім споживачам. Титановий шлак зі складу використовується для приготування титановмісної шихти, що йде на виробництво тетрахлориду титану.

#### **4.2 Технологія виробництва титанового шлаку в руднотермічній печі**

Відновна плавка ільменітових концентратів при періодичному процесі умовно може бути поділена на чотири періоди. Під час плавлення порошкової шихти прийнято наступну послідовність періодів: розплавлення шихти, відновлення, доведення шлаку та його прогрівання.

*Розплавлення шихти.* Після завантаження, щоб уникнути перевантажень трансформатора і виведення з ладу обладнання кінці електродів піднімають на висоту не менше 200 мм над шихтою. Потім вмикається піч на заданій ступені трансформатора. Регулювання струму в електродах в цей період виробляють за допомогою ручного управління. Після досягнення максимально допустимої потужності і проплавлення шихти у електродів регулювання струму переводять на автоматичне управління. Іноді завантаження шихти здійснюють під час включеної печі, що дозволяє скоротити тривалість простоювання печі. Під час

плавки порошкової шихти електроди швидко піднімають на її поверхню, і процес розплавлення протікає зверху вниз. У період розплавлення відновлення концентрату протікає в незначному ступені.

*Період відновлення.* У розплавленій шихті протікає відновлення оксидів заліза і титану з розплаву. Швидкість цього процесу дуже низька і визначається конвекційним рухом розплаву. Відновлення оксидів заліза в даному випадку сильно ускладнюється внаслідок утворення складних твердих розчинів на основі оксидів титану. Процес супроводжується безперервним кипінням розплаву. Колошник відкритий і піч працює з відкритими дугами, при цьому відбувається значне вигорання відновника, основна частина якої плаває по поверхні розплаву. У міру відновлення оксидів заліза температура розплаву підвищується з 1400 °С до 1700–1800 °С (залежно від кількості домішок і нижчих оксидів титану). Зміст закису заліза до кінця цього періоду зазвичай становить 8–12 %, а витрата електроенергії за перший і другий періоди 2/3 від загальної витрати, потрібної для переробки усього завантаження.

*Довідновлення розплаву.* До початку цього періоду весь вуглець відновника витратився і піч виходить на дугового режим роботи, але в розплаві маються ще невідновлені оксиди заліза. Довідновлювання ведуть шляхом підвантаження в розплав відновника, основна частина якої плаває на поверхні і згоряє. Відновлення оксидів заліза, які залишилися протікає дуже повільно, що обумовлено наявністю більш міцних сполук і низькою концентрацією оксиду заліза в розплаві. Перед початком до відновлення відбирають пробу шлаку металевою штангою (ломкова проба) шляхом короткочасного занурення її в розплав для визначення вмісту закису заліза. Період доведення вважається закінченим, якщо шлак містить не більше 5 % монооксиду заліза. Готовність шлаку визначають також за його кольором.

*Прогрівання шлаку.* Після закінчення доведення шлаку його прогрівають з метою підвищення температури розплаву для більш швидкого випуску, а також з метою більш повного поділу продуктів відновлення. Прогрівання і відстій шлаку здійснюється протягом 10–15 хв.

Під час плавки брикетованої шихти спочатку протікає відновлення оксидів заліза і титану в твердій фазі, а потім йде період розплавлення шихти. Процес розплавлення починається знизу і поступово в міру проплавлення нижніх шарів брикетів піднімається до верхніх шарів. Кінці електродів більшу частину часу знаходяться під шаром брикетів. Це призводить до збереження і концентрації тепла всередині печі, а тому при правильному дозуванні шихти по вуглецю відпадає необхідність у доведенні й прогріванні шлаку. У цьому зв'язку відновна плавка окискованих залізо-титанових концентратів більш чутлива до змісту вуглецю в шихті. Межа допустимих коливань не перевищує  $\pm 0,5\%$ .

Помилка в дозуванні по вуглецю призводить до порушення нормального ходу плавки. Так, при нестачі відновника знижується якість титанового шлаку в результаті підвищення вмісту монооксиду заліза. Такий шлак має знижену температуру плавлення і в'язкість, що призводить до розмиву гарнісажа, а іноді і руйнування футеровки печі. Надлишок вуглецю також викликає великі ускладнення. У цьому випадку утворюється велика кількість нижчих оксидів титану, підвищуються електропровідність і плавкість шлаку, зменшується глибина занурення електродів в розплав, в результаті чого реакційні зони навколо електродів звужуються, а кількість розплаву зменшується. У цьому випадку продуктивність печі знижується, значно ускладнюється випуск шлаку, а іноді взагалі стає неможливим. Для попередження таких розладів ходу печі повинен бути встановлений ретельний контроль за якістю шихти.

Нормальна робота печі характеризується постійністю питомої витрати електроенергії на вагову одиницю шихти, який безпосередньо пов'язаний з питомою витратою електроенергії на вагову одиницю титанового шлаку. Останній коливається для концентратів різних родовищ залежно від їх складу і властивостей. Ці коливання особливо значні при віднесенні всього витрати електроенергії до одного продукту – шлаку. З підвищенням вмісту двоокису титану в концентраті питома витрата електроенергії на виплавку шлаку зменшується. Так, якщо при виплавці титанового шлаку з концентрату, що

містить 42–44 %  $\text{TiO}_2$ , питома витрата електроенергії при використанні порошкової шихти прийняти за 100 %, то для концентрату, що містить 60–63 %  $\text{TiO}_2$ , він складе 68–70 %. У зв'язку з цим питома витрата електроенергії на тонну шихти повинен бути строго регламентований (залежно від проплавлять концентрату і потужності печі), так як при підвищеній витраті електроенергії буде спостерігатися розмивання гарнісажа, а при зниженому – зменшення виходу шлаку і відповідно звуження ванни печі.

Частота і регулярність випуску шлаку і чавуну роблять великий вплив на хід плавки. Тому для кожної печі встановлюють графік випусків відповідно до її потужності. Одним з найбільш важливих ознак нормальної роботи печі є однаковий вихід шлаку при кожному випуску. Нерегулярні випуски призводять до нарощування гарнісажу або його надмірного розмивання. У цьому випадку спостерігається нерівномірний тепловий режим роботи печі.

Після закінчення випуску шлаку (або чавуну) виливниці (або ківш) вивозять в ливарний проліт, а льотки закладають вогнетривкими пробками з глини і антрациту.

Безперервний процес характеризується тим, що піч весь час знаходиться під навантаженням і має постійний електричний режим. Шихту завантажують безперервно у міру її сходу, при цьому колошник весь час закритий шаром матеріалу і піч працює із закритими дугами. Випуск шлаку і чавуну виробляють періодично через певні проміжки часу. Безперервному процесу властивий менший витрата електроенергії і велика продуктивність печі в порівнянні з періодичним. У зв'язку з тим, що вихідний матеріал (залізо-титановий концентрат) має більш низьку температуру плавлення, ніж одержуваний шлак, якому властиво періодичне бурхливе кипіння, що приводить до цементації шихти і припинення її сходу, виникають певні труднощі у здійсненні безперервного процесу. Тому основними умовами для створення високопродуктивного безперервного процесу виплавки титанових шлаків є максимальне відновлення оксидів заліза у твердій фазі (до розплавлення) і проведення процесу без скипання шлаку. Перше може бути досягнуто шляхом

використання підготовленої шихти, застосування певного електричного режиму печі і відповідного діаметру розпаду електродів. Електричний режим печі робить свій вплив на нормальний хід печі, її продуктивність і витрата електроенергії. Він повинен забезпечувати в робочому просторі необхідну концентрацію енергії та глибину занурення електрода в шихту. Остання залежить від величини напруги на електродах, величини розпаду електродів, а також електропровідності концентрату і відновника.

Завантаження брикетів в піч виробляють окремими порціями до електродів і на середину колошника. Рівень колошника підтримують весь час постійним. Спікання колошника сприяє наявності дрібниць у шихті.

Після затвердіння злитки шлаку витягують з виливниць, установлених у ливарному прогоні, за допомогою кліщів і поміщають в коробки на остивочному майданчику, де вони охолоджуються на повітрі протягом 8–10 год. Після цього злитки зважують і відвантажують на склад, де відбувається остаточне охолодження шлаку. Протягом охолодження, зберігання і переробки шлаку нижчі оксиди, на отримання яких витрачена енергія, окислюються, внаслідок чого вміст титану в шлаку знижується, а також відбувається часткове розсіпання шлаку. Різниця між вмістом титану в шлаку, що проаналізований відразу після випускання, і такого, що випробуваний після тривалого зберігання, може скласти 2–5 %.

Після охолодження шматки, які не розсіпалися, піддають дробленню, потім подрібненню і магнітної сепарації. Розмелений шлак відправляють споживачеві. Іноді практикується відвантаження шлаку в шматках розміром не більше 200×200 мм.

Залежно від прийнятого режиму плавки і складу вихідних матеріалів отримують шлак, що містить 70–90 % діоксиду титану і 2–15 % оксиду заліза. Вміст магнітної фракції допускається не більше 4 %. Отриманий шлак використовують для отримання тетрахлориду титану і пігментного діоксиду титану.

Чавун випускають через 8–12 год і передають в дугову електропіч, що нахилиється, де його рафінують й обезсірковують. Як десульфурізуючий матеріал використовують вапно (або високоглиноземисті вапняні шлаки), яке вводять в розплавлену ванну. Рафінований чавун розливають у злитки або чушки.

При спільний випуск продуктів плавки першу виливницю, в якій збирається основна частина металу, встановлюють на розливний стенд, де витримують 1,0–1,5 год до повного застигання шлаку, що знаходиться зверху металу. Після цього носок виливниці прочищають і заправляють піском. Потім проводять розливу металу в піщані форми. Після охолодження метал витягують, відмивають від піску, зважують і транспортують на цехової склад, звідки відправляють споживачеві.

Якість титанового шлаку і сплаву на основі заліза залежить від прийнятої технології та складу вихідних матеріалів і в першу чергу від складу концентрату [4,11]. До сплаву на основі заліза (чавуну), який ї супутньою продукцію під час плавки ільменітового концентрату, надходить: 96,5 % Fe; 11,8 % Si; 45,8 % V; 0,85 % Ti. Хімічний склад сплаву на основі заліза наведено в таблиці 1.2.

#### **4.3 Основні шкідливі та небезпечні фактори виробничого середовища під час виробництва титанових шлаків**

Виробництво титанового шлаку пов'язане із застосуванням різних шкідливих хімічних речовин. Ці речовини при порушенні технології або при недотриманні профілактичних заходів можуть потрапити в навколишню середовище і становити небезпеку як для тих, що працюють, так і для населення, що проживає поблизу підприємства.

Основними шкідливими чинниками виробничого середовища під час виробництва титанових шлаків є тепло-, газо-, пиловиділення, а також шуми і вібрація. Окремі роботи пов'язані з фізичними навантаженнями. Найбільша

кількість теплоти виділяється під час виплавки і розливання титанового шлаку і сплаву на основі заліза.

Пил титанвмісних концентратів, що знаходиться в атмосфері виробничих приміщень ділянок отримання титанового шлаку, підготовки шихти до хлорування, є негорючим, невибухонебезпечним і нетоксичним. Його самозаймання не відбувається, гранично допустима концентрація (ГДК) в атмосфері виробничих приміщень складає  $10 \text{ мг/м}^3$  [2].

Пил коксу присутній в атмосфері виробничих приміщень ділянки підготовки сировини і руднотермічної плавки. ГДК його в атмосфері виробничих приміщень дорівнює  $6 \text{ мг/м}^3$ . В умовах виробництва титанового шлаку цей пил є пожежонебезпечним, а при певних обставинах він може бути і вибухонебезпечним. При роботі з відкритим вогнем щоб уникнути займання меленого коксу рекомендується змочити водою робочий майданчик. Для гасіння пожежі в бункерах з коксом доцільно застосовувати інертний газ – аргон. Мелений кокс при тривалому зберіганні в умовах підвищеної вологості і температури може розкладатися з утворенням токсичного і вибухонебезпечного оксиду вуглецю.

Оксид вуглецю міститься в газах руднотермічної печі, що відходять, а також в ємностях меленого коксу. ГДК його в атмосфері виробничих приміщень складає  $20 \text{ мг/м}^3$ . Оксид вуглецю – безбарвний отруйний газ, без смаку і запаху. При вмісті в повітрі більше 12,5 % CO утворюється вибухонебезпечна суміш. Оксид вуглецю спричинює важкі отруєння кровоносно-судинної системи, руйнує гемоглобін крові.

При виробництві титанових шлаків в руднотермічній печі основним джерелом інтенсивних тепловиділень є колошник. При роботі печі колошник має температуру від  $400 \text{ }^\circ\text{C}$  (на периферії) до  $700\text{--}800 \text{ }^\circ\text{C}$  (у центрі між електродами) і завдяки випромінюванню теплоти створює несприятливі умови роботи, особливо влітку. Інтенсивність випромінювання на робочих місцях у колошника, залежно від його стану і відстані до нього, коливається в широких межах, досягаючи  $7 \text{ кВт/м}^2$ , що значно перевищує норму.

На верхньому майданчику печевий піддається найбільшому тепловому опроміненню під час взяття проби титанового шлаку, підходячи на близьку відстань до льотки РТП. Інтенсивність теплового випромінювання коливається від  $4,75 \text{ кВт/м}^2$  до  $5,25 \text{ кВт/м}^2$  залежно від ступеня наповнення виливниці, температури і величини струменя розплаву, що випускається з печі.

Шуровка льоточного отвору здійснюється з відносно далекої відстані, тому і величина випромінювання при цій операції в межах  $3667 \text{ Вт/м}^2$ . При пропаленні льотки інтенсивність теплового випромінювання складає в середньому  $3,08 \text{ кВт/м}^2$ . При обробці колошника і льотки можлива сліпуча дія променів видимого спектру, що поєднується з інфрачервоним, а інколи і з ультрафіолетовим випромінюванням.

Шкідливими чинниками, що впливають на умови роботи робітників під час виробництва титанових шлаків, також є шум, вібрація, висока яскравість електричних дуг, нагрітого матеріалу та шлаку.

Джерелами шуму є ділянка готової продукції (дробарка готового продукту), вузол переробки шлаку (валкова дробарка), крани, електричні дуги, вентилятори та ін. Рівень шуму в цеху складає 87 дБ, при допустимому рівні 80 дБ, що негативно впливає на здоров'я осіб, що працюють (знижується гострота слуху, погіршується зір, ослабляється увага).

Вібрації, в основному середньо і низькочастотні, спостерігаються в кабінах машиністів кранів. Поширеними є локальні вібрації з рівнем 93 дБ, при допустимому рівні 90 дБ.

У технологічних процесах виробництва титанових шлаків основними потенційними небезпеками є ураження електричним струмом, рухомі механізми. Джерелами прихованої небезпеки дії електричного струму є електроустановки. Робота електротермічного устаткування РТП створює небезпеку теплового ураження персоналу.

Аналіз шкідливих і небезпечних виробничих факторів, карта умов праці для робочого місця плавильника титанових шлаків наведені в таблиці 4.1.



Таблиця 4.1 – Оцінка факторів виробничого процесу під час виплавлення титанових шлаків

№	Фактори виробничого середовища і процесу праці	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі та небезпечні умови			Тривалість дії фактора за зміну, %
				I ступінь	II ступінь	III ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м <sup>3</sup> : 1 клас безпеки: титановий концентрат	10	22		2,2		92,36
	3 клас безпеки: оксид вуглецю	20,0	4,8	0,24			
	4 клас безпеки: пил коксу	6,0	2,0	0,3			
2	Пил, переважно фіброгенної дії, мг/м <sup>3</sup>	2	8,4		4,2		92,36
3	Шум, дБА	80	85	5			92,36
4	Вібрація (загальна), дБ	92	93		3		92,36
5	Мікроклімат у приміщенні (теплий період):						8
	- температура, °С;	13-26	34				
	- швидкість руху повітря, м/с;	0,2-0,5	0,35				
	- відносна волога повітря, %;	40-60	35				
- інфрачервоне випромінювання, Вт/м <sup>2</sup>	140	2550			2410		
6	Важкість та напруженість праці	категорія праці – важка, III напружена					

Виконаний аналіз умов праці при виробництві титанового шлаку дозволяє зробити висновок про перевищення нормативних показників за рівнем інфрачервоного випромінювання, шуму, вібрації. Допустимі концентрації також перевищують кількості пилу і титанових концентратів у повітрі робочої зони. Все це дозволяє віднести умови роботи плавильника з виробництва титанових шлаків до 3 класу I ступеня. За показниками робоче місце слід вважати з особливо шкідливими і важкими умовами праці.

#### **4.4 Заходи захисту від впливу небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища під час виробництва титанових шлаків**

Під час виробництва титанового шлаку робітники управляють різними механізмами з електричними приводами, обслуговують РТП, вантажопідйомні машини. Щонайменше відхилення від правил експлуатації, техніки безпеки може привести до нещасного випадку. Тому складну техніку виробництва титанового шлаку обслуговують тільки спеціально підготовлені люди.

Робітники, уперше прийняті на виробництво, проходять ввідний інструктаж по техніці безпеки. Допуск робітника до самостійної роботи здійснюється тільки після перевірки його знань по техніці безпеки.

Під час виробництва титанових шлаків для поліпшення умов праці і захисту працюючих від теплової дії передбачені наступні заходи: теплоізоляція поверхонь, випромінюючих теплоту, за допомогою водоохолоджуваних екранів, щитів, завіс та ін.; теплоізоляція і охолодження робочих місць (постів управління, кабін машиністів кранів та ін.); природна (аерація) і механічна вентиляція; повітряне охолодження замкнутих просторів печей, що знаходяться в ремонті; водорозпилення на робочих місцях і в припливних віконних отворах; спецодяг і індивідуальні захисні пристосування (щитки, екрани, окуляри, світлофільтри); раціональна організація режиму праці і відпочинку, регламентація місця і тривалості роботи в умовах опромінення; облаштування спеціальних місць, кабін і кімнат відпочинку.

За допомогою звукоізолюючих перешкод (метали, бетон, дерево та ін.) можна знизити рівень шуму на 30–40 дБ. Засоби індивідуального захисту від шуму поділяють на протишумові навушники, що закривають вушну раковину, протишумові вкладиші, що перекривають зовнішній слуховий прохід, протишумові шоломи і каски, протишумові костюми.

Для зниження рівня вібрації всі агрегати, що їх створюють (робочі машини, залізничний транспорт, двигуни, вентилятори), встановлюють на самостійних фундаментах, віброізолюваних від підлоги і інших конструкцій

будівель, або на спеціально розрахованих амортизаторах із сталевих пружин або пружних матеріалів. Для ослаблення передачі вібрації і шуму по повітроводам і трубопроводам приєднання їх до вентиляторів і насосів виконується за допомогою гнучкої вставки з гумової тканини або гумового патрубку. Інтенсивність вібрацій деталей агрегатів зменшують шляхом облицювання їхніх поверхонь або заповнення спеціально передбачених повітряних порожнин в них демпфуючими матеріалами [2,4].

Для захисту робітників від дії шкідливих хімічних речовин у цеху з виробництва титанових шлаків передбачені наступні заходи: аспіраційні установки і витяжні зонти від джерел викидів шкідливих речовин. Гази від склепіння РТП очищаються установкою мокрого типу: труба Вентурі і краплевловлювач. Зонт печей має один рукавний фільтр напорного типу на два джерела викиду.

На роботах із шкідливими умовами праці, а також в особливих температурних умовах або пов'язаних із забрудненням тіла робітників і службовців, відповідно до встановлених норм безкоштовно видаються засоби індивідуального захисту (ЗІЗ). До таких засобів відносяться засоби захисту очей, органів дихання, органів слуху від шуму, захист від вібрації, захисні мазі і спеціальний одяг. Найбільш поширеним засобом захисту очей є запобіжні окуляри, які захищають око від шкідливого впливу і разом з тим якомога менше обмежують поле зору, не запітнівають, зберігають ясність бачення, допускають вентиляцію повітря, добре прилягають до обличчя і не роздратовують шкіру. Крім того, окуляри повинні бути міцним і легкими.

В даний час для захисту від пилу застосовують безклапанний респіратор «Пелюстка» і клапанні респіратори (з ватним, фетровим або паперовим фільтром). Ефективність респіратора «Пелюстка» досягає 100 % за умов нормальної вологості повітря. Фільтруючі протигази використовують для захисту органів дихання від шкідливої пари і газів. Як поглиначі застосовують активоване вугілля, силікагель, хемосорбенти.

Найбільш зручними і ефективними противошумами є навушники різних марок. Кріпляться вони до голови за допомогою спеціальних кріплень, які облягають щільно голову.

Спецодяг, спецвзуття і запобіжні пристосування захищають робочих цеху від отруєнь, профзахворювань, а також запобігають можливості поразки електричним струмом. Спецодяг і спецвзуття захищають людину від шкідливих дій пилю, іскр, бризок розплавленого металу, води і холоду.

Заходи попередження поразки електричним струмом: надійне заземлення устаткування і металевих споруд, захисне занулення. Для оберігання очей від опіків застосовують захисні окуляри. У місцях розташування пускових кнопок, вмикачів на підлозі повинні знаходитися гумові килимки.

При обслуговуванні електроустановок застосовують основні і додаткові захисні засоби. До основних відносяться захисні засоби, ізоляція яких надійно витримує робочу напругу установки і при користуванні якими допускається безпосередній дотик до струмоведучих частин, що знаходяться під напругою. До додаткових відносяться засоби захисту, що підсилюють дію основних засобів і які забезпечують безпеку при напрузі дотику і кроковій напрузі. До засобів індивідуального захисту відносяться: ізолююча штанга, ізолюючі кліщі, діелектричні боти, діелектричні рукавички, ізолюючі підставки.

#### **4.5 Вдосконалення технології виробництва титанових шлаків**

Вдосконалення технології виробництва титанових шлаків полягає вдосконаленні випуску титанового шлаку з печі шляхом модернізації конструкції льотки для підвищення продуктивності руднотермічної печі.

На руднотермічних печах потужністю 5 МВт випуск титанового шлаку і сплаву на основі заліза (чавуну) здійснюють спільно через неводоохолоджувану льотку. Як наслідок, під час випуску шлаку температура в каналі льотки різко підвищується і досягає температури розплаву (1750 °С), що випускається та перевищує температуру початку розм'якшення магнезитової футеровки.

В умовах дії високих температур і наявності перепаду температури під час випуску і впродовж плавки футерування льотки піддається швидкому руйнуванню не тільки від теплових періодичних навантажень, але і від хімічної взаємодії магнезитової футеровки з титановим шлаком. Це призводить до швидкого руйнування льоточного шпуру, що, в свою чергу, супроводжується зупинками печі через 10 діб роботи для ремонту льотки, а, отже, і зменшує продуктивність печі.

Графітовані блоки, використовувані замість магнезиту, зменшують вплив різкого змінення температури при випуску розплаву з печі і сприяють збільшенню тепловідводу від каналу льотки до металевого холодильника, в порожнинах якого циркулює вода. Магнезитова втулка має наскрізний канал круглого перетину і забезпечена «холодильником», в звивистих порожнинах якої циркулює вода. Притискають магнезитову втулку до виступаючого графітованого блоку за допомогою клинів. Така конструкція забезпечує захист льотки від хімічного впливу високотемпературного розплаву титанового шлаку на футеровку печі і швидку заміну магнезитової втулки новою при її зносі. Ця операція за часом збігається з міжплавочним простоєм печі або, в разі необхідності здійснюється під час плавлення. Тривалість заміни втулки не перевищує 15 хв.

При закритті шлакової льотки використовують пробку, виготовлену із суміші вогнетривкої глини і вуглецевого відновника в співвідношенні 5:1.

Впродовж роботи печі, футерованої графітовими блоками, від випуску до випуску шлаковий шпур «застигає» практично по всій довжині льотки через велику теплопровідність графітованих блоків.

Запропонована конструкція льотки забезпечує:

- а) скорочення тривалості простоїв руднотермічної печі під час ремонту льотки, отже забезпечує підвищення продуктивності печі;
- б) збільшення тривалості міжремонтного циклу роботи руднотермічної печі, що також сприяє підвищенню продуктивності печі.

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

1. У кваліфікаційній роботі надано характеристики титану, ільменітового концентрату та титанового шлаку. Якість титанового шлаку визначається вмістом діоксиду титану і складом домішок. Найважливішими властивостями титанових шлаків, які впливають на процес відновної плавки, можливість повного поділу чавуну і шлаку, випускання їх з печі, є плавкість, в'язкість і електропровідність.

2. Описано способи виробництва титанових шлаків, їх переваги і недоліки. Вибрано періодичний спосіб виплавки титанового шлаку, описано його теоретичні основи.

3. Складено матеріальний баланс процесу плавки ільменітового концентрату на підставі розрахунків реакцій відновлення складових ільменітового концентрату і поділу компонентів по продуктам відновної плавки. Складено зведений матеріальний баланс процесів виплавки титанових шлаків та окислювання шлаків при обробленні. Розрахунковий склад титанових шлаків відповідає вимогам. Визначено витрати сировини, матеріалів на отримання 1 т титанового шлаку: 1,432 т/т концентрату, 0,153 т/т антрациту, 0,243 т/т повітря.

4. Описано будову та принцип дії, виконано конструктивний розрахунок руднотермічної печі. Для виплавляння титанових шлаків вибрано електродугову руднотермічну піч потужністю 5 МВт. Складено добовий тепловий баланс печі.

5. Описано апаратурно-технологічну схему виробництва титанових шлаків, технологію та режими відновної плавки шлаку в руднотермічній печі.

6. Розроблено заходи щодо захисту плавильника від впливу небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища під час виробництва титанових шлаків.

7. Для захисту від швидкого руйнування льотки через перепад температур під час випуску і впродовж плавки, скорочення простоїв руднотермічної печі запропоновано конструкцію водоохолоджуваної льотки, яка дозволяє підвищити продуктивність руднотермічної печі.

**ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ**

1. Антонюк С. Л., Моляр А. Г., Калинюк А. Н., Замков В.Н. Титановые сплавы для авиационной промышленности Украины. *Спецэлектromеталлургия*. 2003. № 1. С.10-14.
2. Титан / В. А. Гармата и др. Москва : Metallургия, 1983. 559 с.
3. Лебедев В. А., Рогожников Д. А. Metallургия титана : учеб. пособ. Екатеринбург : УМЦ УПИ, 2015. 194 с.
4. Тур А. А. Metallургия титана. Киев : Металагротрейд, 2003. 200 с.
5. Технологія виробництва ТОВ «ЗТМК» / ТОВ «Запорізький титано-магнієвий комбінат». URL: <http://ztmc.zp.ua/ru/produksiya/shlak-titanovyj> (дата звернення 22.04.2022).
6. Денисов С. И. Электротермия титановых шлаков. Москва : Metallургия, 1970. 168 с.
7. Тарасов А. В. Metallургия титана : учеб. пособ. Москва : ИКЦ «Академкнига», 2003. 328 с.
8. Мальшин В. М., Завадовская В. Н., Пампушко Н. А. Metallургия титана. Москва : Metallургия, 1991. 207 с.
9. Зеликман А. Н., Коршунов Б. Г. Metallургия редких металлов : учебник. Москва : Metallургия, 1991. 643 с.
10. Іващенко В. І. Metallургія рідкісних металів : навч. посіб. Ч.1 : Metallургія тугоплавких рідкісних металів. Запоріжжя : ЗДІА, 2005. 168 с.
11. Надольский А. П. Расчеты процессов и аппаратов производства тугоплавких металлов. Москва : Metallургия, 1980. 128 с.
12. Усовершенствование конструкции леточного узла рудотермической печи для выплавки титановых шлаков / Т. П. Гурьянова и др. Metallургія : зб. наук. пр. ЗДІА. Вип.15. Запоріжжя : ЗДІА, 2007. С.143–145.