

Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні

(назва факультету)

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

Пояснювальна записка

до кваліфікаційної роботи бакалавра

рівень вищої освіти перший бакалаврський рівень
(перший (бакалаврський) рівень)

на тему Виробництво феротитану на основі ільменітового концентрату
Іршанського родовища

Виконав: студент 5 курсу, групи 6.1369-з

Мороз С.М.
(ІПБ) (підпис)

спеціальності

136 Металургія
(шифр і назва)

спеціалізація

(шифр і назва)

освітньо-професійна програма

Металургія
(шифр і назва)

Керівник Скачков В.О.
(прізвище та ініціали) (підпис)

Рецензент Проценко В.М.
(прізвище та ініціали) (підпис)

Запоріжжя - 2024 року

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

Кафедра Металургійних технологій, техногенної безпеки та екології
Рівень вищої освіти перший бакалаврський
Спеціальність 136 Металургія
Освітня програма Металургія

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри _____
« _____ » _____ 20 _____ року

З А В Д А Н Н Я

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ СТУДЕНТУ

М о р о з С е р г і й М и к о л а й о в и ч

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту): «Виробництво феротитану на основі ільменітового концентрату Іршанського родовища»

керівник роботи Скачков Віктор Олексійович, д-р техн. наук, професор
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом ЗНУ від « 26 » грудня 2023 року № 2212-с

2 Строк подання студентом роботи 29 травня 2024 року.

3 Вихідні дані до роботи: Вихідні данні для розрахунку шихти

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): 1. Технології та практика виплавки феросплавів; 1.1 Методи розрахунків та способи отримання феросплавів; 1.2 Шихтові матеріали, методи їх збагачення та застосування; 1.3 Схеми виробництва феротитану; 1.4 Технічні

вимоги до ринкових марок феротитану; 2. Технологічні розрахунки у виробництві феротитану; 2.1 Розрахунок шихти для виплавки феротитану; Склад шихтових матеріалів; 2.2 Розрахунок теплового балансу плавки; 3. Технологія виробництва феротитану; 3.1 Хімічний склад марок феротитану; 3.2 Підготовка шихтових матеріалів до виплавці феротитану; 3.3 Технологія виплавки феротитану; 3.4 Технологія виплавки феротитану; 3.5 Виплавка феротитану в індукційних печах; 3.6 Підготовка шихти та виплавка феротитану; 3.7 Розрахунок ваги шихти для плавки феротитану.

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): Титульний аркуш, хімічний склад роздільних марок феротитану, узагальнена схема виробництва феротитану, склад вихідних матеріалів, розрахунок виходу компонентів шихти, матеріальний баланс, фізико-хімічні основи виробництва феротитану, схема підготовки шихти для плавки феротитану, схема отримання феротитану, схема індукційної каналної печі типу «АЯКС», висновки.

Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1	Скачков В.О., проф. кафедри		
2	Скачков В.О., проф. кафедри		
3	Скачков В.О., проф. кафедри		
4	Скачков В.О., проф. кафедри		

4 Дата видачі завдання 26.12.2023 р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Технології та практика виплавки феросплавів		
2	Технологічні розрахунки у виробництві феротитану		
3	Технологія виробництва феротитану		
4	Охорона праці		
5	Оформлення пояснювальної записки		

Студент _____ С.М. Мороз _____
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту) _____ В.О. Скачков _____
(підпис) (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер _____ Ю.О. Белоконь _____
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка складається з 70 сторінок, 18 таблиць, 5 рисунків, 18 джерел посилання.

ФЕРРОТИТАН, ФЕРОСПЛАВ, ВИХІДНА СИРОВИНА, ШИХТА, ВІДНОВНИК, ПЛАВКА, МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС ТЕПЛОВИЙ БАЛАНС

Метою роботи є аналіз технології та практика виплавки феросплавів та розрахунок шихти для виплавки феротитану для виплавки феротитану в індукційних печах.

В роботі розглянуті та представлені аналіз розрахункових методів та способів отримання феросплавів, представлені шихтові матеріали, методи їх збагачення та способи застосування у технології виплавки феротитану. Проведено розрахунки фазового складу шлаків, феротитану, матеріального та теплового балансу.

Після проведеного аналізу запропоновано технологію виробництва феротитану з урахуванням хімічної кінетики, термодинаміки та основного обладнання та технологічного оснащення.

ЗМІСТ

ВСТУП	7
1 ТЕХНОЛОГІЇ ТА ПРАКТИКА ВИПЛАВКИ ФЕРОСПЛАВІВ	10
1.1 Методи розрахунків та способи отримання феросплавів	10
1.2 Шихтові матеріали, методи їх збагачення та застосування	13
1.3 Схема виробництва феротитану	20
1.3.1 Позапічний спосіб виплавки феротитану	20
1.3.2 Електропічний спосіб виплавки феротитану	22
1.4 Технічні вимоги до ринкових марок феротитану	24
2 ТЕХНОЛОГІЧНІ РОЗРАХУНКИ У ВИРОБНИЦТВІ ФЕРОТИТАНУ	27
2.1 Розрахунок шихти для виплавки феротитану	27
Склад шихтових матеріалів	27
Витрата кількості відновника	28
Кількісний розрахунок складу феросплаву	29
Розрахунок кількості та складу шлаку	32
Розрахунок матеріального балансу	32
2.2 Розрахунок теплового балансу плавки	33
2.2.1 Надходження тепла	33
2.2.2 Витрата тепла	35
3 ТЕХНОЛОГІЯ ВИРОБНИЦТВА ФЕРОТИТАНУ	40
3.1 Хімічний склад марок феротитану	40
3.2 Підготовка шихтових матеріалів до виплавці феротитану	40
3.3 Технологія виплавки феротитану	42
3.3.1 Фізико-хімічні основи виробництва феротитану	42
Підготовка матеріалів до плавки	44
3.4 Технологія виплавки феротитану	45
3.5 Виплавка феротитану в індукційних печах	49
3.6 Підготовка шихти та виплавка феротитану	50
3.7 Розрахунок ваги шихти для плавки феротитану	53
4 ОХОРОНА ПРАЦІ	58

4.1 Потенційно шкідливі та небезпечні фактори у феросплавному виробництві	58
4.2 Заходи захисту від впливу шкідливих та небезпечних факторів	61
4.3 Заходи з електробезпеки	64
4.4 Забезпечення пожежної безпеки	64
4.5 Забезпечення виробничої санітарії	66
4.5.1 Природне та штучне освітлення	66
4.5.2 Вентиляція	67
4.5.3 Влаштування побутових та допоміжних приміщень	68
4.5.4 Забезпечення індивідуальних засобів захисту	67
ВИСНОВКИ	68
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	69

ВСТУП

Сучасне виробництво сталей, особливо якісних, передбачає обов'язкове застосування розкислювачів, легуючих, модифікуючих та рафінуючих добавок, без яких не можна забезпечити задані властивості сталей. Добавки намагаються вводити в кінці процесу виплавки сталі - при її випуску в ковш розливу або при позапічній обробці. Велике коло завдань, що вирішуються з використанням феросплавів при виплавці чорних і кольорових металів, обумовлює різноманітність сплавів, що виробляються, обсяг і різні методи їх виробництва, а також застосування спеціальних технологічних прийомів.

Основним показником якості феросплаву є його хімічний склад – вміст у ньому провідного елемента, а також шкідливих домішок (сірки, фосфору, вуглецю та кольорових металів: міді, цинку та деяких інших). Інша важлива характеристика якості феросплаву – його гранулометричний склад, при правильному виборі якого прискорюється процес розплавлення та забезпечується засвоєння легуючого елемента.

Виплавка феросплавів супроводжується їх забрудненням неметалевими включеннями, що пов'язано з підвищеним вмістом у феросплавах елементів, що мають підвищену хімічну спорідненість до кисню. Розчинність цих елементів у феросплавах визначає кількість та форму включень, що містяться у готовій сталі. Важливим фактором, що впливає на якість сталі та сплавів, є вміст у феросплавах газів (особливо водню та азоту). Тому вимоги до якості феросплавів повинні встановлюватись залежно від їхнього технологічного призначення.

За деякими видами феросплавів складається напружена обстановка через відсутність якісної сировини в необхідній кількості.

Основною сировиною для ферохрому є хромітові руди. Запаси багатих хромітів перебувають у Казахстані, ПАР, Індії, Туреччини та інших. Виробники хромових сплавів імпортують дорогу багату руду і подшихтовивають до неї

відносно дешеву бідну вітчизняну хромітову руду зниження собівартості продукції.

Сировиною для виробництва феросиліцію є дешеві та поширені в природі мінерали – кварцити та кварци. Феросиліцій застосовують як розкислювальну та легуючу добавки в сталеплавильному виробництві або як відновник – у феросплавному. Спостерігається тенденція до збільшення частки виробництва висококремністих сортів (65% кремнію та більше) зі зниженим вмістом шкідливих домішок (Al, Ti, Ca та ін.).

Низьковідсотковий феротитан із вмістом 20–40 % Ti отримують алюмотермічним способом із титанових концентратів (ільменітового та рутилового). Феротитан із високим вмістом титану (65–78 % Ti) виплавляють в електричних печах шляхом сплавлення відходів титанових сплавів із сталевою стружкою. Феротитан використовується головним чином для легування нержавіючих та жароміцних сталей.

Найбільшого поширення, особливо для масових феросплавів, набули електротермічний та металотермічний методи виробництва.

Електротермічний метод заснований на використанні дугових електричних печей, у яких тепло виділяється при проходженні струму через газовий проміжок та шихтові матеріали, що мають високий електричний опір. Ці агрегати відрізняються можливістю одержання високих температур у галузі горіння електричних дуг, хімічною нейтральністю джерел тепла, можливістю здійснення процесів з будь-яким складом газової фази. Металотермічний спосіб заснований на використанні тепла хімічних реакцій відновлення металів із оксидів алюмінієм, кремнієм, кальцієм. Процеси з використанням алюмінію можуть здійснюватися без підведення електричної енергії. Однак, з метою економії дорогих відновників і для інтенсифікації процесів використовують попереднє розплавлення шихтових матеріалів у дугових електричних печах.

Феросплави та метали, що виплавляються цими способами, характеризуються високим вилученням провідних елементів та низьким вмістом заліза. Металотермічним методом одержують великий асортимент

різних феросплавів, використовуючи різні варіанти апаратурного оформлення процесу:

- позапічне плавлення «на блок»;
- плавка з випуском металу та шлаку;
- електропічний процес з попереднім розплавленням відновлюваних оксидів та флюсів;
- металотермічний переплав та деякі інші.

Вибір технології та способу виплавки феросплавів вимагає від фахівців вміння проводити різні розрахунки на вибір шихтових матеріалів та відновників з прогнозуванням результатів плавки. З розвитком багаторівневої системи підготовки інженерних кадрів гостро постає питання практики

1 ТЕХНОЛОГІЇ ТА ПРАКТИКА ВИПЛАВКИ ФЕРОСПЛАВІВ

1.1 Методи розрахунків та способи отримання феросплавів

Металургія феросплавів є відновлювальним процесом отримання сплавів і чистих металів з окислених руд або оксидів. Найважливішими відновниками є вуглець, кремній, алюміній, основні методи виробництва – електротермічний та металотермічний. Велику кількість простих та складних феросплавів виробляють у дугових електропечах з використанням як відновник кремній.

Вуглевідновним процесом виробляють феросплави великої групи [1-3]. Метод виплавки - безперервний електротермічний. Метод характеризується значними енерговитратами на проведення відновлювальних процесів (потрібні потужні печі) і насиченням одержуваного сплаву вуглецем через утворення карбідів, тому його застосовують для отримання високовуглецевих сплавів (на основі марганцю, хрому), або сплавів, що не розчиняють вуглець (висококремністих).

До позитивних сторін методу слід віднести універсальність та порівняльну дешевизну відновника: вуглецем можуть бути відновлені оксиди всіх елементів за високих температур процесу, оскільки хімічна спорідненість вуглецю до кисню зростає з підвищенням температури, тоді як у інших елементів – зменшується.

Виплавку сплавів ведуть у закритих і відкритих рудовідновлювальних печах потужністю до 100 МВт з обертовою або стаціонарною ванною, футерованою магнезитовою цеглою або вугільними блоками.

Склад шихти включає рудну (окисну) частину, що містить провідний елемент, вуглецевий відновник і металеві або флюсові добавки для коригування складу сплаву і шлаку.

Розрахунки процесу плавки феросплавів та його математичне моделювання дозволяють успішно вирішувати найрізноманітніші завдання, не

вдаючись до прямих виробничих експериментів, і забезпечувати оптимальні режими плавок, які у конкретних виробничих умовах.

Типові завдання виробництва феросплавів, які вирішуються шляхом математичного моделювання:

- встановлення можливості досягнення заданого значення якогось окремого параметра (якості металу за вмістом у ньому провідного елемента, домішок та ін компонентів при зміні, наприклад, складу сировини);
- вибір оптимального для даних умов варіанта проведення наміченої плавки (отримання заданої кількості сплаву з необхідним хімічним складом за мінімальних витрат матеріалів, часу, праці, енергії);
- отримання повної інформації про всі параметри плавки, у тому числі про ті, експериментальне визначення яких утруднено, аналіз ходу плавки за періодами, синхронізація відновлювальних процесів із температурним режимом тощо.

Розрахунки плавки в цілому або навіть окремої її частини, зважаючи на різноманіття і складність процесів, що відбуваються паралельно і послідовно, повинні зводитися до вирішення систем рівнянь матеріальних і теплових балансів, що важко зробити без програмних засобів.

Для глибокого з'ясування фізико-хімічної сутності процесів при плавлі феросплавів більш цінним виявляється ручний розрахунок за спрощеними схемами з урахуванням специфічних особливостей варіанта плавлення.

Силікотермічним або алюмінієвим способами отримують феросплави зі зниженим або дуже низьким вмістом вуглецю, часто високотемпературні та з підвищеними вимогами до вмісту шкідливих домішок [11]. Методи металотермії широко використовуються в піротехніці, оборонній промисловості, при виробництві великої кількості металів (Mn, Ba, Ca, Ti, Cr, Ta), феросплавів (FeTi, FeNb, FeCr, FeV, FeW, FeB, сплавів з цирконієм, кальцієм, PЗМ) та двох-, трьох-, чотирикомпонентних лігатур на основі перерахованих елементів. Сплави металотермічного виробництва застосовують у металургії якісних сталей та сплавів з особливими фізичними властивостями.

Відмінною особливістю позапічного процесу, коли тепла, що виділяється (екзотермічного) достатньо для плавки, є застосування порошкоподібних матеріалів, що забезпечують високі швидкості протікання реакцій відновлення.

Переваги металотермічного способу отримання феросплавів є: легкість моделювання промислової виплавки шляхом проведення плавки невеликого масштабу; можливість отримання дуже високих температур процесу - до 2300-2800 К - без підведення тепла ззовні; щодо невеликі витрати на апаратне оформлення процесу; хороша кореляція розрахункових складів металотермічних шихт із практичними.

Силікотермічний метод виробництва застосовують для виплавки низьковуглецевих сплавів хрому, марганцю, вольфраму, молібдену, ванадію та інших металів. В основі методу лежить відновлення оксидів руди або концентрату кремнієм феросиліцію (ФС65, ФС75, ФС90) або комплексного сплаву (феросилікохрому, силікомарганцю та ін.) у присутності вапна при періодичному проплавленні шихтових матеріалів у ванні дугової електропечі.

Кремнийвміщуючі відновники отримують на першому переділі шляхом відновлення кремнезему вуглецем. Використання комплексних передових сплавів дозволяє вводити в силікотермічну плавку додаткову кількість провідного елемента, відновленого вуглецем на першому переділі.

Відновлення оксидів кремнієм супроводжується виділенням тепла, якого зазвичай недостатньо для проведення позапічного силікотермічного процесу, тому застосовують електропечі невеликої потужності (2,5–10,0 МВа).

Разом з тим застосування кремнію як відновника ускладнене отриманням великої кількості кислого шлаку, необхідністю застосування флюсів, труднощами отримання кінцевого низькокремністого продукту, значними витратами через його високу вартість.

З перерахованих недоліків основним є складність отримання низьких кінцевих концентрацій кремнію в металі через великий вміст SiO_2 в шлаку і малу активність кремнію в сплаві, де він утворює з металами розчини зі

значними негативними відхиленнями від закону Рауля. Це призводить до необхідності працювати або зі значним надлишком руди, або зі шлаками високої основності (зазвичай близькою до двох).

Склад сплаву, що виплавляється, може бути різним і може представляти феротитан, хром або ферохром, сплави на основі марганцю, подвійні або потрійні лігатури на основі титану, хрому, марганцю, кремнію, алюмінію або феросиліцій. Останній представляє інтерес для металотермічного процесу з погляду методики розрахунку шихти та можливості швидкої оцінки складу сплаву за густиною, хоча в промисловості він виробляється електротермічним методом.

При виплавці феротитану вихідними матеріалами є титановий концентрат, алюміній та вапно. Для підвищення термічності шихти до 3200 кДж/кг додається термітна суміш із оксиду заліза та алюмінію. При виплавці ферохрому вихідними матеріалами є хромовий концентрат (або окис хрому), алюміній та вапно. Підвищення термічності шихти до 3600 кДж/кг проводиться добавкою термітної суміші на основі селітри, солі бертолетової, оксиду заліза або інших окислювачів з активним відновником.

1.2 Шихтові матеріали, методи їх збагачення та застосування

У більшості титанових родовищ основним рудним мінералом є титаномагнетит, що містить від 3 до 17% TiO_2 [1, 2]. Ільменіт у таких рудах в основному перебуває у підпорядкованому положенні і досить часто практично відсутній. Тож розробки корінних родовищ першому плані висувається вирішення проблеми використання основних складових руд – титаномагнетитів, особливо з високим вмістом титану. Дослідження з переробки титаномагнетитів тривають близько двох століть, але проблема їх використання як масової комплексної сировини досі не вирішена. Ці дослідження поетапно можна поділити на три напрями:

- перше - з початку XIX ст. та до 20-х років XX ст.;

- друге - з другої половини 20-х років ХХ ст. до теперішнього часу;
- третє - з початку 50-х років ХХ ст. до теперішнього часу.

Перший напрямок характеризується використанням титаномагнетитів у невеликому обсязі як сировини для чавуну в доменних печах [2]. Вперше переробку титаномагнетитових руд розпочато у першій половині ХІХ ст. з родовища Сенфорд Лейк США і Швеції з родовища Таберг, а кінці ХІХ в. з родовища Айрон-Маунтін у США.

Було зазначено, що при доменній плавці, поряд з відновленням заліза, набуває розвитку процес відновлення TiO_2 до нижчих оксидів, що підвищує тугоплавкість шлаків, знижує їх плинність в області температур доменної плавки та ускладнює ліквідацію металевої та шлакової фаз. В результаті знижується ефективність виплавки чавуну. Тому титаномагнетити додавали в невеликій кількості доменну шихту на основі чистої залізородної сировини, щоб шлаки були низькотитановими і не ускладнювали процес плавки.

Другий напрямок об'єднує дослідження щодо використання титаномагнетитів для вилучення заліза та ванадію [2, 4 – 6]. За кордоном велися дослідження в різних напрямках, що включають електроплавку титаномагнетитів з отриманням ванадієвого чавуну, гідрометалургійне вилучення з них ванадію за схемою «окислювальний випал із лужними добавками – водне вилуговування», збагачення руд з отриманням ільменітового та титаномагнетитового концентратів та ін.

У 1933 р. був розроблений спосіб доменної плавки титаномагнетитів з використанням в шихті лужних гірських порід: нефелінового сіеніту, міаскіту, егірину та інших, в яких лужні оксиди перебувають у нелетючому стані у складі алюмосилікатів (спосіб Е.В. Брицке, К.Х., Тагірова та І.В. Шманенкова) [8, 9].

Технологічні розробки по доменній плавці титаномагнетитів з отриманням ванадієвого чавуну, по конвертерному переділу ванадієвого чавуну з отриманням якісного ванадієвого шлаку і сталі, а так само з переробки ванадієвих шлаків з вилученням ванадію в подальшому були вдосконалені

роботами академіків Ватоліна Н.А., Смирнова Л.А., Леонтьєва Л.І., професорів Шавріна С.В., Фотієва А.А. та багатьох інших вчених [17 – 25].

Одночасно інтенсивні дослідження з використання високотитанових титаномагнетитів для виробництва ванадієвого чавуну проводилися за кордоном із застосуванням електроплавки [19, 26 – 28].

За цим способом 1965 – 1968 рр. компаніями Highvel (ПАР) на базі титаномагнетитових руд [26, 27] та New Zealand Steel (Нова Зеландія) на основі використання титаномагнетитових концентратів з прибережних пісків [28] були створені великі підприємства з виплавки ванадієвого чавуну та його продувки. У цих технологіях титаномагнетитовий концентрат піддається попередньому відновлювальному випалюванню в печах, що обертаються, потім флюсової плавці в руднотермічних електропечах. У цьому вилучення ванадію в чавун становить 82 – 84 %.

У 70-х роках ХХ ст. у Китаї було освоєно доменну плавку високотитанистих титаномагнетитів і побудовано великі металургійні комбінати з виробництва ванадію [19]. Першим і найбільшим є металургійний комбінат Паньчжихуа, який у 2006 р. виробив близько 7,5 млн т сталі. Однак при цьому вилучення ванадію досить низьке і не перевищує 70 - 75% [19].

Протягом останніх 30 років у Китаї виробництво ванадію з титаномагнетитів із застосуванням доменної плавки інтенсивно розвивалося. Згідно з даними ТТР Squared [29], у 2014 р. виробництво ванадію у світі досягло 91 тис. т, а у 2016 р. склало 73 тис. т, з якого близько 55,3 % припадає на Китай та 15,8 % – на ПАР.

З титаномагнетитів виробляється приблизно 90% ванадію, з них 71% пірометалургійними способами, решта – гідрометалургійним способом за схемою «окислювальний випал концентрату з добавками соди – водне вилуговування спеку». Більше 90 % виробленого ванадію використовується для легування сталі, 5 % – для виробництва титанових сплавів, 4 % – у хімічній промисловості та 1 % – у виробництві ванадієвих акумуляторів [29].

Для досягнення максимального вилучення ванадію в чавун (від 70 до 80 – 84 %) доменна плавка та електроплавка високотитанових титаномagnetитів здійснюються із застосуванням великої кількості флюсових добавок – вапняку, доломіту та кварцового піску.

Це призводить до суттєвого зниження вмісту титану в шлаку і розподілу його між різними фазами, що робить титан важко вилученим.

Тому всі ці промислові способи переробки титаномagnetитів не передбачають вилучення титану і безповоротно втрачається з відвальними шлаками. Тільки на металургійному комбінаті Паньчжихуа 600 – 700 тис. т TiO_2 на рік відправляють у відвали у складі шлаку (≥ 3 млн т). У ПАР у відвалах Вітбанку накопичено близько 50 млн т титанових шлаків, що містять до 32% TiO_2 . Згідно з проектом компанії Nyanza Light Metals, шлакові відвали Вітбанку можуть забезпечити сировиною нове виробництво пігментного TiO_2 , що створюється, потужністю 50 тис. т на рік протягом 200 років [30].

Третій напрямок використання титаномagnetиту пов'язано з інтенсивним розвитком авіакосмічної галузі та хімічної промисловості. За кордоном проблема виробництва феротитану вирішена на основі використання рутилових та ільменітових концентратів.

У 1950 р. було проведено дослідження з розробки промислової технології електроплавки високотитанових титаномagnetитових руд іршанського родовища [31].

З 1953 р. було розпочато систематичні дослідження з електроплавки руд різних родовищ з отриманням високотитанових шлаків та чавуну. У 1957 р. було проведено дослідно-промислові випробування двостадійної плавки ільменітових концентратів та укрупнені лабораторні випробування безфлюсової плавки титаномagnetитових концентратів на високовідсотковий титановий шлак [32]. Ці дослідження показали високі техніко-економічні показники двостадійної плавки за схемою «піч, що обертається - електропіч».

У подальших дослідженнях за цією схемою було виконано металургійну оцінку титаномagnetитових концентратів майже всіх родовищ [2, 32 – 34].

Титанові шлаки, отримані з титаномагнетитових концентратів, через високий вміст домішкових компонентів, особливо хромофорних (оксидів хрому, ванадію та марганцю), та низького вмісту TiO_2 ($\leq 60\%$) не відповідали вимогам виробництва пігментного діоксиду титану. Крім цього, при безфлюсовій плавці титаномагнетитових концентратів вилучення ванадію в чавун різко знижується (з 80 - 84 до 60 - 65%), що суттєво погіршує техніко-економічні показники процесу. Для усунення зазначених недоліків та вирішення проблеми використання титаномагнетитів як комплексної залізо-титан-ванадієвої сировини була потрібна розробка нового підходу, який дозволив би витягувати ванадій з титанистого шлаку та отримувати високотитановий продукт з високими техніко-економічними показниками.

У зв'язку з цим на початку 90-х років було розпочато багатосторонні лабораторні дослідження на титаномагнетитових концентратах різних родовищ.

Титаномагнетитові концентрати піддавали плавці за двостадійною схемою: відновлювальний випал концентрату, потім його розподільча плавка з отриманням металевго продукту, що містить 0,2 - 0,3% V, і титанованадієвого шлаку, що містить від 2 до 8% V_2O_5 . Було вивчено розподіл ванадію між металевою та шлаковою фазами залежно від складу титаномагнетитового концентрату. Досліджено фазовий склад шлаків, міжфазний розподіл титану, ванадію та інших елементів у шлаках, процеси окисного випалу шлаків з метою переведення ванадію в розчинну форму для подальшого селективного його вилучення, автоклавна обробка титановмісних залишків (після вилучення ванадію) розчинами сірчаної та соляної кислот для отримання багатих по титану продуктів – синтетичного рутила та синтетичного анатазу. Було показано, що поведінка ванадію при окислювальному випаленні визначається фазовим складом шлаку та розподілом ванадію між цими фазами. Встановлено температурні області руйнування фаз, що ванадію містять, з переходом ванадію в розчинну форму при окислювальному випалюванні шлаків. В результаті розроблено новий процес вилучення ванадію з титанових шлаків із високими показниками.

Досліджено поведінку шлакових фаз при автоклавному вилуговуванні з використанням розчинів соляної та сірчаної кислот. Розроблено нові процеси отримання синтетичного рутила, що містить більше 90% TiO_2 і синтетичного анатазу. Перший є високоякісною сировиною для виробництв титану та пігментного діоксиду титану хлорним способом, другий – універсальна титанова сировина як для сірчано-кислотного виробництва пігментного діоксиду, так і для виробництва тетраклориду титану.

В результаті цих досліджень титанованадієві шлаки за технологічними властивостями були поділені на три групи: аносівітові, аносівіт-шпінелідні та шпінелідні. Для кожної групи шлаку визначено оптимальні умови селективного вилучення ванадію та отримання багатой титанової сировини.

Виконані дослідження дозволили оцінити високотитаністі титаномagnetити за новим принципом, що дуже важливо для попереднього визначення якості та технологічних властивостей титаномagnetитового концентрату для металургійної переробки його як комплексної залізо-титан-ванадієвої сировини з високими техніко-економічними показниками.

У подальших дослідженнях основним завданням було зниження енергетичних витрат за комплексної переробки титаномagnetитів.

Відновлювальний випал концентрату проводили на вугільній підкладці за технологією, розробленою японською компанією Kobe Steel [47, 48]. Актуальність цього напрямку була обґрунтована провідною міжнародною компанією НАТСН у Канаді. Дослідження за тісної співпраці з японськими фахівцями тривали до 2012 р.

Сутність розробленої технології полягає в тому, що котуни або брикети титаномagnetитового концентрату з твердим відновником піддаються твердофазної металізації в печі рухомим подом при підвищенні температури з 1000 до 1350 - 1550 °С протягом близько 10 хв при якій одночасно з завершенням процесу відновлення виникає з утворенням монолітних чавунних гранул та титанового шлаку. У умовах відбувається практично повний поділ металевої і шлакової фаз як гранул.

В результаті встановлено, що при здійсненні металізації концентрату в області низьких температур (1390 - 1425 °С) 65 - 70% ванадію концентрується в титанованадієвому шлаку, а 30 - 35% переходить у метал. У цих умовах виходить низькокремнистий (0,010 – 0,033 % Si) гранульований ванадієвий чавун, що містить 0,20 – 0,25 % V, та титанованадієвий шлак, що містить 4,0 – 4,5 % V_2O_5 .

Низькокремнистий ванадієвий чавун може бути успішно використаний для виробництва якісної легованої сталі. Підвищення температури процесу призводить до збільшення рівня відновлення ванадію. При 1500 – 1570 °С 80 – 85 % ванадію перетворюється на чавун, вміст їх у чавуні сягає 0,7 – 0,8 %. Вміст V_2O_5 у шлаку знижується до 0,8 - 1,2%.

Досліджено процес вилучення ванадію з отриманих шлаків за схемою «окислювальний випал – вилуговування» в області температур 800 – 1200 °С. Це пов'язано з тим, що ванадійвміщуючі фази з підвищеним вмістом заліза (аносовіт і шпінеліди) в окисних умовах легко руйнуються з вивільненням оксидів ванадію. При низькому вмісті FeO (5 – 6 %) стійкість цих фаз зростає, що негативно позначається на добуванні ванадію. Окислення аносовіту $a[(Fe, Ti, V, Cr, Al)_2O_3 \cdot TiO_2] \cdot b[(Fe, Mg)O \cdot 2TiO_2]$ відбувається в області 800 - 1000 °С, а шпінеліду - в області 1000 - 1200 °С. Лімітує стадію процесу утворення розчинних ванадатів є окислення ванадійсодержащего шпінеліду алюмінію $(Fe, Mg)(Al, V)_2O_4$ з руйнуванням його кристалічних ґрат. Зі зменшенням вмісту FeO у шпінеліді цей процес помітно утруднюється. Таким чином, при здійсненні відновлювального випалу титаномангнетитових концентратів за технологією ITmk3 (Kobe Steel), поряд зі зниженням енергетичних витрат, стає можливим регулювати розподіл ванадію між чавуном та шлаком шляхом зміни температури процесу. Це дозволяє при низьких температурах отримати низькокремнистий чавун ванадію, а вилучення ванадію з титанованадієвого шлаку забезпечує повноту його наскрізного вилучення з титаномангнетитових концентратів в порівнянні з існуючими технологіями виплавки ванадієвого чавуну в доменних печах і руднотермічних електропечах. У розробленому

процесі забезпечується практично повне вилучення титану з титаномагнетитів як якісної сировини.

1.3 Схема виробництва феротитану

Феротитан одержують алюмінотермічним способом із ільменітових концентратів. Виплавка феротитану можлива позапічним та електропічним способами. Узагальнена схема виробництва феротитану представлена на рисунку 1.1

1.3.1 Позапічний спосіб виплавки феротитану

Виплавляють феротитан у розбірному чавунному горні, що складається з роз'ємних половин або декількох секцій. Підготовлений (футерований) горн на візку подається в плавильну камеру, обладнану бункерами для шихти, шнеками для її подачі в горн, установкою для пиловловлення та вентиляції. Шихта складається з: запальної суміші (залізна руда, алюмінієвий порошок, феросиліцій, известь); основної частини шихти (ільменітовий концентрат, залізна руда, алюмінієвий порошок, феросиліцій, вапно, кухонна сіль); залізотермітний відновник (залізна руда, алюмінієвий порошок, вапно).

Можливо два способи проведення процесу плавки – з нижнім та верхнім запалом.

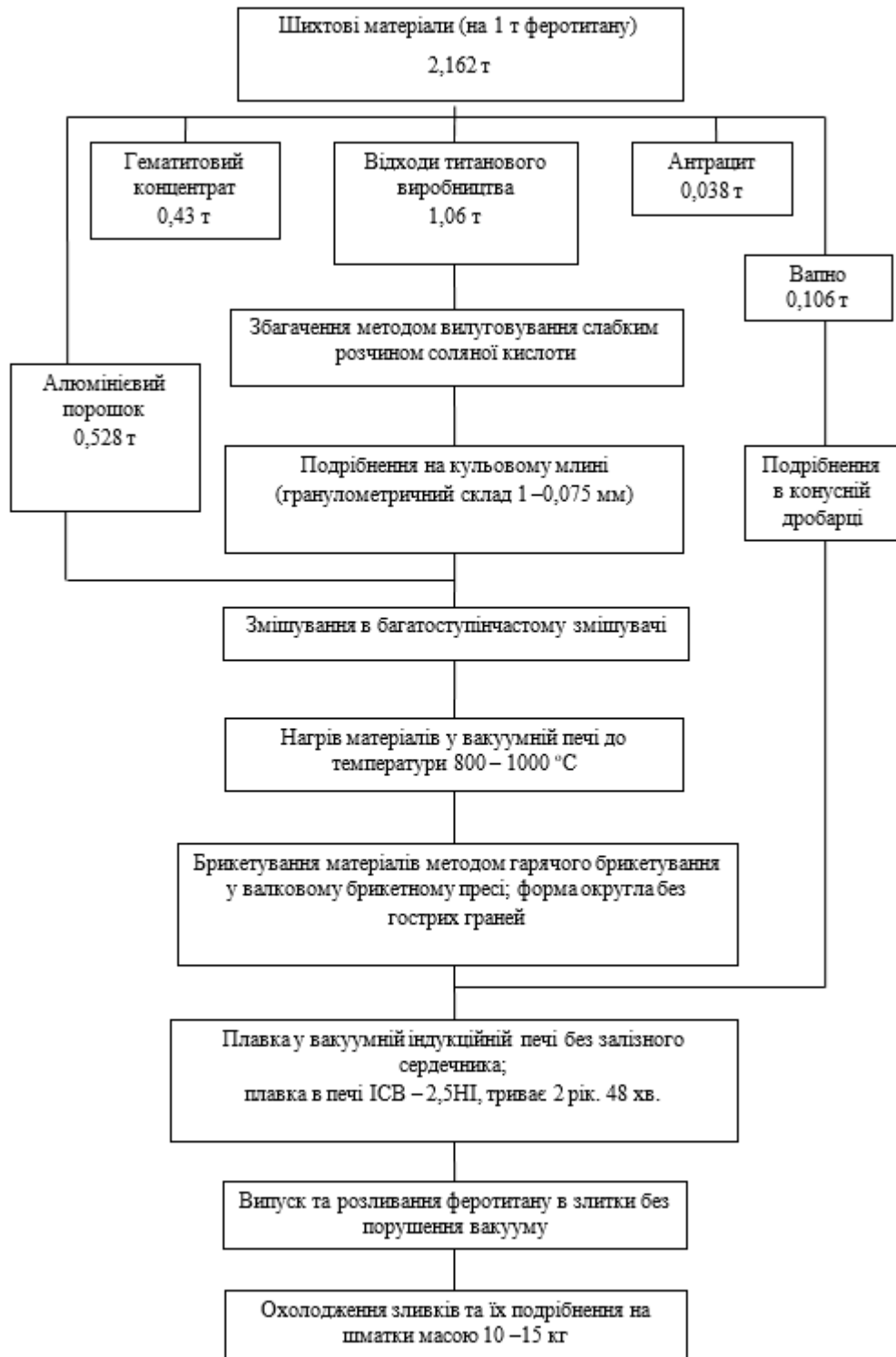


Рисунок 1.1 - Узагальнена схема виробництва феротитану

При проведенні процесу плавки з нижнім запалом перед початком плавки на подину горну насипають близько 200 кг шихти, зверху неї запальну суміш (селітра та магнієва стружка). Запальну суміш підпалюють спеціальним електричним запальником або магнієвою стружкою. Як тільки

екзотермічні процеси стають інтенсивними, в горн за допомогою шнеку подають невеликими порціями підготовлену шихту з бункерів. Після проплавлення залізотермітного осаджувача розплав витримують у горні до повного застигання металу та шлаку, після чого, видаляють скріплюючи горн болті, його знімають з вагонетки. Злиток відділяють від шлаку, замочують у воді та подрібнюють на шматки масою 15 кг.

При проведенні процесу плавки з верхнім запалом всю підготовлену шихту завантажують у плавильний горн та за допомогою запальної суміші підпалюють зверху; процес плавки йде згори донизу.

Більш ефективним є процес з нижнім запалом. Зеркало рідкого розплаву постійно прикрите кулею шихти, теплові втрати менші, що є суттєвою перевагою процесу позапічної плавки.

1.3.2 Електропічний спосіб виплавки феротитану

Одним з ефективних способів отримання феротитану є електропічний спосіб з попереднім розплавленням оксидної частини шихти під дією тепла, що виділяється при підведенні електричної енергії. При цьому способі плавки електричне навантаження набирають на частині розплаву, що залишилася, і завантажують у піч оксидну частину шихти (концентрат з известком); електроди одночасно занурюють у шихту. Після повного розплавлення шихти піч відключають та починають завалку основної частини шихти, що містить титановий концентрат, алюмінієвий порошок з вторинного алюмінію, известку, залізну руду та феросиліцій. Потім до відновлюють оксиди та вводять залізотермічний осаджувач. Після проплавлення вмикають піч, набирають навантаження та гріють шлак для кращого осадження крапель сплаву, що містить 32 – 37 % титану.

Можливо використовувати також технологію виплавки феротитану із введенням у шихту рідкого алюмінію. За цією технологією рідкий алюміній під тиском вводять у змішувальну машину, що обертається, в яку заздалегідь завантажують обпалений ільменітовий концентрат. Розплав алюмінію попадає

через розсікач всередину шарів концентрату, що обертаються. подрібнення алюмінію відбувається в результаті його стирання між кулями концентрату, які рухаються з різною швидкістю в результаті зупиняючої дії стінок змішувача.

Технологія отримання феротитану з відходів титаномагнієвого виробництва складається з наступних етапів: збагачення відходів, брикетування шихтових матеріалів та плавки феротитану.

Відходи титаномагнієвого виробництва містять у своєму складі близько 60 % титану, тому їх можна використовувати для виробництва феротитану. У домішках відходів містяться вуглець, хлор, магній, азот та залізо. За характером сполук відходи містять у собі титан, хлорид титану, карбід титану, магній, хлорид магнію, нітрид магнію та залізо. Збагачення відходів титаномагнієвого виробництва проводиться методом вилуговування 3 % розчином соляної кислоти з витримкою відходів у розчині на протязі 2 год. Після процесу вилуговування у збагачених відходах буде міститися оксид титану (IV), карбід титану.

До шихтових матеріалів при виробництві феротитану з титаномагнієвих відходів належать: збагачені відходи, залізорудний матеріал, вуглецевий матеріал, алюмінієвий порошок з вторинного алюмінію, вапно.

Шихтові матеріали для плавки феротитану (крім известки, воно використовують у дрібнокусковому вигляді) використовують у вигляді брикетів, які отримують методом гарячого брикетування. Процес гарячого брикетування полягає у високотемпературному нагріві ($t = 800 - 1050$ °C), частковому відновленні металів та їх пресуванні у гарячому стані при удільних лещатах до 98 МПа. Перед брикетуванням матеріали підлягають подрібненню переважно до фракції 0,5 мм. Гранулометричний склад матеріалів знаходиться в межах 1 – 0,075 мм. Процес спільного подрібнення матеріалів виконують на кульових, стрижневих чи вібраційних млинах. Потім подрібнені матеріали надходять у багатоступінчастий змішувач, який на протязі 50 хв. перемішує матеріали до рівномірного розподілення компонентів шихти в обсязі всієї суміші. Перед брикетуванням матеріали необхідно попередньо нагріти. Це

можна здійснити у вакуумній нагрівальній печі. Брикети з комплексної сировини при гарячому брикетуванні одержують на валкових брикетних пресах з попередньою підпресовкою матеріалів. Брикети, отримані гарячим способом, при транспортуванні руйнуються несуттєво, вони водо- та атмосферостійкі.

Плавка феротитану проводиться у вакуумній індукційній печі без залізного осердя. Плавка в індукційній вакуумній печі складається з завантаження шихти, відкачування печі до робочого тиску, розплавлення шихти, доведення та рафінування металу, випуску та розливання, очищення тиглю.

1.4 Технічні вимоги до ринкових марок феротитану

Феротитан, призначений для розкислення та легування сталі, сплавів та чавунів, а також для виробництва зварювальних матеріалів повинен відповідати показникам технічного рівня, встановленим для марки ФТі30А. Такі вимоги передбачені для вищої, а інших марок - першої категорії якості. Марки та хімічний склад феротитану повинні відповідати вимогам, наведеним у таблиці 1.1.

Для задоволення вимог споживача виготовляються такі марки феросплавів: - феротитан марки ФТі70С08 з масовою часткою цирконію не більше 1,0%, молібдену не більше 1,5%; - феротитан марки ФТі70С1 з масовою часткою вуглецю не більше 0,3%, фосфору та сірки не більше 0,03% кожного; - феротитан марки ФТі35С5 з масовою часткою титану більше 40%, вуглецю не більше 0,1%, сірки не більше 0,03%, міді не більше 1,0% або не більше 0,2%; - феротитан марки ФТі35С7 з масовою часткою титану більше 40%; - феротитан марки ФТі35С8 з масовою часткою титану більше 40%, алюмінію не більше 10% і міді не більше 1,5%; - феротитан марки ФТі25 з масовою часткою алюмінію та (або) кремнію в межах від 5 до 15%. Феротитан випускається в шматках масою трохи більше 15 кг.

Таблиця 1.1 - Хімічний склад роздільних марок феротитану

Марка	Масова частка, %												
	Ti, не менше	Al	Si	C	P	S	Cu	V	Mo	Zr	Sn	Mn	Cr
		не більше											
ФТі70С05	68-75	5	0,5	0,2	0,05	0,05	0,2	0,6	0,6	0,6	0,10	-	-
ФТі70С08	68-75	4	0,8	0,3	0,03	0,03	0,3	1,8	2,0	1,5	0,15	0,8	0,8
ФТі70С1	65-75	5	1	0,4	0,05	0,05	0,4	3,0	2,5	2,0	0,15	-	-
ФТі35С5	28-40	8	5	0,2	0,04	0,04	2	0,4	0,4	0,2	0,04	-	-
ФТі35С7	28-40	9	7	0,2	0,07	0,05	2	0,8	0,5	0,2	0,05	-	-
ФТі35С8	28-40	14	8	0,2	0,07	0,07	3	1,0	1,0	0,7	0,08	-	-
ФТі30	28-37	8	4	0,12	0,04	0,03	0,4	0,8	0,4	0,2	0,01	-	-
ФТі25	20-30	5-25	5-30	1,0	0,08	0,03	-	-	-	-	-	-	-

Кількість дрібниці, що проходить через сито з розмірами осередків 10x10 мм, не повинна перевищувати 6% загальної маси партії для феротитану марок ФТі70С05, ФТі70С1, ФТі70С08 та 10% для феротитану інших марок. При виготовленні феротитану для зварювальних матеріалів кількість дрібниці не нормується. За погодженням із споживачем феротитан виготовляється відповідно до класів крупності, зазначених у таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 - Маса крупності спеціальних марок феротитану

Клас крупності	Розмір частин (шматків), мм	Масова частка продукту, %	
		Над ґратами	Під ґратами
1	Св. 50 до 200	10	10
2	>>3,2 >>200	10	8
3	>>25 >>100	10	10
4	>>3,2 >>100	10	8
5	>>3,2 >>50	10	8
6	>>3,2 >>10	10	15
7	>>3,2	10	-

Примітка: 1. Розмір частинки (шматка) виражається нормальними розмірами сторони квадратного осередку світла. 2. Клас крупності вказують цифрою наприкінці позначення марки через тире, наприклад, ФТі35С5-2.

Контроль гранулометричного складу феротитану проводиться періодично на кожній 500 плавці. При отриманні незадовільних результатів хоча б за одним

із показників проводять повторну перевірку на подвійній вибірці, відібраній від тієї самої партії. Результати перевірки поширюються на всю партію.

2 ТЕХНОЛОГІЧНІ РОЗРАХУНКИ У ВИРОБНИЦТВІ ФЕРОТИТАНУ

2.1 Розрахунок шихти для виплавки феротитану

2.1.1 Склад шихтових матеріалів

Склад вихідних матеріалів для виплавки феротитану представлений у табл. 2.1. Розрахунок ведеться на 100 кг титанового концентрату [3].

Таблиця 2.1 - Склад вихідних матеріалів

Матеріали	Вміст, %												
	TiO ₂	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	MgO	CaO	S	п.п.п.	Al ₂ O ₃	Si	Cu	Fe	Al
Титановий концентрат обпалений	44,5	15,0	33,45	3,0	1,6	0,8	0,05	-	1,6	-	-	-	-
Залізна руда	-	-	96,0	2,0	-	1,0	-	-	1,0	-	-	-	-
Вапно	-	-	-	5,0	-	90	-	3,0	2,0	-	-	-	-
Крупка алюмінієва	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,0	2,0	2,0	95,0
Феросиліцій	-	-	-	-	-	-	-	-	-	75,0	-	23,0	2,0

На підставі практичних даних приймається:

1. 70% TiO₂ відновлюються до титану, 15% TiO₂ до TiO та 15% до Ti₂O₃.
2. 97 % Fe₂O₃ залізної руди та концентрату відновлюється до заліза та 3% до FeO; 100% концентрату FeO відновлюється до заліза.
3. 90% кремнезему відновлюється до кремнію.
4. Відношення Al до Ti у сплаві становить 0,25.
5. На 100 кг концентрату витрачається 2 кг залізняку (для підвищення термічності процесу) в шихту і 6 кг для осадження корольків; 1 кг феросиліція в шихту та 0,5 кг для осадження; 1,5 кг алюмінію для осадження [37].
6. 50% кремнію з феросиліцію переходить у сплав, 50% бере участь у відновленні.
7. 86% алюмінію бере участь у відновленні, 11% переходить у сплав, 3% окислюється киснем повітря.

2.1.2 Витрата кількості відновника

Відновлення титану з оксидів виробляється кремнієм та алюмінієм: 1кг.

75%-го феросиліція, заданого в шихту, вносить кремнію $1,0 \cdot 0,75 = 0,75$ кг.

З цієї кількості 50% переходить у сплав, а 50% зв'язуючого $0,375 \times 32/28 = 0,43$ кг кисню.

Необхідно зв'язати алюмінієм $29,67 - 0,43 = 29,24$ кг кисню.

Таблиця 2.2 - Розрахунок кількості пов'язаного кисню

Вихідний оксид	Продукт	Зі 100 кг концентрату та 2 кг залізняку відновлюється	При відновленні виділяється кисню, кг
TiO ₂	Ti	$44,5 \cdot 0,7 \cdot 48/80 = 18,69$ кг Ti	$44,5 \cdot 0,7 \cdot 32/80 = 12,46$
TiO ₂	TiO	$44,5 \cdot 0,15 \cdot 64/80 = 5,34$ кг TiO	$44,5 \cdot 0,15 \cdot 16/80 = 1,34$
TiO ₂	Ti ₂ O ₃	$44,4 \cdot 0,15 \cdot 144/160 = 6,0$ кг Ti ₂ O ₃	$44,5 \cdot 0,15 \cdot 16/160 = 0,67$
FeO	Fe	$15 \cdot 1,0 \cdot 56/2 = 11,67$ кг Fe	$15 \cdot 16/72 = 3,33$
Fe ₂ O ₃	Fe	$33,45 \cdot 0,97 \cdot 112/160 = 22,71$ кг Fe	$33,45 \cdot 0,97 \cdot 48/160 = 9,73$
Fe ₂ O ₃	Fe	$2 \cdot 0,96 \cdot 0,97 \cdot 112/160 = 1,30$ кг Fe	$1,92 \cdot 0,97 \cdot 48/160 = 0,56$
Fe ₂ O ₃	FeO	$33,45 \cdot 0,03 \cdot 144/160 = 0,90$ кг FeO	$1,06 \cdot 16/160 = 0,11$
Fe ₂ O ₃	FeO	$2 \cdot 0,96 \cdot 0,03 \cdot 144/160 = 0,05$ кг FeO	$1,06 \cdot 16/160 = 0,11$
SiO ₂	Si	$(3,0 + 2 \cdot 0,02) \cdot 0,9 \cdot 28/60 = 1,28$ кг Si	$3,04 \cdot 0,9 \cdot 32/60 = 1,46$
Усього			29,67

Потрібно алюмінію:

$$29,67 \cdot 54/48 = 32,89 \text{ кг.}$$

Переїде алюмінію в сплав

$$(32,89 \cdot 0,11)/0,86 = 4,21 \text{ кг.}$$

Тут 0,86 - коефіцієнт використання алюмінію на відновлення, 0,11 – коефіцієнт переходу алюмінію до металу.

З урахуванням чаду та переходу алюмінію в сплав потрібно алюмінієвої крупки:

$$\frac{32,89 + 4,21}{0,95 \cdot 0,97} - \frac{37,1}{0,92} = 40,32 \text{ кг}$$

2.1.3 Кількісний розрахунок складу феросплаву

У якості осадників корольків сплаву на шлак осідає термітна суміш наступного складу, кг:

Залізна руда.....6;

Алюмінієва крупка..... 1,5;

Феросиліцій 75%-й.....0,5.

Алюміній зв'язує кисню

$$1,5 \cdot 0,95 \cdot 0,97 \cdot \frac{48}{54} = 1,23 \text{ кг.}$$

Кремній зв'язує кисню:

$$0,5 \cdot 0,75 \cdot 0,5 \cdot \frac{32}{28} = 0,21 \text{ кг}$$

Склад сплаву наведено в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Розрахунок хімічного складу феротитану

Елемент	Перейшло до сплаву, кг					Склад сплаву, %
	Із концентрату	Із алюмінію	Із феросиліцію	Із заліза	Усього	
Титан	18,69	–	–	–	18,69	28,26
Залізо	11,67 + 22,71	$(40,32 + 1,5) \times 0,02 = 0,84$	$(1,0 + 0,5) \cdot 0,23 = 0,35$	$1,30 + 3,36 = 4,66$	40,23	60,83
Алюміній	–	4,21	$1,5 \cdot 0,02 = 0,03$	–	4,24	6,41
Кремній	$3,0 \cdot 0,9 \cdot 28/60 = 1,26$	$41,88 \cdot 0,01 = 0,42$	$1,0 \cdot 0,75 \cdot 0,5 = 0,37$	$2 \cdot 0,02 \cdot 0,9 \cdot 28/60 = 0,02$	2,07	3,13
Мідь	–	$41,88 \cdot 0,02 = 0,85$	–	–	0,85	1,29
Сірка	$100 \cdot 0,0005 = 0,05$	–	–	–	0,05	0,08

Таблиця 2.4 - Розрахунок фазового складу шлаку

Оксид	Надходить у шлак, кг						Склад шлаку, %
	З концентрату	Від окислення алюмінієвої крупки	Від окиснення феросиліцію	Із залізняку	З вапна	Разом	
Al ₂ O ₃	1,6	$(41,85 \cdot 0,95 - 4,21) \cdot 102/54 = 67,09$	-	$8 \cdot 0,001 = 0,08$	$10 \cdot 0,02 = 0,2$	68,97	71,64
TiO	5,34	-	-	-	-	5,34	5,54
Ti ₂ O ₃	6,0	-	-	-	-	6	6,23
SiO ₂	$3,0 \cdot 0,1 = 0,3$	-	$(1 \cdot 0,75 \cdot 0,5 + 0,5 \cdot 0,75) \cdot 60/28 = 1,77$	$2 \cdot 0,02 \cdot 0,1 + 6 \cdot 0,02 = 0,124$	$10 \cdot 0,05 = 0,5$	2,69	2,78
FeO	$33,45 \cdot 0,03 \cdot 144/160 = 0,90$	-	-	$2 \cdot 0,96 \cdot 0,03 \cdot 144/160 + 0,86 = 0,912$	-	1,81	1,88
MgO	1,6	-	-	-	-	1,6	1,66
CaO	0,8	-	-	$8 \cdot 0,01 = 0,08$	$10 \cdot 0,9 = 9$	9,88	10,27
Усього	16,54	67,09	1,77	1,19	9,7	96,29	100,0

2.1.4 Розрахунок кількості та складу шлаку

Для зниження температури плавлення шлаку в шихту додають 9 кг вапна на 100 кг концентрату і до складу осадника 1 кг на 100 кг концентрату. Вага та склад шлаку наведені в табл. 2.4.

Кратність шлаку $96,29/66,13 = 1,45$.

Для окислення надлишкового алюмінію потрібно кисню повітря:

$40,32 \cdot 0,95 \cdot 0,03 \cdot 4/548 = 1,02$ кг.

Кисню супроводжує азот: $1,02 \cdot 77/23 = 3,38$ кг.

Вапно виділяє летких: $10,0 \cdot 0,03 = 0,3$ кг

2.1.5 Розрахунок матеріального балансу

В таблиці 2.5 та 2.6 представлені розрахунки матеріального балансу та виходу компонентів шихти.

Вилучення титану складе при умов вмісту титану в концентраті 44,5%:

$44,5 \cdot 48/80 = 26,72$ кг.

Титану в сплаві 18,69 кг, добування титану

$18,69 \cdot 100/26,7 = 70\%$.

Таблиця 2.5 – Матеріальний баланс

Задано	кг	Отримано	кг
Концентрат	100,0	Сплав	66,13
Алюмінієва крупка	41,82	Шлак	96,29
Залізна руда	8	Гази (3,38+0,3)	3,68
Вапно	10		
Феросиліцій 75%-й	1,5		
Повітря (1,02 + 3,38)	4,4		
Нев'язка	0,38 (0,23		
Усього	166,1	Усього	166,1

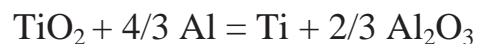
Таблиця 2.6 - Розрахунок виходу компонентів шихти, кг

Матеріал	На 1 т металу (28% Ti)	У перерахунку на 25% Ti
Концентрат	(44,5 % TiO ₂) 100·1000/66,13 = 1512	1512·25/28=1350
Алюмінієва крупка	(95% Al) 41,82·100/66,13=632	565
Залізна руда	8·100/66,13=120	108
Феросиліцій 75%-й	1,5·100/66,13=22	20
Вапно	10·100/66,13=151	135

2.2 Розрахунок теплового балансу плавки

2.2.1 Надходження тепла

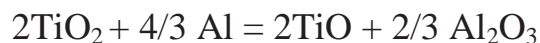
1. Теплота відновлення титану з діоксиду:



$$\Delta H = -196930 \text{ Дж.}$$

$$g_1 = 44,5 \cdot 0,7 \cdot 196930/80 = 76719 \text{ кДж.}$$

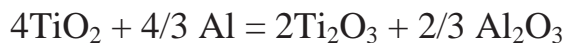
2. Теплота відновлення TiO₂ до TiO:



$$\Delta H = -410620 \text{ Дж.}$$

$$g_2 = 44,5 \cdot 0,15 \cdot 410620/160 = 17137 \text{ кДж.}$$

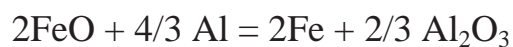
3. Теплота відновлення TiO₂ до Ti₂O₃:



$$\Delta H = -586600 \text{ Дж.}$$

$$g_3 = 44,5 \cdot 0,15 \cdot 586600/320 = 12235 \text{ кДж.}$$

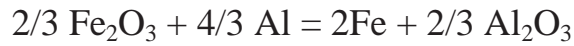
4. Теплота відновлення FeO до Fe:



$$\Delta H = -565650 \text{ Дж.}$$

$$g_4 = 15 \cdot 565650/144 = 58922 \text{ кДж.}$$

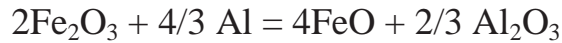
5. Теплота відновлення Fe₂O₃ до Fe:



$$\Delta H = -565650 \text{ Дж.}$$

$$g_5 = 24,41 \cdot 565650/108 = 127847 \text{ кДж.}$$

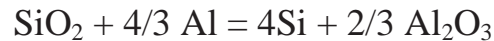
6. Теплота відновлення Fe_2O_3 до FeO :



$$\Delta H = -543862 \text{ Дж.}$$

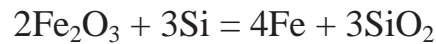
$$g_6 = 1,81 \cdot 543862/4 = 3418 \text{ кДж.}$$

7. Теплота відновлення кремнезему:



$$g_7 = 2,74 \cdot 247763/60 = 11405 \text{ кДж.}$$

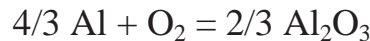
8. Теплота відновлення Fe_2O_3 кремнієм феросиліція:



$$\Delta H = -962569 \text{ Дж.}$$

$$g_8 = (0,375 + 0,375) \cdot 962569/3 \cdot 28 = 8594 \text{ кДж.}$$

9. Окислення алюмінію киснем повітря:



$$\Delta H = -1098620 \text{ Дж.}$$

$$g_9 = 1,15 \cdot 1098620/36 = 35095 \text{ кДж.}$$

Разом екзотермічні реакції дають тепла:

$$\Sigma g = g_1 + g_2 + g_3 + g_4 + g_5 + g_6 + g_7 + g_8 + g_9 \text{ кДж.}$$

$$\Sigma g = 76719 + 17137 + 12235 + 58922 + 127847 + 3418 + 11405 + 8594 + 35095 = 351\,372 \text{ кДж.}$$

10. Фізичне тепло матеріалів.

Концентрат, руду, вапно та алюміній підігрівають до 200°C .

У розрахунках теплоємність концентрату приймається рівною теплоємності залізняку ($1,006 \text{ кДж/кг}\cdot^\circ\text{C}$).

$$100 \text{ кг концентрату вносять } 1,006 \cdot 100 \cdot 200 = 20118 \text{ кДж;}$$

$$8 \text{ кг залізняку вносять } 1,006 \cdot 8 \cdot 200 = 1610 \text{ кДж;}$$

$$10 \text{ кг вапна вносять при теплоємності } 0,729 \text{ кДж/кг}\cdot^\circ\text{C}$$

$$0,729 \cdot 10 \cdot 200 = 1458 \text{ кДж;}$$

41,82 кг алюмінієвої крупки при теплоємності 0,8977 кДж/кг·°С

$$0,897 \cdot 41,82 \cdot 200 = 7500 \text{ кДж.}$$

Усього всі матеріали вносять $20118 + 1610 + 1458 + 7500 = 30686$ кДж.

Сумарний прихід тепла:

$$351372 + 30686 = 382058 \text{ кДж.}$$

На 1 кг матеріалів, що беруть участь у процесі, буде отримано:

$$382058/161,7 = 2363 \text{ кДж.}$$

161,7 - прихід матеріалів за матеріальним балансом за мінусом маси повітря ($166,1 - 4,40 = 161,7$), кг.

2.2.2 Витрата тепла

Тепловміст металу та шлаку розраховується наступним чином. Визначається кількість тепла, необхідного для:

- нагрівання металу та шлаку від 25 °С до температури плавлення;
- розплавлення;
- перегріву рідкого металу та шлаку до 1850 °С (2123 К).

Атомарна теплоємність заліза в інтервалі температур:

від 273 до 1050 °С $C_p = 4,13 + 6,38 \cdot 10^{-3} \cdot T$;

від 1050 до 1181 °С $C_p = 11,5 + 12 \cdot 10^{-3} \cdot T$;

від 1181 до 1674 °С $C_p = 7 + 4 \cdot 10^{-3} \cdot T$;

від 1674 до 1803 °С $C_p = 45,15$ кДж/моль.

Для рідкого заліза $C_p = 34,15$ кДж/моль.

Тепловміст при нагріванні від T_1 до T_2 отримують шляхом інтегрування рівняння теплоємності в межах між T_1 і T_2 за певним інтегралом:

$$Q = \int_{T_1}^{T_2} C_p dT \quad (2.1)$$

Таким чином, тепловміст заліза вважається :

$$Q_1 = 4,13 \int_{298}^{1050} dT + 6,38 \cdot 10^{-3} \int_{298}^{1050} T dT$$

$$Q_1 = 26560 \text{ Дж}$$

$$Q_2 = 11,5 \int_{1050}^{1181} dT + 12 \cdot 10^{-3} \int_{1050}^{1181} T dT$$

$$Q_2 = 13563 \text{ Дж.}$$

$$Q_3 = 7 \int_{1181}^{1674} dT + 4 \cdot 10^{-3} \int_{1181}^{1674} T dT$$

$$Q_3 = 26255 \text{ Дж.}$$

$$Q_4 = Cp \cdot (T_2 - T_1).$$

$$Q_4 = 11 \cdot (1803 - 1674) = 5946 \text{ Дж.}$$

Аналогічно розраховується тепловміст для рідкого заліза:

$$Q_5 = 8,5 \cdot (2123 - 1803) = 10928.$$

Теплота перетворень, Дж:

$$\text{FeO до Fe} \quad \Delta H_1 = 691;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ до Fe} \quad \Delta H_2 = 1446;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ до FeO} \quad \Delta H_3 = 1027;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ кремнієм феросиліція} \quad \Delta H_4 = 14946.$$

Повний тепловміст складається:

$$Q_{\text{Fe}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5 + \Delta H_1 + \Delta H_2 + \Delta H_3 + \Delta H_4.$$

$$Q_{\text{Fe}} = 26560 + 13563 + 26255 + 5946 + 10928 + 691 + 1446 + \\ + 1027 + 14916 = 101332 \text{ Дж/моль.}$$

Тепловміст 1 кг заліза складе:

$$101332/56 = 1809 \text{ кДж.}$$

Тепловміст титану визначимо по формулі (2.1) для відповідних інтервалів температур.

$$Q_1 = 5,25 \int_{298}^{1150} dT + 2,52 \cdot 10^{-3} \int_{298}^{1150} T dT$$

C_p – для рідкого титану 31,4 Дж/моль, тоді

$$Q_2 = Cp \cdot (2123 - 1423) = 30587.$$

Теплота перетворення складає:

$$\text{Ti}_T \text{ в Ti}_4 \quad \Delta H_1 = 3980 \text{ Дж;}$$

$$\text{Ti}_4 \text{ в Ti}_ж \quad \Delta H_2 = 18239 \text{ Дж.}$$

Загальний тепловміст титану складе

$$Q_{Ti} = Q_1 + Q_2 + \Delta H_1 + \Delta H_2,$$

$$Q_{Ti} = 25182 + 30587 + 3980 + 18239 = 77988 \text{ Дж/моль.}$$

Тепловміст 1 кг титану дорівнюватиме:

$$77988/48 = 1625 \text{ кДж.}$$

Теплоємність твердого алюмінію для інтервалу температур (273 -932 °С):

$$C_p = 4,88 + 3,22 \cdot 10^{-3} T.$$

Для рідкого алюмінію $C_p = 29,33 \text{ Дж/моль.}$

Теплота плавлення алюмінію $\Delta H = 10685 \text{ Дж.}$

Атомний тепловміст твердого алюмінію при 932 К для інтервалу температур від 273 до 932 К: $Q_{Al_1} = 18009 \text{ Дж.}$

Нагрівання рідкого алюмінію до 1850 °С (2123 К) складе в інтервалі температур від 932 до 2123 К.

$$Q_{Al_2} = 29,33 \cdot (2123 - 932) = 34639 \text{ Дж.}$$

Повний тепловміст складе:

$$Q_{Al} = Q_{Al_1} + Q_{Al_2} + \Delta H,$$

$$Q_{Al} = 18009 + 34639 + 10685 = 63333 \text{ Дж/моль.}$$

Тепловміст 1 кг алюмінію дорівнює $63333/27 = 2346 \text{ кДж.}$

Атомна теплоємність твердого кремнію в інтервалі температур від 298 до 1173 К розраховується за формулою:

$$Q_1 = 5,74 \int_{298}^{1173} dT + 0,617 \cdot 10^{-3} \int_{298}^{1173} T dT - 101 \cdot 10^{-5} \int_{298}^{1173} T dT$$

$$Q_1 = 21650 \text{ Дж/моль.}$$

Атомну теплоємність кремнію в рідкому стані розраховують за формулою:

$$Q_2 = 5,33 \int_{1176}^{1687} dT + 1,058 \cdot 10^{-3} \int_{1173}^{1687} T dT$$

Для розрахунку приймається відома величина: $Q = 14736 \text{ Дж/моль.}$

При нагріванні від 1687 до 2123 К Q_3 дорівнюватиме:

$$Q_3 = Cp(2123 - 1687),$$

$$Q_3 = 27,74 (2123 - 1687) = 12094 \text{ Дж/моль.}$$

Теплота плавлення кремнію $\Delta H = 39637 \text{ Дж.}$

Повний тепловміст кремнію при температурі 1850°C розраховується шляхом складання всіх величин:

$$Q_{Si} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + \Delta H,$$

$$Q_{Si} = 21650 + 14736 + 12094 + 39637 = 88117 \text{ Дж/моль.}$$

Тепловміст 1 кг кремнію дорівнюватиме $88117/28 = 3147 \text{ кДж.}$

Тепловміст 1 кг феротитану з 2,3% Ti; 61% Fe; 6,4% Al; 3,1% Si при 1850 °C становитиме

$$1625 \cdot 28,3/100 + 1809 \cdot 61/100 + 2346 \cdot 0,4/100 + 3147 \cdot 3,1/100 = 1811 \text{ кДж.}$$

Тепловміст шлаку можна порахувати приблизно за формулою:

$$q_{ш} = 0,28 \cdot t + 50.$$

Для $t = 1850 \text{ °C}$ $q_{ш} = 2380 \text{ кДж.}$ Тоді 96,3 кг шлаку матимуть тепловміст, що дорівнює:

$$2380 \cdot 96,3 = 229200 \text{ кДж.}$$

Таблиця 2.7 - Тепловий баланс плавки

Надходження тепла	кДж	%	Витрата тепла	кДж	%
Екзотермічні реакції	351372	91,67	Тепловміст металу	119761	31,35
Фізичне тепло матеріалів	30686	8,33	Тепловміст шлаку	229200	59,95
			Теплові втрати на різниці приходу та витрати	33197	8,7
Разом	382058	100	Разом	382058	100

3 ТЕХНОЛОГІЯ ВИРОБНИЦТВА ФЕРОТИТАНУ

3.1 Хімічний склад марок феротитану

Ферротитан при виробництві сталі використовують для легування та розкислення сталі. Титан є стабілізатором, пов'язує вільний вуглець і міцні карбіди, перешкоджає утворенню карбідів хрому, зменшує інтеркристалічну корозію та покращує зварюваність корозійностійких хромонікелевих сталей. Хімічний склад феротитану представлений у табл.3.1.

Таблиця 3.1 - Хімічний склад титанових феросплавів

Марка	Ti	Вміст, %									
		C	P	S	Cu	Mo	Zr	V	Sn	Al/Ti	Si/Ti
		Не більше									
Ti0	28,0-35,2	0,1	0,04	0,03	0,05	0,05	0,1	0,2	0,01	0,25	0,12
Ti1	28,0-35,2	0,2	0,04	0,04	2,0	0,4	0,2	0,4	0,04	0,25	0,16
Ti2	25,0-35,2	0,2	0,07	0,07	3,5	1,0	0,7	1,0	0,08	0,40	0,28
TiВ	не менше 60,0	0,2	0,05	0,05	0,3	0,6	0,6	0,6	0,10	0,070	0,012
TiВ1	не менше 60,0	0,4	0,05	0,05	0,5	2,5	2,0	3,0	0,15	0,10	0,02

3.2 Підготовка шихтових матеріалів до виплавки феротитану

Шихтовими матеріалами для виробництва феротитану є руди та концентрати мінералів титану: рутили (TiO_2), ільменіти ($FeO \cdot TiO_2$), перовскіти ($CaO \cdot TiO_2$) та ін. Мінерали титану в природі містять оксиди заліза. Зміст TiO_2 коливається від 90-98% у рутилі до 39% у перовскіті. Всі ці сполуки мають різний хімічний склад, особливо сильно відрізняється в них вміст оксидів заліза.

Особливе значення для металургії феротитану мають ільменітові, титаномагнетитові та титаноцирконієві руди. Їх піддають збагаченню гравітаційним, магнітним та флотаційним методами. Хімічний та

мінералогічний склад деяких концентратів, які використовують для виплавки сплаву титану, наведено у табл. 3.2 [1].

Таблиця 3.2 - Хімічний склад титанових концентратів

Сорт концентрату	Масовий зміст, %			
	TiO ₂	Ti ₂ O ₃	SiO ₂	Волога
I	42,0	53,6	2,5	7,0
II	40,0	53,6	2,5	7,0
III	38,0	53,6	4,0	10,0

Після збагачення одержують титанові концентрати, зразковий склад яких наведено в табл. 3.3.

Таблиця 3.3 - Склад титанових концентратів

Концентрат	Вміст, %									
	TiO ₂	SiO ₂	FeO	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	S	H ₂ O
Ільменітовий	41-	2-	27-	12-	1,5-	0,15-	2,0-	0,5-	0,1-	3-
	45	3,5	36	20	2,5	0,5	3,0	1,0	0,3	10
Перовскитовий	44-47	2-3	-	4-6	1,0	31-37	1,5-2,5	0,2	0,05	-

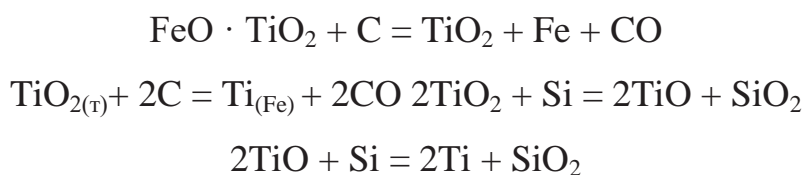
Оскільки вміст кремнію в ферротитані обмежена, то концентраті вміст кремнезему має перевищувати 2,5 %. Титанові концентрати піддають окислювальному випалюванню при 800-1100 °С, в процесі якого видаляють сірку, для чого застосовуються барабанні печі, що обертаються. Безпосереднє використання нагрітого концентрату після випалу для виплавки дає змогу покращити тепловий баланс плавки та знизити енергоємність процесу.

3.3 Технологія виплавки ферротитану

3.3.1 Фізико-хімічні основи виробництва ферротитану

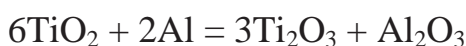
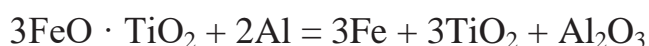
Відновлення титану з оксидів можна здійснити або карботермічним, або силікотермічним способом, витягуючи титан вуглецем з утворенням сплаву, що

містить залізо та високий вміст вуглецю за реакцією:

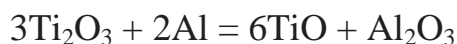


Однак при цьому отримують ферокарбонат кальцію, який може застосовуватися тільки для розкислення високо вуглецевих сталей, або при відновленні кремнію отримують сплав з низьким вмістом Ті 20–25 %, який має обмежене застосування у сталеплавильному виробництві. Тому широке застосування у виробництві сплавів титану отримав спосіб відновлення оксидів титану алюмінієм [37].

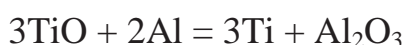
В основу алюмотермічного виробництва феротитану покладено відновлення ільменіту ($\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$) алюмінієм у присутності вапна:



$$\Delta G^0 = -87270 + 2,1 \cdot T, \text{ кДж/моль.}$$

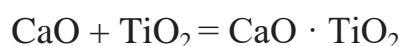


$$\Delta G^0 = -41860 + 14,1 \cdot T, \text{ кДж/моль.}$$



$$\Delta G^0 = -114950 + 48,64 \cdot T, \text{ кДж/моль.}$$

Основний оксид TiO_2 з Al_2O_3 утворює єднання $\text{TiO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$, що суттєво ускладнює відновлення титану. У присутності вапна руйнується $\text{TiO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ і утворюється $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$. Однак при надлишку вапна можлива її взаємодія з TiO_2 по реакції:



Це веде до зниження активності TiO_2 у шлаку, і, відповідно, до зменшення відновлення шлаку. Оптимальна кількість вапна в шихті не повинна перевищувати 20% маси алюмінію. Шлак алюмотермічного процесу формується з Al_2O_3 , TiO_2 та CaO (сума їх у шлаку становить 95–98 %). Кратність шлаку 1,3.

Для нормального перебігу процесу необхідна питома теплота 2,5-2,6 МДж/кг. Якщо необхідної термічності шихти не вистачає, її потрібно підігрівати.

Оскільки титан з кремнієм утворює міцніші сполуки, ніж титан з алюмінієм, для збільшення ступеня відновлення титану і зменшення вмісту сталі алюмінію в шихту додають феросиліцій для отримання в сплаві близько 5% Si.

Підвищення у складі шихти Fe_2O_3 при виплавці феротитану призводить до підвищення термічності процесу та сприяє відновленню титану.

Як відновник для отримання феротитану в основному використовується вторинний алюміній, з якого розплавленням або пульверизацією стисненим повітрям отримують порошок (хімічний склад вторинного алюмінію представлений в табл. 3.4).

Таблиця 3.4 - Хімічний склад вторинного алюмінію

Марка	Масова частка,							
	суми Al та Mg, не менше	у тому числі Mg, не більше	домішок, не більше					Усього
			Cu	Zn	Si	SnAs	o	
AB97	97,0	0,1	0,1	0,1	1,0	0,1	0,1	3,0
AB91	91,0	3,0	3,0	0,8	3,0	0,3	0,2	9,0
AB87	87,0	3,0	3,8	3,3	5,0	0,3	0,2	13,0

Пек для отримання алюмінієвого розплаву опалюється природним газом. Розплавлений алюміній заливають у ємність, з якої він під тиском 150-250 кПа надходить у форсунку з паралельною подачею стисненого повітря. Струмінь повітря і порошку алюмінію направляється в камеру, де порошок охолоджується і по транспортеру надходить у бункер, а потім у баддю.

Згідно технічним умовам алюмінієвий порошок повинен задовольняти вимоги щодо фракції частинок (табл. 3.5).

Таблиця 3.5 - Фракційний склад частинок алюмінієвого порошку

Фракція	Вміст, %	
	I сорт	II сорт
0,1	≥ 20	≥ 25
0,1-1,0	≥ 70	≥ 65
1,0-3,0	≥ 15	≥ 20

Оптимальні умови для одержання порошку: температура алюмінію в тиглі 983–1023 К, тиск над металом 170 кПа, тиск повітря 450–500 кПа та питома витрата повітря 0,28–0,30 кг/т порошку. Продуктивність форсунки складає 1000-1500 кг/год. Можливе застосування рідкого алюмінію, що безпечніше порівняно з використанням порошку алюмінію. А розплавлення алюмінію можна здійснювати у електричних печах опору.

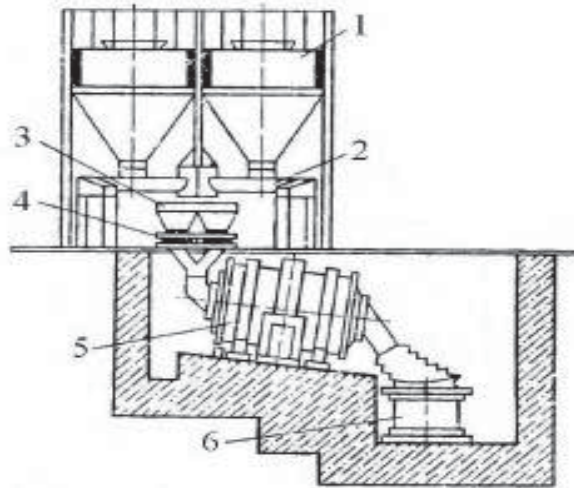
3.3.2 Підготовка матеріалів до плавки

Успішне застосування тонкоподрібнених матеріалів може бути досягнуто тільки при їх оздобленні шляхом брикетування. Велике значення для плавки має точність дозування та ретельне перемішування шихти, чим забезпечується рівномірне відновлення в кожному елементарному обсязі шихти, що потрібно при позапечному процесі. Схема установки з підготовки суміші зазначена на рис. 3.1 [2].

Тривалість змішування не менше ніж 15 хв. Змішану шихту пересипають у баддю і переміщують у приймальний бункер запасної камери.

При отриманні феротитану використовують флюс, яким служить свіжообпалене мелене вапно ≤ 3 мм 90 % СаО та мелений феросиліцій (ФС45 або ФС78) фракції ≤ 20 мм.

У процесі плавки застосовують багату залізну руду (Fe_2O_3 95-97%), попередньо піддану сушінню, подрібненню та просіюванню через сито 5мм. Максимальна ефективність процесу досягається за однакової крупності шихтових матеріалів.



1 – бункер; 2 - весодозуючий візок; 3 – змішувач; 4 – цебра

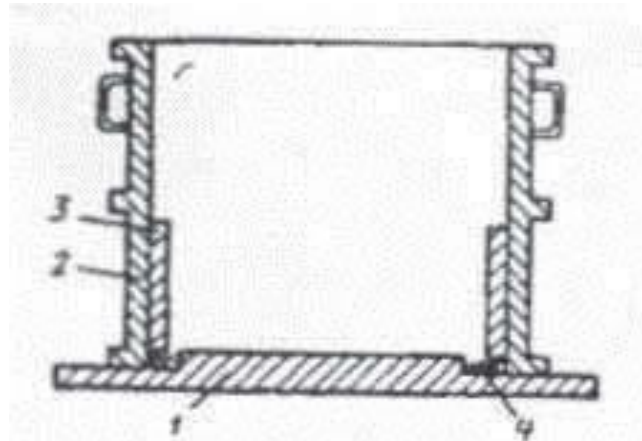
Рисунок 3.1 - Схема підготовки шихти для плавки феротитану:

3.4 Технологія виплавки феротитану

Технологічна схема виробництва феротитану наведена на рис. 1.1.

Як плавильний агрегат використовують розбірний горн на візку, футерований шляхом торкретування меленим магнезитом. Плавку ведуть із нижнім запалом. Запальна суміш складається з селітри та магнеєвої стружки. Після початку процесу в горн завантажують шихту. Швидкість процесу становить 300 кг/м² хв. В результаті плавки одержують злиток від 3 до 45 т. Тривалість плавки близько 18-20 хв. Для осадження крапель сплаву титану в кінці плавки горн дають осаджувальну суміш багатої залізної руди і алюмінію з метою зменшення втрат сплаву зі шлаком.

Плавку ведуть «на блок» без відновлення титанистих шлаків і з відновленням. У першому випадку плавку ведуть у спеціальному тиглі (рис. 3.2).



1 – чавунний піддон; 2 – розбірний чавунний тигель; 3 – шаблон циліндра тигля

Рисунок 3.2 - Тигель для плавки феротитану

Висота шахти вибирається з розрахунку, щоб блок металу та шлаку займав $\frac{3}{4}$ висоти шахти. Діаметр блоку металу приблизно в п'ять разів більший за його висоту. Прагнення зменшити товщину зливка пов'язане з ліквідацією алюмінію та титану.

На візок встановлюють чавунний піддон (1) та роз'ємну чавунну шахту (2). На дно шахти засипають і утрамбовують шар магнезитового порошку або меленого високоглиноземистого шлаку товщиною 200-250 мм. На подіну встановлюють шаблон циліндра з покрівельного заліза висотою 460 мм таким чином, щоб його низ увійшов на 40-50 мм в засипку подіни; простір між шаблоном та стіною шахти засипають меленим шлаком або магнезитовим порошком (3).

Візок із зібраною шахтою заковчують у запальну камеру, забезпечену витяжною вентиляцією. На дно шахти з бункера насипають близько 500-600 кг шихти і запалюють її запальною сумішшю. Склад запальної суміші може бути різним. Одна із сумішей, наприклад, складається з 500 г магнієвої стружки та 500 г селітри.

Суміш поміщають в лунку в центрі засипного шару шихти і підпалюють за допомогою електричної іскри, смолоскипу і т. п. Теплом гарячої суміші спочатку запалюється шихта, а від неї вся маса шихти; через 40-50 с після

займання запальної суміші в шихту рівномірно, за допомогою шнека подається з бункера шихта.

Для зменшення тепловипромінювання плавку намагаються вести таким чином, щоб дзеркало ванни було закрито шаром шихти по всій площі шахти.

Для затвердіння та охолодження блок витримують у шахті протягом 10 год, після цього розбирають шахту, знімають її верхню половину та блок металу з розташованим над ним шлаком, додатково протягом 10 год витримують на вагонетці.

Після повного затвердіння знімають блок шлаку та вивозять його у відвал, а блок металу на майданчику переносять у бак, де охолоджують водою. Завдяки різкому охолодженню блок металу тріскається, що полегшує його обробку.

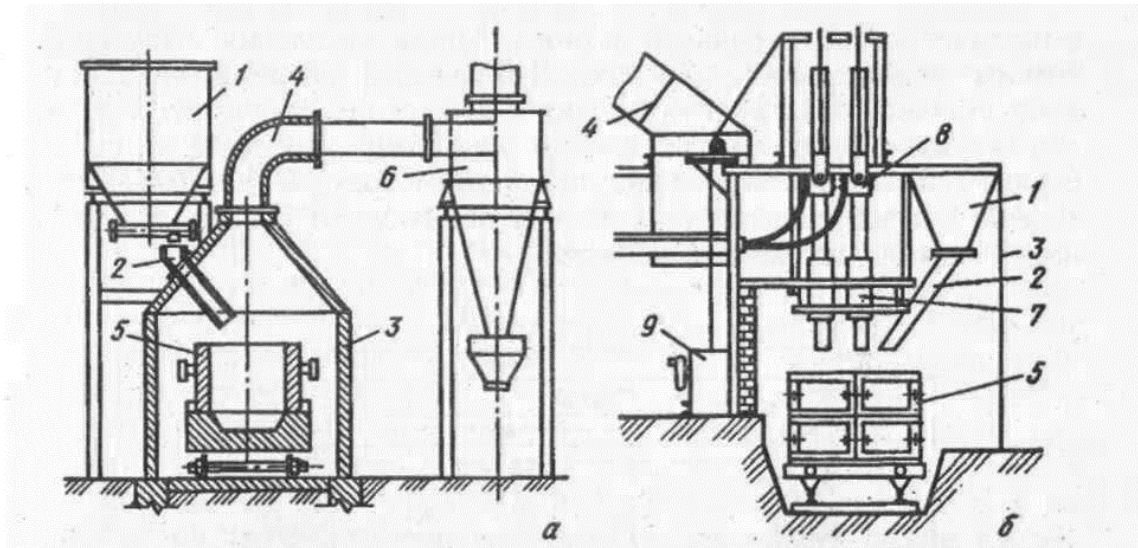
Блок феротитану дроблять на шматки масою не більше 10 кг, контролюють на чистоту від включення шлаку, якщо потрібно, чистять від шлаку і після отримання аналізу упаковують у залізні барила або бігбеги.

Техніко-економічні показники. Питома витрата шихти на 1 т феротитану (з 20 % Ti), кг:

ільменітовий концентрат (38% TiO ₂).....	1030;
алюмінієва крупка.....	400;
залізна руда.....	100;
вапно.....	100;
феросиліцій 75%-й.....	10;
відходи виробництва.....	85.

Вилучення титану становить 70-75%.

У другому випадку, з метою зменшення втрат титану зі шлаком та отримання високоглиноземистого напівпродукту, плавку ведуть з випуском рідких продуктів в металоприймач, з якого шлак переливають у плавильний горн, який додають вапно, кварцит, феросиліцій і алюмінієвий порошок. Горн поміщають під електроди (рис. 3.3).



a – горн без електропідігріву, *б* – електропічний агрегат для металотермічного плавлення з підігрівом: 1 – бункер із шихтою; 2 – живильник; 3 – плавильна камера; 4 – газовідведення; 5 – плавильний горн; 6 – циклон; 7 – електрод; 8 – електродотримач; 9 – механізм переміщення електродів

Рисунок 3.3 - Схема отримання феротитану

В результаті плавки отримують феросилікотитан (~ 25 % Ti; 30 % Si і 10–25% Al). За схемою, вказаною на рис. 3.3, *б* отримують додатковий високоглиноземистий напівпродукт (~ 70 % Al_2O_3 ; 2–4 % TiO_2 ; 16–17 і CaO 0,1–0,3 % FeO). На 1 т феротитану витрачається 880 кг концентрату ільменіту з вмістом ~ 42 % TiO_2 , 450 кг алюмінієвого порошку, 105 кг вапна, 23 кг феросиліція ФС75 і 100 кг залізної руди, вилучення титану в сплав приблизно 7.

На заводах використовується також технологія виплавки феротитану із введенням у шихту рідкого алюмінію. Рідкий алюміній під тиском вводять в змішувальну машину, що обертається, в яку, заздалегідь завантажують обпалений ільменітовий концентрат. Розплав алюмінію потрапляє через розсікач внутрішньо шарів концентрату, що обертаються. Алюміній подрібнюється, стираючись між шарами концентрату, які рухаються з різною швидкістю, в результаті гальмівної дії стінок змішувача. Застосування рідкого алюмінію або його порошку визначається техніко-економічною та організаційною доцільністю.

3.5 Виплавка феротитану в індукційних печах

Переваги індукційного способу виробництва феротитану:

- добре регульований тепловий режим;
- більше низька температура плавлення у порівнянні з алюмінотермічним феротитаном;
- мінімальний чад елементів;
- найменша витрата електроенергії порівняно з ВДП та ЕШП;
- високий вміст провідного елемента, близько 70%;
- мінімальна кількість шкідливих домішок: вуглецю (C) та азоту (N);
- час плавлення та розчинення ФТі70 в оброблюваному металі мінімальний, оскільки температура плавлення значно нижча від точки кристалізації сталі;
- властиві феротитану механічна міцність, що забезпечує задовільний дробність при утворенні мінімуму дрібних фракцій (пилу); низькі значення пористості, розсипаності та ліквідації елементів у злитку; задовільний гранулометричний склад та гарний товарний зовнішній вигляд; сприятлива мікроструктура;
- можливість використання практично всіх видів титанових відходів та сталевих брухту.

Сприятливі умови застосування індукційного методу виплавки феротитану створюються при отриманні евтектичного складу (68–71 % титану), що має низьку температуру плавлення (1085 °C) (діаграма залізо – титан, рис. 3.4) [37].

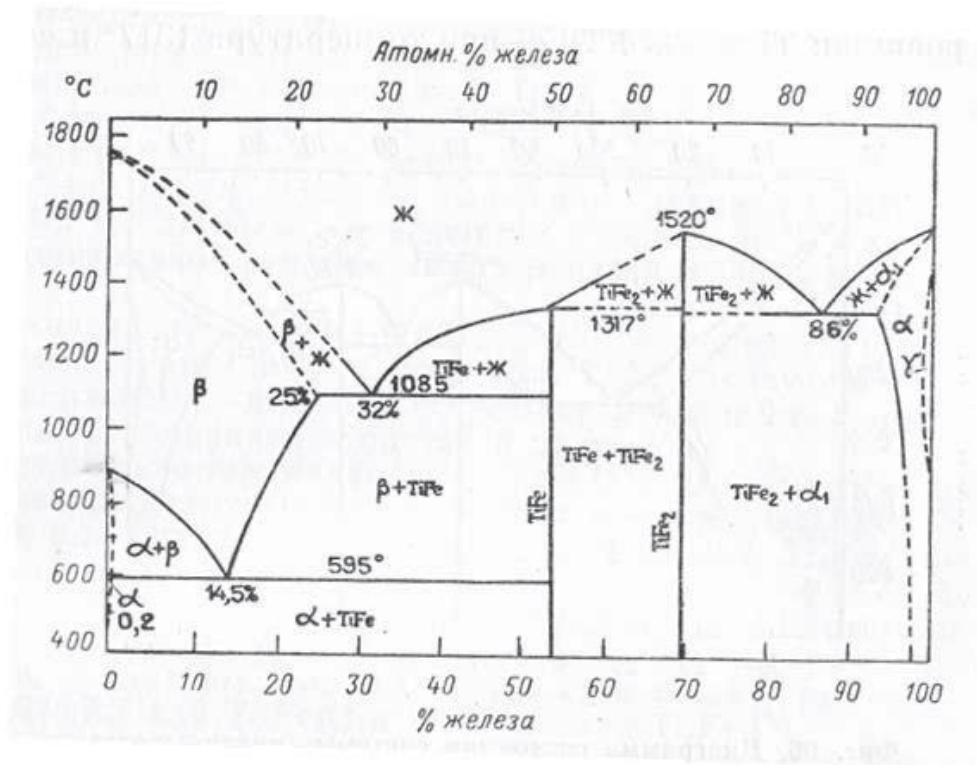


Рисунок 3.4 - Діаграма стану системи Fe-Ti [1]

Технологічний процес виробництва високовідсоткового феротитану індукційним способом складається з наступних основних операцій:

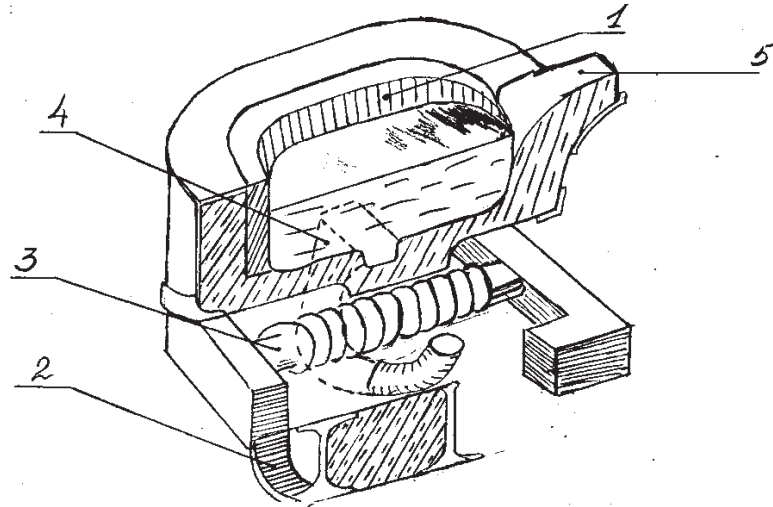
- підготовка шихтових матеріалів;
- розрахунок та подача навішування до печі;
- завантаження та плавлення шихтових матеріалів;
- розливання металу;
- охолодження злитків;
- подрібнення, упаковка та транспортування.

3.6 Підготовка шихти та виплавка феротитану

Як шихтові матеріали для виплавки феротитану використовують:

- сталевий брухт та відходи сорту 1А та 4А за ГОСТ 2787–75;
- некондиційні відходи титанових сплавів за СТП 05.139–00;
- відсів дрібниці, що утворюється при дробленні сплаву, у кількості не більше 50 кг на плавку.

Виплавку феротитану здійснюють в індукційних електропечах промислової частоти. Печі відкритого типу з магнезитовим футеруванням та садом 600–650 кг (рис. 3.5).



1 – шахта; 2 – подовий камінь із плавильним каналом; 3 – магнітопровідз індуктором; 4 – кільцевий канал із розплавленим металом;
5 – зливний носок

Рисунок 3.5 - Схема індукційної каналної печі типу "Аякс"

Розливання металу проводять безпосередньо з печі в чавунну виливницю, звільнену від попередніх злитків. Для уникнення привару та роз'їдання виливниці її змащують сумішшю складу: азбестит, азбозурит або азбестова крихта – 70 % і графіт – 30 %, розведеного водою до консистенції сметани, або вапном, розведеним водою до порції 1:10. Виливниця прямокутна, внутрішні розміри 600×1500 мм (низ) та 800×1700 мм (верх); товщина зливка 200-250 мм.

Високовідсотковий феротитан має підвищену крихкість, що дає можливість дробити його до шматка масою не більше 15 кг безпосередньо на роздавальному столі дробильної установки при температурі злитка менше 100 °С [1].

Технологічні характеристики індукційної каналної печі: максимальна споживана потужність, кВт 300;
напруга, що підводиться в індуктор, 500;
частота струму, Гц 50;

розміри каналу:

зовнішній діаметр, мм..... 610;

внутрішній діаметр, мм..... 540;

товщина футерування, мм 240.

Шихтові матеріали для виплавки високовідсоткового феротитану:

- титанова стружка високовідсоткових сплавів титану;
- відходи гарнісажної плавки у вигляді сплесків та шматків;
- відходи та заготівля високовідсоткового феротитану;
- дефектна титанова губка;
- сталевий брухт.

Титанова стружка, що використовується як шихта, повинна бути попередньо роздроблена, знежирена, просушена і просепарована, а сталеві стружка - роздроблена, знежирена і просушена. Перед завантаженням у піч стружку брикетують методом пресування на брикет-пресі типу Б-6238 зусиллям 600 тс. Попередньо сталеву та титанову стружку перемішують у барабанному змішувачі у співвідношенні 70 % Ti та 30 % Fe.

Першу плавку феротитану на печі після ремонту проводять на рідкому ферротитані, виплавленому в іншій печі, для створення гарнісажу за спеціальним технологічним режимом протягом п'яти годин.

Завантаження шихтових матеріалів здійснюють через лоток методом зіштовхування у такому порядку:

- дрібні відходи титану до повного покриття болота в печі;
- половина навішування сталевих брухту;
- титанові відходи.

Після розплавлення шихти вводять частину сталевих брухту, що залишилася, титанову стружку і титанові відходи. У процесі плавлення роблять осадження шихти титановим прутком. У разі загусання розплаву додають алюміній (по 3 кг).

Перед випуском розплав ретельно перемішують. Злив розплаву здійснюється через зливну шкарпетку безпосередньо в чавунну виливницю,

встановлену на спеціальному візку. Попередньо внутрішню поверхню виливниці обробляють вапняним розчином для запобігання привару розплаву.

У міру заповнення виливниці поверхневий шар розплаву перемішується титановим прутком з метою виведення газів. Для видалення усадкової раковини виробляється доливка. Дзеркало розплаву захищається шаром флюсу (флюориту марки ФФ 95, 97). Перелив розплаву через краї виливниці забороняється.

Зливки феротитану, з метою їхньої повної кристалізації, витримуються на розливному візку у виливницях не менше 20 хв. Потім виливниця транспортується на майданчик охолодження та подрібнення, відгороджену у плавильному відділенні.

Охолодження здійснюється зрошуваною водою, яка подається через спеціальні форсунки протягом 40-50 хв, в агрегаті водяного охолодження.

Подрібнення феротитану виробляють у дві стадії:

- на дробильній установці із пневмомолотом;
- на щоківній дробарці з пакетом сит для поділу на фракції.

3.7 Розрахунок ваги шихти для плавки феротитану

Титанові відходи, які є, суворо розділені за марками. Розрахунок шихти здійснюється на допустиме зміст елементів.

Середній вміст титану 70%, решта – залізо.

Максимальний вміст елементів у ферротитані марки ФТі65А5, % (табл. 3.5).

Таблиця 3.5 - Хімічний склад феротитану

Елементи	Al	Mo	V	Zr	Sn	Si	Cu	C	Ti
Кількість, %	5,00	2,50	3,0	2,0	0,15	1,00	0,40	0,2	65–75

Вага шихти вважається рівною 550 кг і приймається за 100%. Як вихідні використовуються матеріали, наведені в табл. 3.6:

- відходи середньовуглецевих сталей зі середнім вмістом вуглецю 0,5%;
- відходи титанових сплавів;
- брикети зі стружки титану та заліза.

Таблиця 3.6 - Хімічний склад титанових сплавів

Марка сплаву (група)	Хімічний склад, %					
	Ti	Al	Mo	V	Zr	Sn
ВІД 4 (1 гр.)	96,0	4,0	-	-	-	-
ВТ 6 (2 гр.)	90,0	6,0	-	4,0	-	-
ВТ 8 (2 гр.)	90,0	6,5	3,5	-	-	-
ВТ 16 (2 гр.)	87,5	3,0	5,0	4,5	-	-
ВТ 23 (2 гр.)	89,0	5,0	2,0	4,0	-	-
ВТ 20 (2 гр.)	89,0	6,0	1,5	1,5	2,5	-
ВТ 5-1 (3 гр.)	92,0	5,0	-	0,5	-	2,5

Визначаємо середній вміст титану в шихтових матеріалах (відходи сплавів), вважаючи, що всі сплави надходять різними частками по масі:

$$Ti_{cp} = \frac{N_1 + N_2 + N_3 + N_4 + N_5 + N_6 + N_7}{7}$$

де N_1-N_7 – відсотковий вміст Ti у шихтових сплавах.

$$Ti_{cp} = \frac{96,0 + 90,0 + 90,0 + 87,5 + 89,0 + 89,0 + 92,0}{7} = 90,5 \%$$

Чад титану при плавці приймається 5%, тоді кількість титанових відходів складе:

$$Ti_{від} = \frac{G \cdot 0,7}{Ti_{cp} \cdot 0,95}$$

де G - навішування шихти, що дорівнює 550 кг;

0,7 – відсоток вмісту титану у сплаві феротитану;

Ti_{cp} - середній вміст титану в шихтовій заготівлі;

0,95 - вихід годного з урахуванням 5% чаду титану при плавці.

$$Ti_{від} = \frac{55 \cdot 0,7}{0,905 \cdot 0,95} = 447,6 \text{ кг}$$

Розрахунок кількості титанових відходів за марками сплавів з урахуванням допустимого вмісту елементів (запас по елементу $\approx 10\%$):

– на припустимий вміст Sn:

$$\text{BT 5-1: } (0,1 \cdot 550)/2,5 = 22 \text{ кг,}$$

з урахуванням запасу по елементу приймаємо 20 кг.

Відходи BT 5-1 внесуть:

$$\text{Al} = (20 \cdot 5,0)/550 = 0,18\%;$$

$$\text{V} = (20 \cdot 0,5)/550 = 0,018\%.$$

– на припустимий вміст Zr:

$$\text{BT 20: } (0,3 \cdot 550)/2,5 = 66 \text{ кг,}$$

з урахуванням запасу елементу приймається $66 \cdot 0,9 = 60$ кг.

Відходи BT 20 внесуть:

$$\text{Al} = (60 \cdot 6)/550 = 0,65\%$$

$$\text{V} = (60 \cdot 1,5)/550 = 0,16\%,$$

$$\text{Mo} = (60 \cdot 1,5)/550 = 0,16\%.$$

– на припустимий вміст V: беруться у рівній кількості сплави BT6, BT16, BT23 із середнім вмістом $V = 4,2\%$,

$$(1,5 - 0,018 - 0,016) \cdot 550 / 4,2 = 168 \text{ кг,}$$

із запасом $168 \cdot 0,9 = 150$ кг, тобто кожного сплаву по 50 кг.

Відходи BT 6 внесуть:

$$\text{Al} = (50 \cdot 6,0)/550 = 0,55\%$$

Відходи BT 16 внесуть:

$$\text{Al} = (50 \cdot 3,0)/550 = 0,55\%$$

$$\text{Mo} = (50 \cdot 5,0)/550 = 0,45\%$$

Відходи BT 23 внесуть:

$$\text{Al} = (50 \cdot 5,0)/550 = 0,45\%$$

$$\text{Mo} = (50 \cdot 2,0)/550 = 0,28\%$$

- на припустимий вміст Mo:

$$\text{BT 8} = (1,5 - 0,18 - 0,16 - 0,45) \cdot 550 / 3,5 = 99,8 \text{ кг}$$

з урахуванням запасу $99,8 \cdot 0,9 = 90$ кг.

Відходи ВТ 8 внесуть:

$$Al = 90 \cdot 6,5/550 = 1,16\%.$$

Решта від необхідної кількості титанових відходів – відходи ОТ 4:

$$447 - 20 - 60 - 150 - 90 = 127 \text{ кг.}$$

Відходи ОТ 4 внесуть:

$$Al = 127 \cdot 4,0/550 = 0,2\%.$$

Відходи сталевих брухту:

$$550 - 447 = 103 \text{ кг.}$$

Результати розрахунку зведені у табл. 3.7.

Таблиця 3.7 - Склад шихтових матеріалів

Вид відходів	Кількість, кг	Додатково до ваги шихти, %							
		Fe	C	Ti	Al	Mo	V	Zr	Sn
Сталевий лом	103	19,7	0,12	-	-	-	-	-	-
ВІД4	127	-	-	20,4	0,87	-	-	-	-
ВТ6	50	-	-	8,18	0,54	-	0,36	-	-
ВТ8	90	-	-	16,13	1,16	0,51	-	-	-
ВІД4	127	-	-	20,4	0,87	-	-	-	-
ВТ6	50	-	-	8,18	0,54	-	0,36	-	-
ВТ8	90	-	-	16,13	1,16	0,51	-	-	-
ВТ5-1	20	-	-	2,61	0,18	-	0,01	-	0,09
Разом, кг	550	108,4	0,66	402,1	22,66	7,15	7,15	1,48	0,5
%	100	19,7	0,12	73,1	4,12	1,3	1,3	0,27	0,09

Склад металу кінця плавлення з урахуванням чаду Ti:

$$Ti = 73,1 - 73,1 \cdot 5/100 = 69,89\%.$$

Вага металу з урахуванням чаду, кг:

$$550 - 401,1 \cdot 0,05 = 530,$$

$$Fe = 108,4 \cdot 100/530 = 20,45\%,$$

$$C = 0,66 \cdot 100/530 = 0,13 \%$$

$$Al = 22,66 \cdot 100/530 = 4,28\%,$$

$$Mo = 7,15 \cdot 100/530 = 1,35\%,$$

$$V = 7,15 \cdot 100/530 = 1,35\%,$$

$$Zr = 1,48 \cdot 100/530 = 0,28\%,$$

$$Sn = 0,5 \cdot 100/530 = 0,094\%.$$

Розрахований вміст титану 69,8 %, а вміст домішок у сплаві феротитану у допустимих межах відповідно до вимог ДСТУ 4761–91.

Послідовність укладання шматкових відходів в шихтовий короб визначається технологічною інструкцією.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ

4.1 Потенційно шкідливі та небезпечні фактори у феросплавному виробництві

При виплавці феросплавів знаходяться такі небезпечні та шкідливі фактори:

- безпека ураження електричним струмом;
- теплове випромінювання, електромагнітні випромінювання, сліпуча яскравість відкритого полум'я;
- загазованість та запиленість;
- електричний струм. Вплив електричного струму на організм може спричинити електричні травми та електричне ураження. Електричні опіки може заподіяти електрична дуга (дуговий опік) або контакт з струмопровідною частиною (струмовий опік); який відбувається протягом електричного струму через тіло людини.

Металізація відбувається в результаті механічного та хімічного впливу струму, шляхом проникнення пароподібних або розплавлених металевих частинок у шкіру людини.

Електричний удар – ушкодження організму у разі виникнення електричної ланцюга через тіло людини. Це біофізичне явище, викликане наявністю електричного поля з великим градієнтом. У фізіологічному відношенні електричний удар є ушкодженням, що відбувається у разі виникнення електричних кіл через живий організм. Реакція може виражатися по-різному, починаючи з неприємного роздратування або локальними судомами, призводить до судом кінцівки, що контактує з джерелом напруги і завершується смертельними наслідками. Електричний струм діє локально, ушкоджуючи тканини, і рефлекторно, уражаючи нервову систему. Рефлекторна дія виражається дуже різко, тому що при проходженні через організм електричний струм вражає безліч чутливих нервів. Дуже істотно впливає і

безпосередня дія електричного струму на кісткову мускулатуру, викликаючи судому, і особливо на серці, викликаючи його фібриляцію. Джерелами електричного струму на плавильної майданчику є струмовідні частини, по яких електричний струм передається від пічних трансформаторів до електродотримача. Сила струму з високого боку досягає 1500 А при напрузі 10000 Вт, а з низькою боку - до 80000 А при напрузі 190 Вт.

Теплове випромінювання. При нагріванні тіла і при фізичній роботі кровоносні судини шкірного покриву розширюються, виробничність роботи серця збільшується, в результаті чого приплив крові і передача нею тепла шкірного покриву збільшуються. Внаслідок постійного теплообміну з навколишнім середовищем утворюється в організмі тепло віддається до зовні. Віддача тепла відбувається: провідністю, конвекцією, випромінюванням, випаровуванням поту.

Вплив теплового випромінювання на організм людини призводить до інтенсивного випаровування вологи зі слизових оболонок, їх пересихання та ерозії, забруднення хвороботворними мікробами. Тривалий вплив високої температури може призвести до накопичення тепла в організмі і до гіпертермії - стану, при якому температура тіла підвищується до 38 ... 40 °С. При гіпертермії спостерігається головний біль, запаморочення, загальна слабкість, зміна колірної сприйняття, сухість у роті, нудота, блювання, потовиділення (табл 4.1).

Джерелом теплового і світлового випромінювання є феросплавна піч. У цеху створюються потоки теплових випромінювань головним чином інфрачервоних променів з довжиною хвилі до 10 мкм. Зовнішня поверхня печі випромінює температуру до 500 °С при довжині хвилі 3,7 - 9,3 мкм; розплавлений метал і полум'я - до 1800 °С, довжина хвилі 1,4 - 1,9 мкм.

Таблиця 4.1 - Залежність теплового відчуття від енергії опромінення і тривалості впливу

Енергія опромінення Ккал/м ² год	Характер впливу	Перенесення при безперервному опроміненні
240-480	Слабке	довго
480-900	Помірне	3-5 хв.
900-1380	Середнє	40-60 сек.
1380-1800	Значне	20-30 сек.
1800-2400	Висока	12-24 сек.
2400-3000	Сильне	8-10 сек.
Більше 3000	Дуже сильне	2-5 сек.

Загазованість і запиленість. Виробничий пил досить поширений небезпечний і шкідливий виробничий фактор. Підвищена концентрація пилу характерна для плавильного майданчику феросплавної печі (табл 4.2).

Таблиця 4.2 - Гранично допустимі концентрації шкідливих речовин

Найменування речовини	ГДК мг/м ³
Окис вуглецю	20
Пил, що містить більше 70% вільної SiO ₂ в її кристалічній модифікації	1
Пил містить 10% і ... 70% SiO ₂	2
Марганець (у перерахунку на MnO ₂)	0,3

Пил робить на людину фіброгенний вплив, при якому в легенях відбувається розростання сполучних тканин, що порушує нормальну будову та функцію органу. Шкідливість виробничого пилу обумовлена її здатністю

викликати професійні захворювання легень, в першу чергу пнемоконіози, силікоз.

Вплив пилу на організм залежить від його складу та походження; нетоксичний пил може шкідливо діяти, подразнюючи шкіру, очі, ясна, вуха. При запиленому повітрі встановлюється поверхневе дихання. Значний вплив пилу на людину має її дисперсність. Чим дисперсніший пил, тим легше, швидше і глибше проникає він в організм. При розвиненій питомій поверхні пил є добрим адсорбентом. Адсорбція на пилу отруйних газів переводить нетоксичний пил у токсичний.

У процесі хімічних реакцій, які відбуваються феросплавної печі, виникає окис вуглецю (CO). Це газ без кольору і смаку зі слабким запахом часнику.

Наслідки впливу на організм цього хімічного задушливого газу дуже серйозні. Діючи задушливо, цей газ розчиняється в крові, витісняючи з неї кисень (O₂), отже створюючи в крові карбоксигемоглобін (COH₀). Симптоми впливу цього газу - слабкість, сонливість, "туман" в очах; наслідки впливу окису вуглецю - втрата свідомості, отруєння, летальний результат.

4.2 Заходи захисту від впливу шкідливих та небезпечних факторів

Електричний струм. Для запобігання потраплянню працівника в зону ураження електричним струмом усі електроустановки знаходяться у спеціальних приміщеннях, доступ до яких дозволено лише навченому та проінструктованому персоналу. Струмopрoвідні частини повинні бути розташовані на недосяжній висоті з урахуванням можливості ненавмисного дотику до токопроводів довгими металевими предметами. Всі труби зливних колекторів охолодження елементів печі, розташовані в робочій зоні на плавильному майданчику, ізолюються азбестовим полотном, це дозволить уникнути попадання працюючих під напругу від випадкового дотику до зливних труб.

Порядок проведення робіт на електороустановках суворо регламентований інструкцією, весь плавильний персонал раз на три місяці повинен проходити інструктаж. Обов'язкове використання засобів захисту від ураження електричним струмом - це гумові килимки, дерев'яні щити та помости, а також дотримання правил техніки безпеки під час роботи на зводі печі та поблизу струмопровідних частин. У зоні плавильного майданчика розвішуються запобіжні плакати.

Теплове випромінювання. Спеціальний одяг служить для захисту під час роботи на плавильному майданчику від впливу теплового випромінювання та опіків.

Матеріали спецодягу повинні бути вогнетривкими, стійкими до дії теплового випромінювання, міцними, м'якими, повітропроникними як у сухому, так і у вологому стані. Костюм феросплавної печі, що працюють на плавильному майданчику, складається з двобортного широкого крою куртки і штанів. Куртку не слід заправляти у штани, а штани – у чоботи. Типи спецодягу різні, одні використовуються як повітряний прошарок, для чого куртка складається з двох шарів матерії з повітряним прошарком між ними. В іншому типі костюми використовують для відображення поверхнею костюма променів. Спецодяг робітників виготовляють із сукна. Застосовують також ущільнені тканини із синтетичного волокна, хімічно оброблені, з металевим покриттям. За наявності небезпеки впливу полум'я та іскор застосовують спецодяг на основі металізованої або скляної тканини з вогнестійким просоченням.

Для захисту голови від перегріву і опіків застосовують капелюхи з широкими крисами з повсті, фетру або грубошерстої сукна. Для захисту від перегріву, безпосередньо на плавильної майданчику, в робочу зону здійснюється подача припливного повітря.

Для захисту ніг застосовують спеціальне взуття. Матеріал взуття повинен бути стійким проти підвищеної температури, опромінення, іскор, мало теплопровідним і пропускаючим повітря. Для захисту рук застосовують рукавиці зі шкіряними нашивками.

Для захисту очей від впливу енергії випромінювання використовують окуляри зі світлофільтрами. Світлофільтр відбирають із спектральною характеристикою, що відповідає спектральному діапазону потоку випромінювання. Для роботи на металургійних печах (крім доменних) при температурі до 1800 С використовуються стекла СС4, СС11. Окуляри кріплять до козирків чи полів головного убору. Оправа окулярів має бути легкою, обшитою м'якою тканиною. Застосовують також скло з тонкошаровим металевим покриттям, що відбиває шкідливі випромінювання. Для захисту обличчя та очей використовують щитки з органічного скла, металевої сітки та комбіновані зі скла та сітки маски зі світлофільтром.

Забруднення повітря та запиленість. Захист органів дихання досягається застосуванням фільтруючих та ізолюючих пристроїв. Як індивідуальні фільтрувальні пристрої на плавильному майданчику феросплавної печі використовуються респіратори. Респіратор складається з гумової або полімерної напівмаски, клапанів та фільтрів для дихання. Респіратори типу РПК, РУ-71, РН-16, РПБ-5, ШБ-1 («Пелюстка») і ШБ-2 призначені для очищення повітря, що вдихається від пилу (протизапилеві респіратори). Для захисту від газів використовуються універсальні респіратори типу РУ-60М, Р-2 та Ф-46. Опір диханню респіраторів має бути не більше ніж 50 Н/м².

4.3 Заходи з електробезпеки

У цеху з виробництва феросплавів встановлені електропечі потужністю 21 000 кВт кожна. Конвеєр розливальної машини приводиться в дію потужним електродвигуном АТ - 83380 В, що працює в складних умовах. Двигун закритий, що обдувається. Привід стрічкового транспортера, що здійснює подачу шихти на печі, АТ – 93 – 6 потужністю 55 кВт. Привід лебідки зачочення та викочування візка з ковшем АТ – 61 – 6 потужністю 10 кВт. Вакуум-насоси для відсмоктування газу з простору підзвідного печі ВВН-50,

тип МП – 36-61-8, P=125 кВт. Електропривод, встановлений на маслonaсоси, що здійснюють підйом електродів АТ – 62 – 4, P = 11 кВт.

З підстанції електричний струм напругою 10 кВ надходить до трансформаторів печі кабелю типу АСБГ - 3 х 240, прокладеному в кабельному тунелі. По мідним шинам і гнучким пакетам електричний струм поступає через контактні щоби на електроди.

4.4 Забезпечення пожежної безпеки

Пожежа є неконтрольованим процесом горіння, що супроводжується знищенням матеріальних цінностей та створенням небезпеки для життя людей.

Пожежі поділяються на шість категорій, що позначаються: А та Б – вибухопожежонебезпечні; В, Г, Д – пожежонебезпечні; Е – вибухонебезпечні.

Виробництво феросплавів відноситься до категорії Е.

Це виробництво пов'язане з термохімічною обробкою шихтових матеріалів, при якій виділяється феросплавний газ і з атмосферним повітрям утворює вибухонебезпечну суміш.

У цеху є маслопроводи та кабельні тунелі, що належать до категорії Ст.

В умовах попередження виникнення пожеж у цеху встановлюються і повинні суворо дотримуватись протипожежних заходів. Для організації пожежогасіння передбачаються зовнішні сходи. Для захисту від атмосферних електричних зарядів передбачені громовідводи – пристрої, що сприймають удари блискавки та відводять електричний струм у землю.

У середині цеху обладнано пожежні пости. Електроосвітлювальні мережі оснащені запобіжниками, дроти прокладені в ізольованих трубах. Для зберігання кисневих балонів передбачені спеціальні закриті приміщення, що унеможливають небезпеку вибуху.

Пожежна безпека технологічних процесів виробництва забезпечується використанням контрольно-вимірювальних приладів та сигналізаторів, що забезпечує безпечний режим роботи обладнання, застосовуваних пристроїв та

пристроїв, що запобігають іскрінню та знімають напругу статичної електрики своєчасними методами.

Організаційні протипожежні заходи полягають у забезпеченні виконання протипожежних норм та правил, проведенні інструктажів.

Для гасіння пожеж використовують різні вогнегасні засоби: вода, пісок, вогнегасники. У цеху є пожежні водоводи та крани для забору води, встановлені пожежні гідранти на відстані 100 м по обидва боки цеху. У пультах управління, на майданчиках сходових кліток на висоті 1,35 м від підлоги встановлено внутрішні пожежні крани. Кожен кран обладнаний пожежним рукавом довжиною 20м та пожежним стволом з упорскуванням. У кожному із відділень цеху є протипожежні стенди, пофарбовані в червоний колір, ящики з піском, відра, лопати, вогнегасники пінні типу ОХП - 10 і вуглекислотні типу УО - 8. Ці вогнегасники застосовують при гасінні невеликих вогнищ пожежі, під час займання твердих горючих матеріалів, а також різних горючих рідин.

4.5 Забезпечення виробничої санітарії

4.5.1 Природне та штучне освітлення

Для створення сприятливих умов праці важливе значення має раціональне висвітлення.

Освітленість, створювана природним денним світлом, змінюється у дуже широких межах. Ці зміни обумовлені часом дня, сезоном та метеорологічними факторами. За короткий час освітленість природного світла може змінюватись у кілька разів. Тому природне висвітлення приміщень не можна охарактеризувати абсолютною величиною освітленості.

Природне освітлення може бути: верхнім – через світлові прорізи у покритті та ліхтарі; бічним – через вікна у зовнішніх стінах; комбінованим – верхнє освітлення за наявності бокового.

Електричне освітлення необхідне проведення робіт у темний час доби чи місцях без достатнього природного висвітлення.

На промислових підприємствах використовують штучне освітлення двох систем: загальне та комбіноване. Комбіноване освітлення складається із загального та місцевого освітлення.

Вибір типу світильників здійснюється з урахуванням роду приміщень та робіт, енергетичної економічності, безпеки, довговічності та стабільності світлотехнічних характеристик у даних умовах, якості освітлення та зручності обслуговування. Розташування світильників має бути таким, щоб забезпечувалася якість та економічність освітлення, зручність та безпека обслуговування.

4.5.2 Вентиляція

Вентиляція є ефективним засобом забезпечення необхідних гігієнічних властивостей повітря, які відповідають вимогам санітарних норм проектування (СН 245-71).

Вентиляція досягається переміщенням повітря: забрудненого – з приміщення та свіжого – до приміщення.

За застосовуваним способом переміщення повітря розрізняють природну та штучну вентиляцію. При змішаній вентиляції поєднується природна та штучна вентиляція.

Відмінною рисою природної вентиляції є те, що переміщення повітря відбувається під впливом природних факторів без застосування будь-яких механізмів.

За призначенням вентиляція буває припливною, витяжною та припливно-витяжною, а за місцем дії – загальною та місцевою.

Загальнообмінна вентиляція призначена для обміну повітря у всьому приміщенні.

Загальна природна вентиляція здійснюється шляхом провітрювання, інфільтрації та аерації (керованого природного повітрообміну).

Для аерації встановлюються отвори у стінах будівлі та ліхтарі на покрівлі.

Для провітрювання виробничих приміщень передбачаються стулки палітурок та інші пристрої у вікнах площею не менше 20% від загальної площі світлових отворів.

Місцева вентиляція припливу забезпечує подачу припливу повітря на певні робочі місця або ділянки, на яких створюється більш сприятливе середовище, ніж в іншій частині цеху. У гарячих цехах найчастіше до створення сприятливих умов застосовують місцеву припливну вентиляцію.

Місцева витяжна вентиляція встановлюється в тих випадках, коли необхідно вловити перегріте або забруднене повітря безпосередньо з місця утворення шкідливих виділень або виходу їх у навколишнє середовище. У практиці дуже часто здійснюють змішану вентиляцію, тобто одночасно загальну і місцеву або природну і механічну.

4.5.3 Влаштування побутових та допоміжних приміщень

Основні та допоміжні цехи феросплавних підприємств мають приміщення, де розміщуються вбиральні, душові та інші служби санітарно-побутового призначення.

При великій кількості працюючих, побутові приміщення розміщуються в будівлях, що окремо стоять, з'єднаних з ними надземними галереями.

Склад, обладнання та влаштування побутових приміщень залежать від санітарної характеристики виробничих процесів.

Побутові приміщення розміщують досить близько до цеху.

За наявності у виробничих приміщеннях шкідливих виділень повинні мати ізольований вхід та бути розміщені таким чином, щоб усунути необхідність проходження через виробничі приміщення із шкідливими виділеннями.

4.5.4 Забезпечення індивідуальних засобів захисту

До індивідуальних засобів захисту відносяться прилади та пристрої для захисту органів дихання, слуху, голови, рук, ніг, шкіри.

Засоби індивідуального захисту, що використовуються у виробництві феросплавів для захисту від небезпечних та шкідливих факторів, повинні відповідати вимогам ГОСТ 12.4.011-89. З цією метою використовуються сукняні куртки, штани, черевики, рукавиці, капелюхи, захисні окуляри, захисні спіралі.

Робітники повинні використовувати засоби індивідуального захисту. Допуск до роботи осіб без відповідних спецодягу та спецвзуття заборонено.

У числі заходів, вкладених у збереження працездатності організму під час роботи у гарячих цехах, дуже важливе значення має раціональний питний режим. Втрати води шляхом потовиділення становлять 6 – 7л. за зміну. Для відновлення водного балансу робочих цехи мають бути забезпечені подачею підсоленої та газованої води. Крім газування має подаватися прісна вода гарної якості. Автомати та крани з питною водою встановлюються з розрахунку до 75 м від робочого місця.

ВИСНОВКИ

1. Всебічно розглянуті та представлений аналіз розрахункових методів та способів отримання феросплавів
2. Представлені шихтові матеріали, методи їх збагачення та способи застосування у технології виплавки феротитану
3. Даний аналіз схем отримання феротитану: пічні та електровакуумні способи, зазначені їх переваги та технологічні особливості.
4. Проведено розрахунки фазового складу шлаків, феротитану, матеріального та теплового балансу.
5. Запропоновано технологію виробництва феротитану з урахуванням хімічної кінетики, термодинаміки та основного обладнання та технологічного оснащення.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Воденников С.А. Методические указания к выполнению дипломных проектов и работ для студентов специальности 7.090401 «Металлургия черных металлов». Запорожье: ЗГИА, 2002. 24 с.
2. Гасик М.И. Теория и технология производства ферросплавов. Москва : Metallurgy, 1988. 784 с.
3. Гасик М.И. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов. Москва : СП Интермет Инжиниринг, 1999. 764 с.
4. Колобов Г.А., Пожуев В.И., Тэлин В.В. Титан вторичный. Ч.1: Монография. Запорожье: ЗГИА, 2006. 123 с.
5. Колобов Г.А., Пожуев В.И., Тэлин В.В. Титан вторичный. Ч.2: Монография. Запорожье: ЗГИА, 2007. 124 с.
6. Лякишев Н.П., Плинер Ю.Л., Лаппо С.П. Легирующие сплавы и стали с титаном. Москва : Metallurgy, 1985. 232 с.
7. Равич Б.М. Брикетирование руд. Москва : Недра, 1982. 183 с.
8. Горячее брикетирование железорудного сырья: Обзор. информ. / Черметинформация. М., 1987. 23 с. (Черная металлургия. Сер. «Подготовка сырьевых материалов к металлургическому переделу и пр-во чугуна»; Вып. 2).
9. Огороков Г.Н., Шалимов А.Г., Антипов В.М., Тулин Н.А. Производство стали и сплавов в вакуумных индукционных печах. Москва : Metallurgy, 1972. 191 с.
10. Білявський Г.О., Фурдуй Р.С., Костіков І.Ю. Основи екології. Київ : Либідь, 2004. 407 с.
11. Запольський А.К., Салюк А.І. Основи екології / Ред. Ситник К.М. Київ : Вища школа, 2001. 358 с.
12. Кучерявий В.П. Екологія. 2-ге вид. Львів: Світ, 2001. 499 с.
13. Панасенко С.П. и др. Методические указания к выполнению раздела «Охрана труда» в дипломных проектах (работах) для студ. всех спец. Запорожье: ЗГИА, 2002. 54 с.

14. Волков О.Д. Проектирование вентиляции промышленного здания. Учеб. Пособие. Харьков: Высшая шк., 1989. 240 с.
15. Павлюк Ю.С. Методичні вказівки до вибору вентилятора та електродвигуна до нього при виконанні розрахунків газоочищення системи в курсових і дипломних проектах. Запоріжжя, 2004. 10 с.
16. Проценко В. М., Серода Б. П., Кругляк И. В. Исследование процесса плавки ильменитового концентрата в электродуговой печи постоянного тока // Наукові праці ЗГИА «Металургія». 2014. Вип. 31. С. 73–77.
17. О подготовке ильменитовых концентратов к плавке / Г. А . Колобов и др. // Наукові праці ЗГИА «Металургія». 2009. Вип. 19. С. 23–27.
18. Электрические параметры процесса выплавки титановых шлаков / Ю. В. Поплавский и др. // Наукові праці ЗДІА «Металургія». 2009. Вип. 20. С. 51–55.