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 магістра

рівень вищої освіти *другий (магістерський) рівень*
(другий (магістерський) рівень)

на тему *Оптимізація складу шихти для отримання силікоалюмінію із залученням відходів виробництва*

Виконав: студент *2* курсу, групи *8.1363-мкм*

Федорчак Д.О.
(ПІБ) (підпис)

спеціальності
136 Металургія
(шифр і назва)

спеціалізація
_____
(шифр і назва)

освітньо-професійна програма
Металургія кольорових металів
(шифр і назва)

Керівник *Нестеренко Т.М.*
(прізвище та ініціали) (підпис)

Рецензент
Карпенко Г.В.
(прізвище та ініціали) (підпис)

Запоріжжя - 2024 року

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

Кафедра *металургійних технологій, екології та техногенної безпеки*

Рівень вищої освіти *другий (магістерський) рівень*
другий (магістерський) рівень

Спеціальність *136 Металургія*
(**шифр і назва**)

Освітньо-професійна програма *Металургія кольорових металів*
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри *МТЕТБ*
Ю.О. Бєлоконь

“____” _____ 2024 року

З А В Д А Н Н Я

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЕКТ) СТУДЕНТУ

Федорчак Данило Олександрович
(прізвище, ім’я, по батькові)

1. Тема проекту (роботи) *Оптимізація складу шихти для отримання силікоалюмінію із залученням відходів виробництва*

керівник роботи (проєкту) *Нестереенко Тетяна Миколаївна, к.т.н., доцент*
(прізвище, ім’я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом вищого навчального закладу від “28” 02 2024 року №*359-с*

2. Строк подання студентом роботи (проєкту) *30.11.2024 р.*

3. Вихідні дані до роботи (проєкту) *Шихта складається з каоліну, дистенсиліманітового концентрату, зворотного шлаку, глинозему; науково-технічна література, періодичні видання за фахом, патентний пошук.*

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) *Реферат. Зміст. Вступ. 1 Аналітична частина. 2 Методика дослідження. 3 Дослідницька частина. 4 Охорона праці та техногенна безпека. Висновки. Перелік джерел посилання. Додатки.*

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Презентаційний матеріал на 15 слайдах (на 15 сторінках)

6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата завдання прийняв
Аналітична частина	*Нестеренко Т.М., доцент*	
Методика дослідження	*Нестеренко Т.М., доцент*	
Дослідницька частина	*Нестеренко Т.М., доцент*	
Охорона праці та		
техногенна безпека	*Нестеренко Т.М., доцент*	
Нормоконтроль	*Бєлоконь Ю.О., завідувач кафедри*	

7. Дата видачі завдання *01.03.2024*

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1	*Вступ*	*до 30.11.2024*	*Виконано*
2	*Реферат*	*до 30.11.2024*	*Виконано*
3	*Аналітична частина*	*до 30.06.2024*	*Виконано*
4	*Методика дослідження*	*до 18.11.2024*	*Виконано*
5	*Дослідницька частина*	*до 18.11.2024*	*Виконано*
6	*Охорона праці та техногенна безпека*	*до 25.11.2024*	*Виконано*
7	*Висновки*	*до 25.11.2024*	*Виконано*
8	*Графічна частина*	*до 30.11.2024*	*Виконано*

Студент _____ *Д.О. Федорчак*
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи) _____ *Т.М. Нестеренко*
(підпис) (прізвище та ініціали)

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота магістра: 106 с., 48 табл., 12 рис., 21 джерел, 1 додаток.

АЛЮМІНІЙ, ДОМІШКИ, ЗВОРОТНИЙ ШЛАК, РУДНОТЕРМІЧНА ПІЧ, ПЕРВИННИЙ АЛЮМІНІЄВО-СИЛІЦІЄВИЙ СПЛАВ, СИЛІЦІЙ, СИЛІКОАЛЮМІНІЙ, ШИХТА.

Об’єкт дослідження – процес виплавлення силікоалюмінію електротермічним способом із залученням відходів виробництва.

Предмет дослідження – вплив складу і співвідношення шихтових матеріалів на якісні та економічні характеристики отриманого силікоалюмінію.

Мета роботи − проаналізувати технологію та обладнання для виплавлення силікоалюмінію із залученням до шихти відходів виробництва.

Методи дослідження – аналітичний аналіз, розрахунковий, хімічний аналіз для визначення концентрацій алюмінію, силіцію, заліза у первинному алюмінієво-силіцієвому сплаві; математичної обробки результатів дослідження.

Одержані наслідки та їх новизна – аналітичними дослідженнями підтверджено доцільність та економічність додавання 28 % шлаку, отриманого під час електротермічного виплавлення силікоалюміню, у шихтову композицію на основі каоліну. ДСК, шлаку. Оптимальною шихтою є суміш 75 % каоліну і 25 % ДСК з додаванням глинозему для отримання 65 % алюмінію в первинному сплаві і додатковому внесенні 25 % зворотного шлаку від маси завантажуваної шихти. Запропонований склад шихти під час руднотермічної плавки забезпечує на 8 % вищий вихід первинного сплаву та сниження вартості товарного сплаву на 13 % порівняно з промисловою шихтою, дозволяє утилізовувати відходи власного виробництва.

Результати досліджень можна застосувати для отримання силікоалюмінію електротермічним способом із залученням відходів виробництва.

ЗМІСТ

Вступ……7
1 Аналітична частина……..……..10
1.1 Алюмінієві сплави та їх застосування……..……....10
1.2 Електротермічний спосіб отримання силікоалюмінію…….....13
1.2.1 Загальна характеристика електротермічного способу……..13
1.2.2 Теоретичні основи відновлення алюмосилікатної сировини вуглецем….....16
1.2.3 Основні вимоги до шихти для отримання силікоалюмінію ……..……..…20
1.2.4 Підготовка шихтових матеріалів для плавлення..……..……..…….27
1.3 Руднотермічні печі для виплавлення силікоалюмінію……...34
1.3.1 Типи руднотермічних печей…….34
1.3.2 Конструкція і принцип дії руднотермічної печі…….....38
1.4 Технологія виплавлення силікоалюмінію……40
1.4.1 Технологія виплавлення первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву….40
1.4.2 Неполадки при виплавці силікоалюмінію і способи їх усунення……42
1.4.3 Поліпшення технологічних показників плавки алюмосилікатних шихт……...45
2 Методика дослідження…….……...……...49
2.1 Характеристика вихідних матеріалів……49
2.2 Методика розрахунку шихти для виплавки первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву……..50
2.3 Методика розрахунку видобування алюмінію і силіцію з шихти при руднотермічній плавці алюмінієво-силіцієвого сплаву…….52
3 Дослідницька частина……54
3.1 Дослідження алюмовмісних матеріалів з родовищ України……..……54
3.2 Розрахунок шихти для виплавки рафінованого сплаву……..67
3.3 Дослідження шихти з додаванням шлаку……75
3.4 Дослідження шихти на основі глинозему і кварцового піску……77

3.5 Організація виконання науково-дослідницької роботи……...82
3.5.1 Планування етапів науково-дослідницької роботи……82
3.5.2 Визначення трудомісткості виконання НДР……..83
3.5.3 Визначення числа виконавців НДР…….....84
3.5.4 Розрахунок тривалості етапів НДР……...84
3.5.5 Побудова стрічкового графіку проведення науково-дослідницької роботи ……85
3.6 Розрахунок кошторису витрат на проведення дослідження……...85
3.6.1 Розрахунок витрат на основні матеріали……85
3.6.2 Розрахунок витрат на амортизацію устаткування……..…87
3.6.3 Розрахунок витрат на електроенергію……88
3.6.4 Розрахунок заробітної плати і відрахування……..89
3.6.5 Накладні витрати……..90
3.6.6 Зведений кошторис витрат на науково-дослідницьку роботу……..90
4 Охорона праці та техногенна безпека…….....92
4.1 Аналіз потенційно небезпечних та шкідливих чинників виробничого середовища електротермічного цеху…….……...92
4.2 Заходи щодо усунення шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища електротермічного цеху……94
4.3 Способи безпечної експлуатації електричного обладнання……...96
4.4 Природне та штучне освітлення……97
4.5 Розрахунок штучного освітлення будівлі цеху……98
4.6 Вентиляція……..……100
Висновки……..……101
Перелік джерел посилання……102
Додаток. Тези на XVII Університетську науково-практичну конференцію студентів, аспірантів, докторантів і молодих учених «МОЛОДА АУКА-2024» (17-22 квітня 2024 року)…….…...104

ВСТУП

До основних причин, стримуючих ширше застосування алюмінієвих сплавів відноситься, перш за все їх висока вартість. Збільшення ціни первинного алюмінію на ринку приводить до зростання ціни на алюмінієві сплави, що спричиняє за собою зростання собівартості багатьох видів продукції. Проблема ціни алюмінієвих сплавів в світі вирішується, в основному, за рахунок раціоналізації ціни первинного алюмінію, застосування в плавці максимальної кількості поворотних і низькосортних шихтових матеріалів, досконаліших методів плавки, рафінування і металопереробки.

Останнім часом серйозну увагу до організації процесу електротермічного отримання сплавів алюмінію з силіцієм привертають такі переваги електротермічного методу як можливість переробляти низькомодульну алюмінієву сировину і висока продуктивність руднотермічних печей [1,2]. Наявність в світі значних запасів природної сировини, придатної для карботермічної переробки (в Україні і Китаї – численні родовища високоякісних каолінів, в Індії – родовища силіманітів) є основою для розробки нових варіантів організації процесу відновлення природних алюмосилікатів вуглецем.

Електротермічний спосіб отримання конструкційних алюмінієвих сплавів складається з двох основних стадій. На першій стадії прямим відновленням природних алюмосилікатів у руднотермічних електропечах потужністю 16−22 МВт отримують первинний алюмінієво-силіцієвий сплав або силікоалюміній, що містить до 70 % алюмінію, решта силіцій та домішки [2]. На другій стадії первинний сплав фільтрацією очищається від домішок та розбавляється електролітичним алюмінієм для переробки на марочні алюмінієві сплави різних типів і призначення.

Одним із способів зниження собівартості виробництва первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву є оптимізація норм витрати шихтових матеріалів, а також залучення до виробництва повернень і відходів власного

виробництва.

Мета роботи – проаналізувати технологію та обладнання для виплавлення силікоалюмінію із залученням до шихти відходів виробництва.

Завдання дослідження:

1. Проаналізувати технології та обладнання, що застосовують для виплавлення силікоалюмінію.

2. Дослідити основні алюмовмісні матеріали українських родовищ, які розробляються промисловим способом і придатні як шихтові матеріали для виплавлення силікоалюмінію електротермічним способом.

3. Дослідити склади шихтових композицій та визначити оптимальний склад шихти для виплавлення силікоалюмінію з додаванням до шихти зворотного шлаку, що утворюється при отриманні сплаву.

Об'єкт дослідження – процес виплавлення силікоалюмінію електротермічним способом із залученням відходів виробництва.

Предмет дослідження – вплив складу і співвідношення шихтових матеріалів на якісні та економічні характеристики отриманого силікоалюмінію.

Наукова новизна:

1. База потенційних сировинних алюмовмісних матеріалів з українських родовищ для отримання силікоалюмінію вивчена ще достатньо слабо. В даний час застосовуються в основному каолін і глинозем. Дослідження шихтових композицій з різних компонентів в різних співвідношеннях дозволяють підібрати склади шихт з дешевої сировини для отримання сплавів з низьким вмістом домішкових елементів.

2. Аналітичними дослідженнями підтверджено доцільність та економічність додавання 28 % шлаку, отриманого під час електротермічного виплавлення силікоалюміню, у шихтову композицію на основі каоліну. ДСК, шлаку.

Практичне значення:

1. Аналітичними дослідженнями встановлено, що зі збільшенням кількості шлаку зростає частка заліза в сплаві, що поступає зі шлаку. Додавання

28 % шлаку у шихту каолін-ДСК-шлак.

2. Оптимальною шихтою є суміш 75 % каоліну і 25 % ДСК з додаванням глинозему для отримання 65 % алюмінію в первинному сплаві і додатковому внесенні 25 % зворотного шлаку від маси завантажуваної шихти.

3. Запропонований склад шихти під час руднотермічної плавки забезпечує на 8 % вищий вихід первинного сплаву та сниження вартості товарного сплаву на 13 % порівняно з промисловою шихтою, дозволяє утилізовувати відходи власного виробництва.

1 АНАЛІТИЧНА ЧАСТИНА

1.1 Алюмінієві сплави та їх застосування

Алюмінієві сплави характеризуються малою щільністю (до 0,3 г/см^3), високими технологічними властивостями, корозійною стійкістю, теплопровідністю, електропровідністю, жароміцністю, міцністю при низьких температурах, здатністю відбивати світло. На вироби з алюмінієвих сплавів легко наносяться захисні й декоративні покриття. Сплави легко обробляються різанням і зварюванням контактною зваркою.

Алюмінієві ливарні та деформівні сплави є перспективними матеріалами світового машинобудування різного призначення, а також у нафтовій і харчовій промисловості, будівництві і сільському господарстві, у виробництві тари і пакування, у побуті. При вирішенні цінових проблем сплави в перспективі можуть потіснити такі традиційні матеріали як сталі, чавуни, і вироби хімічної промисловості. Цьому сприяє активне застосування у виробництві матеріалів спеціального призначення: у автомобіле-, вагоно-, мостобудуванні, лігатурні, автоматні, протекторні, антифрикційні, пеносплави, композитні, комбінації з керамікою і полімерами і ін.

Мала маса, підвищені технологічні та експлуатаційні властивості, легкість додання виробам будь-якої форми, повнота рециклювання деталей, що втратили споживчі властивості, а також критерії, пов’язані з експлуатацією автомобілів (зменшення ваги покращені показники по шумах, вібрації, ходових характеристиках, паливна економічність), демонструють актуальність алюмінієвих сплавів в автомобілебудуванні. У зв'язку із здійсненням проекту виготовлення «алюмінієвого» легкового автомобілю безперервно росте число алюмінієвих деталей. Проте в Україні обсяг застосування алюмінієвих сплавів виглядає вельми скромним. Основну частку складають литі деталі з силумінів і 10…15 % виробів із сплавів, що деформуються (магналії і дюралюміни різних марок). Для ширшого застосування алюмінієвих сплавів необхідно

удосконалювати і створювати приорітетні технології, зокрема вдосконалювати технології, шляхом використання запасів каолінових руд, наявних в нашому регіоні в необмежених кількостях і оптимізацією складу шихтових композицій для приготування сплавів.

Силумін також застосовується для лиття в моторо- і авіабудуванні, наприклад картерів, поршнів, блоків циліндрів. Застосовують силуміни також для виробництва товарів народного споживання, наприклад теплообмінників.

Застосування алюмінієвих сплавів для виготовлення ненавантажених елементів дозволяє знизити їх масу в 3 рази, а для несучих конструкцій в 1,5-2 рази [1]. Зменшення власної маси автомобіля приводить до збільшення вантажопідйомності, до зниження витрати палива, зношення шин й експлуатаційних витрат.

Висока корозійна стійкість алюмінієвих сплавів дозволяє застосовувати їх для виробництва вузлів і деталей, що працюють в умовах впливу агресивних середовищ. Алюмінієвий прокат набув широкого застосування для виготовлення кузовів, цистерн, обшивки автобусів і фургонів, а також значної номенклатури навісних деталей (панелей дверей, кришок багажників, бамперів й ін.). У ряді випадків такі деталі застосовують без попереднього фарбування.

Алюмінієві сплави мають високу теплопровідність в (3-4 рази вищу, ніж у сталі), що дозволяє застосовувати їх для виготовлення таких теплонавантажених деталей як поршні, голівки й блоки циліндрів, гальмові колодки й ін.

До одним з найважливіших переваг алюмінієвих сплавів варто віднести їх технологічність. При виробництві алюмінієвого лиття можна застосовувати високопродуктивне обладнання, що забезпечує одержання високоточних виливків із мінімальними припусками на механічну обробку (лиття під низьким і підвищеним тиском, точне лиття й лиття в кокіль). Механічна обробка виливків не представляє значних труднощів. Допускається транспортування рідкого металу з металургійних на ливарні заводи, що забезпечує істотну економію електроенергії й палива.

Алюміній є другим (після міді) за обсягом торгів металом, що котируються на Лондонській біржі металів (LME). Світовий ринок алюмінію, річний обсяг якого оцінюється приблизно в $ 80 млрд. доларів, є одним з найбільших товарних ринків у світі. Області застосування алюмінію досить широкі, що знижує залежність попиту на метал від стану будь-якій одній певній галузі. Алюміній активно застосовується в будівництві, автомобілі, авіа- і суднобудуванні, інших підгалузях машинобудування, в якості пакування у харчовій промисловості та безпосередньо при виробництві алюмінієвих споживчих товарів. З перерахованих вище галузей найбільш перспективними з точки зору потенціалу подальшого зростання споживання металу є будівництво, автомобілебудування та окремі сегменти пакувального бізнесу, в той час як в авіабудуванні, виробництві споживчих товарів та електротехніки алюміній часто витісняється більш сучасними матеріалами, хоча ці галузі досить широкі, і загальних правил тут не буває (рис. 1.1, рис.1.2) [3].

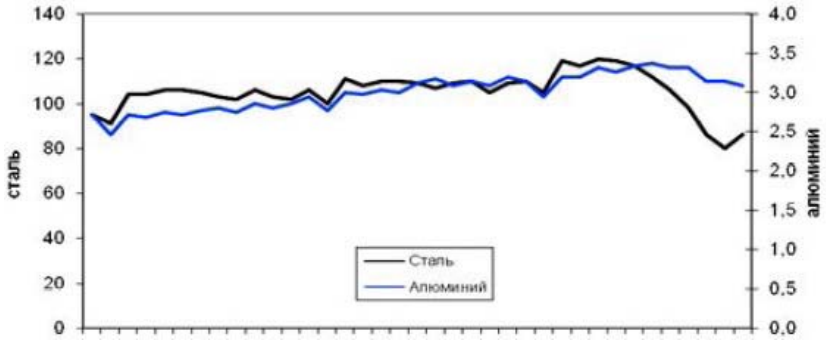


Рисунок 1.1 – Динаміка виробництва сталі та алюмінію у світі [3]



Рисунок 1.2 - Динаміка цін на алюміній за травень-жовтень 2024 р. [3]

Ціна силуміну напряму залежить від ціни на алюміній. Збільшення ціни первинного алюмінію на ринку приводить до зростання ціни на алюмінієві сплави, що спричиняє за собою зростання собівартості багатьох видів продукції. Динаміка зміни цін на силумін у період з липня 2022 р. по липень 2023 р. за даними Baramist Ukraine [4] наведена на рис.1.3.

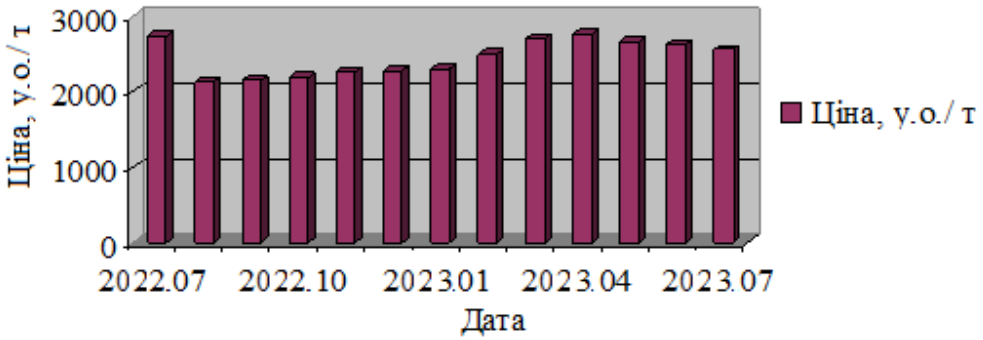


Рисунок 1.3 – Динаміка зміни цін на силумін у період з липня 2022 р. по липень 2023 р. [4]

1.2 Електротермічний спосіб отримання силікоалюмінію

1.2.1 Загальна характеристика електротермічного способу

У 1934 р. вперше у світовій практиці впроваджено на Україні промисловий спосіб отримання алюмінієво-силіцієвих сплавів прямим відновленням природних алюмосилікатів вуглецем у потужних руднотермічних електропечах. Спосіб електротермічного виробництва алюмінієво-силіцієвих сплавів розроблено Всерадянським науково-дослідним і проєктним інститутом алюмінієвої, магнієвої та електродної промисловості (ВАМІ) і значно удосконалено на ВАТ «ЗАлК» [2]. Отриманий первинний алюмінієво-силіцієвий сплав (силікоалюміній), що містить близько 35-40 % силіцію, розбавляють потім електролітичним або вторинним алюмінієм до складу, що відповідає різним маркам конструкційних алюмінієвих сплавів (ливарних і деформівних сплавів), рафінують від домішок і розливають у чушки.

Використання дешевої рудної і вторинної сировини (каолінових руд, відходів збагачення, золи вугілля, шлаків металургійного виробництва та інше), яка в достатній для промислового використання кількості є на Україні, дозволяє отримувати алюмінієві сплави з силіцієм сумісним відновленням металів з їх оксидів електротермічним способом і має певні певні переваги порівняно зі способом сплавлення чистих металів.

На рис.1.4 наведена технологічна схема процесу отримання первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву з переробкою на конструкційні алюмінієві сплави, яка складається з трьох основних стадій:

1. Підготовка сировини і приготування шихти.

2. Пряме безшлакове відновлення природних алюмосилікатів у руднотермічній електропечі для отримання первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву.

3. Отриманий первинний алюмінієво-силіцієвий сплав, що містить 35-40 % силіцію, розбавляють електролітичним алюмінієм до складу, що відповідає різним маркам конструкційних ливарних алюмінієвих сплавів.

Такий спосіб виробництва дає змогу повністю використовувати силіцій первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву та одночасно скоротити витрату електролітичного алюмінію. Крім того, при виготовлені сплаву не потрібно спеціального добавляння заліза, оскільки воно міститься в необхідних кількостях у первинному сплаві [2].

При електротермічному способі усуваються втрати на перетворення струму, а також витрати на інші види енергії (пара, паливо), на виробництво глинозему та кріоліту [2,5].

Такі переваги електротермічного методу як висока продуктивність руднотермічних печей і можливість переробляти низькомодульну алюмінієву сировину привертають останнім часом серйозну увагу до організації процесу електротермічного отримання алюмінію та його сплавів з силіцієм [1]. Наявність в світі значних запасів природної сировини, придатної для карботермічної переробки (в Україні і Китаї – численні родовища високоякіс-

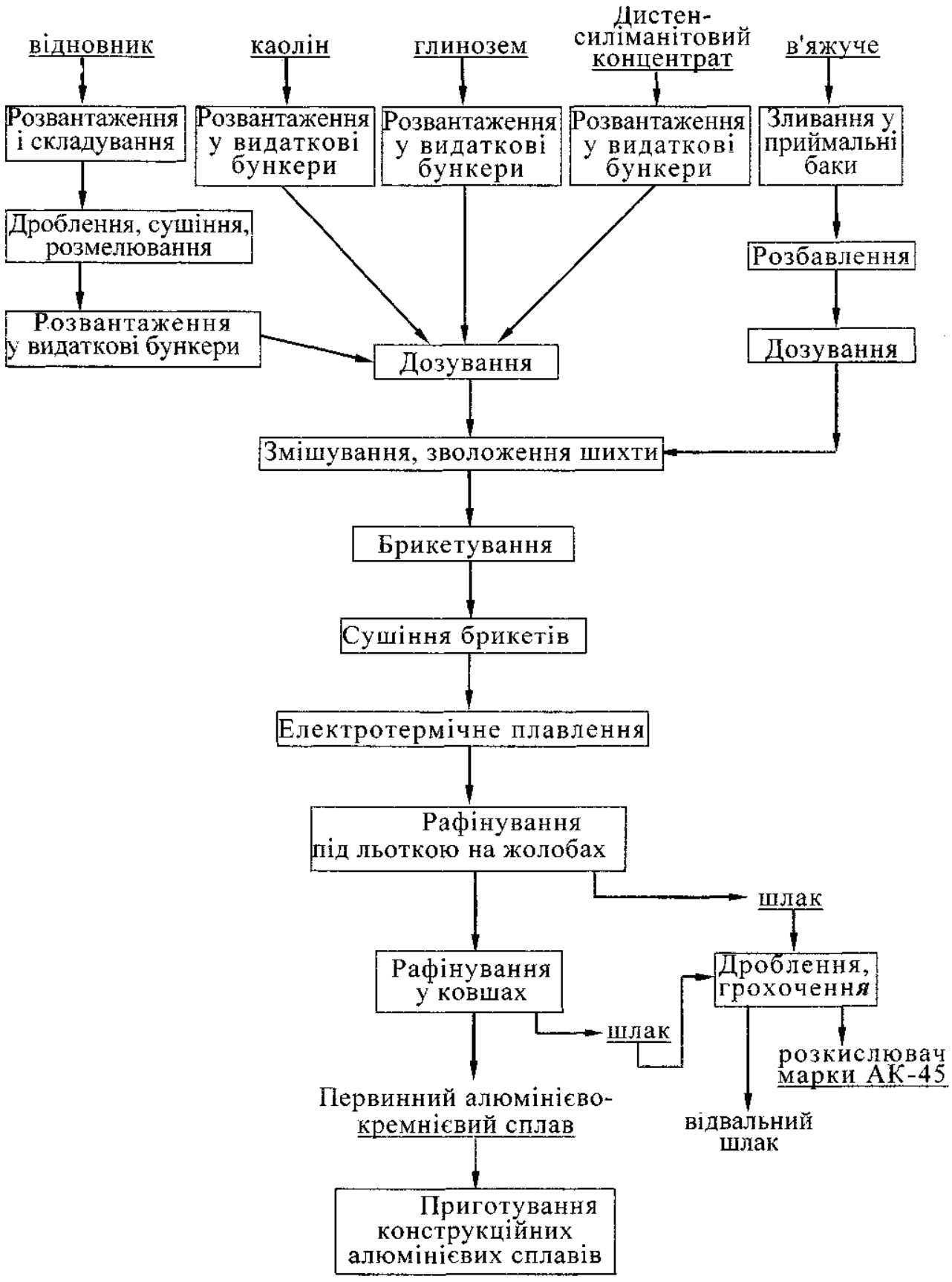


Рисунок 1.4 - Технологічна схема виробництва первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву

них каолінів, в Індії – родовища силіманітів) є основою для розробки нових варіантів організації процесу відновлення природних алюмосилікатів вуглецем.

1.2.2 Теоретичні основи відновлення алюмосилікатної сировини вуглецем

Багаторазові спроби здійснити процес термічного відновлення алюмінію з глинозему вуглецем ніколи не давали позитивних результатів, оскільки не вдавалося отримати чистий металевий алюміній. Як правило, продукт реакції являв собою суміш карбіду алюмінію Al_4C_3, оксиду алюмінію Al_2O_3 і відновленого алюмінію. Продукт плавлення містив не більш як 60−70 % металевого алюмінію в щільній тістоподібній суміші з кристалами карбіду і корунду.

Реакцію відновлення оксиду алюмінію вуглецем можна виразити рівнянням:

$$Al_2O_3 + 3C = 2Al + 3CO - 1340 \text{ кДж}. \quad (1.1)$$

У загальному вигляді відновлення відбувається за рівнянням:

$$MeO + C = Me + CO. \quad (1.2)$$

Відновлення оксиду металу можливе тільки за умови, якщо вільна енергія утворення CO буде більшою, ніж вільна енергія утворення MeO.

Для визначення температури початку відновлення оксиду алюмінію (а також інших оксидів) вуглецем зручно користуватися графічним методом (рис.1.5), який ілюструє зміну вільної енергії утворення оксидів з елементів залежно від температури за атмосферного тиску, а також зміну вільної енергії утворення оксиду карбону. З підвищенням температури вільна енергія утворення оксидів зменшується. У точках зміни агрегатного стану прямі мають злам, у результаті чого лінії зміни вільної енергії різних оксидів перетинаються між собою, а також із лінією зміни вільної енергії утворення CO. Після точок перетину елементи за їх спорідненістю до кисню міняються місцями, тому реакції відновлення (заміщення) починають йти у зворотному напрямку. Це і

дає можливість за високих температур здійснити не лише відновлення оксидів металів вуглецем, а й витиснення, наприклад, алюмінієм і силіцієм таких металів, лінії яких розміщені нижче, ніж лінії $A1_2O_3$ і SiO_2 (Mg, Ca, Ba, Li).

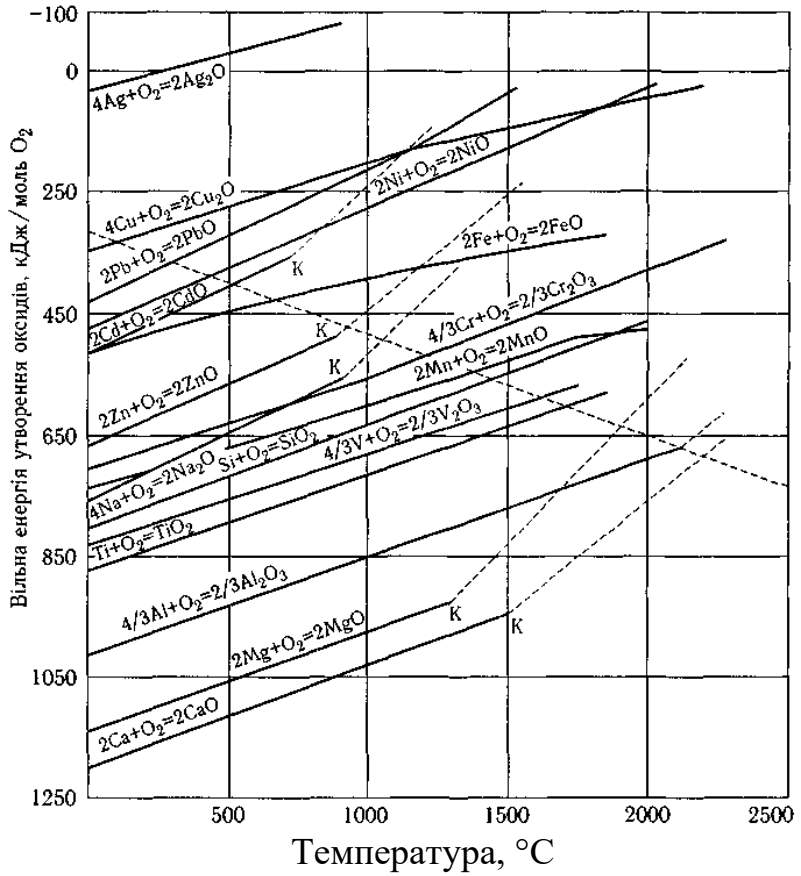


Рисунок 1.5 – Температурна залежність зміни енергії Гіббса для деяких реакцій, що відбуваються у руднотермічній печі [2]

Найчастіше у вихідних алюмосилікатних, глиноземистих матеріалах і у золі відновників зустрічаються у вигляді домішок оксиди: Fe_2O_3, TiO_2, CaO, Na_2O, K_2O, а також сірка. Наявність в значних кількостях тієї або іншої із цих домішок позначається на ході печі й безпосередньо впливає на чистоту продукту. В умовах відновного процесу, у первинний сплав переходить не тільки легко відновлюване залізо, а також титан й, частково, кальцій. Ці домішки сильно впливають на подальшу переробку первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву, утрудняючи її й знижуючи вихід корисного продукту.

Відомо, що залізо зв'язує значні кількості алюмінію в інтерметалічні сполуки. Якщо прийняти, що ці сполуки відповідають складу Al_5FeSi або Al_4FeSi_2, то 1 % Fe у сплаві зв'язує 2−2,5 % Al.

При переробці первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву методом фільтрації присутність заліза й, отже потрійних силіцій-залізо-алюмінієвих складових значно зменшує кількість рідкої фази, створює додаткові перешкоди до її відділення й знижує добування корисного продукту.

Титан також зв'язує алюміній в інтерметалічні сполуки типу $TiAl_3$ й утрудняє переробку первинного сплаву. Крім того, титан значно збільшує в'язкість алюмінієво-силіцієвого сплаву. Поряд із цим не виключена можливість присутності титана в сплаві у вигляді неметалічного включення Ті нижчого оксиду титана. Подальша переробка первинного сплаву з домішкою титана ускладнюється.

Кальцій відновлюється в цьому процесі також у значних кількостях і переходить у металевий сплав у вигляді силіциду. Інша частина кальцію утворить шлаки, знижує температуру плавлення шихти й ускладнює нормальний хід процесу.

Ще в більшій мірі утрудняє плавку присутність луг у шихті. Оксиди Na_2O и K_2O викликають утворення легкоплавких евтектик і спікання шихти. Утворення кірки на колошнику печі перешкоджає нормальному газовиділенню. При наявності лугів відбувається рясне осідання на конструкціях над колошником печі пластівчастих опадів, що конденсуються з парів сполук лужних металів.

При спробі одержати Al-Si-Fe сплав, використовуючи як вихідний матеріал граніто-гнейси, що містять значну кількість лугів [5,6], Паолоні спостерігав утворення довгих електричних дуг. Це пояснюється відновленням і наступним випаром натрію й калію, які сильно іонізують дугу. У результаті подовження дуги виникає необхідність безупинно піднімати електрод, від чого хід печі розбудовується.

Наявність у шихті перерахованих вище домішок сприяє зниженню

електричного опору й, тим самим, також утрудняє хід плавки.

Нарешті, необхідно врахувати можливість протікання у відповідних зонах печі металотермічних реакцій (алюмотермічних і силицієвотермічних) із витратою вже отриманих у печі алюмінію та кремнію на відновлення інших оксидів.

Аналіз ліній зміни вільної енергії реакцій утворення оксидів (рис.1.5) показав, що при найнижчих температурах відбудеться відновлення оксиду заліза (нижче 1000 °С), потім SiO_2 (1500 °С), далі TiO_2 (1700 °С), MgO (1850 °С) і, нарешті, $A1_2O_3$ − при 2100 °С.

Отже, відновлення глинозему вуглецем можна здійснити лише за мінімальної температури близько 2100 °С, яка близька до точки кипіння алюмінію (2500 °С) за атмосферного тиску. Тому в цих умовах спостерігатиметься значна пружність пари алюмінію. Частина пари конденсується, але більша частина її споживається у вторинних процесах − взаємодії відновленого пароподібного алюмінію з вуглецем з утворенням карбіду алюмінію:

$$4Al + 3C = A1_4C_3 + 920 \text{ кДж}. \qquad (1.3)$$

Карбід алюмінію в пароподібному стані є найстійкішим з усіх відомих карбідів. Інші карбіди не переходять у стан пари, а під час нагрівання розкладаються. Близькість значень пружностей пари карбіду і металу перешкоджає відокремленню алюмінію від карбіду алюмінію в пароподібному стані.

Однак основною причиною, що перешкоджає видобуванню чистого алюмінію при відновленні його оксиду вуглецем, є взаємна розчинність металу, карбіду та оксиду за високих температур відновлення. Потрійна діаграма плавкості системи $A1—A1_2O_3—A1_4C_3$ підтверджує взаємну розчинність компонентів[2,7-8].

Під час охолодження продуктів реакції відновлення глинозему вуглецем з метою конденсації пари алюмінію рівновага зміщується вліво, що знову призведе до утворення глинозему і вуглецю. Слід мати на увазі, що насправді

процес супроводжується утворенням субоксиду алюмінію$A1_2O$, який має високий тиск насиченої пари та випаровування металевого алюмінію. Всі ці обставини унеможливлюють добування алюмінію відновленням його оксиду вуглецем. Тому продукт відновленні чистого глинозему вуглецем являє собою в'язкий продукт (через велику кількість твердих включень $A1_4C_3$ і $A1_2O_3$).

Зазначені труднощі можуть бути майже цілком усунуті, якщо процес проводити за наявності достатньої кількості будь-якого висококиплячого матеріалу, що утворює сплав з алюмінієм (наприклад, залізо (3200 °С), силіцій (2600 °С), мідь (2600 °С)) [2]. У такому разі алюміній у момент відновлення розчиняється в цьому металі, утворивши з ним сплав.

При відновленні SiO_2 залежно від температурних умов можуть відбуватися такі реакції

$$SiO_2 + 3C = SiC = 2CO \quad (1.4)$$

$$SiO_2 + 2C = Si + 2CO \quad (1.5)$$

Парціальний тиск пари алюмінію за тієї самої температури в сплаві нижчий, ніж чистого алюмінію. Внаслідок цього утворення карбіду, а також втрати пароподібного алюмінію, стають менш імовірними. При чому в цьому випадку байдуже, чи вводитимуть другий метал у шихту у вільному стані, чи у вигляді його оксиду, що відновлюється.

Чистий металевий сплав утворюється до відомої межі вмісту алюмінію в сплаві через перебіг реакції взаємодії карбіду алюмінію і кремнезему:

$$2Al_4C_3 + 3SiO_2 = 8Al + 3Si + 6CO. \quad (1.6)$$

При стехіометричних відношеннях Al_4C_3 і SiO_2 по реакції (1.6) утвориться сплав, що містить 72 % Al і 28 % Si.

1.2.3 Основні вимоги до шихти для отримання силікоалюмінію

Для більшості відбудовних металургійних процесів успіх плавки значною мірою обумовлений ретельною підготовкою шихти і її фізико-хімічних властивостей [6].

Відступи від відомих умов дозування відновника й підготовки шихти зв'язані або з погіршенням якості продукції (наприклад при карбіді кальцію - зниження «літражу»), або зі збільшенням видаткових коефіцієнтів по енергії й сировині й, можливо, деяким погіршенням ходу печі (феросплави).

При виплавці ж алюмінієво-кремнієвих сплавів сама можливість проведення процесу визначається суворим дотриманням установлених вимог до шихти: висока реакційна спроможність, точне дозування відновника, висока електроспроможність шихти, відсутність значних кількостей домішок, розмір і форма шматків шихти.

1.2.3.1 Висока реакційна спроможність

Процес відновлення оксидів алюмінію й кремнію вуглецем повинен протікати як безшлаковий у найбільш короткий час, з найбільш повним використанням сировини [7]. Швидкість протікання реакції має першорядне значення. Фактори, що впливають на швидкість протікання реакції, численні. Особливості процесу (виникнення високотемпературних сполук - карбідів, субсполук, нітридів, взаємна розчинність у системі метал-оксид, метал - карбід та ін.) значно ускладнюють становлення кінетичних закономірностей у цій галузі.

Перенесення встановлених вже для інших металургійних процесів положень на процес відновлення Al_2O_3 й SiO_2 вуглецем може бути здійснено лише умовно з обліком виникаючих при цьому погрішностей. Все-таки можна вважати, що знайдені, наприклад, для металургії заліза закономірності, що пояснюють механізм і швидкість процесу відновлення оксидів, містять положення, які можуть сприяти розумінню й даного процесу.

У цей час, розвивається адсорбціонно-автокаталітична теорія відновлення оксидів заліза, відповідно до якої спочатку відбувається адсорбція газу на реакційній поверхні, потім слідує відрив кисню й перехід його до відновника, що супроводжується виникненням решітки нової фази металу, і,

нарешті, відбувається десорбція CO_2.

У цьому випадку схематично можна представити, що на поверхні твердого відновника при високих температурах процесу адсорбуються відновлювані оксиди (наприклад, SiO_2 або SiO) і далі механізм процесу аналогічний, за винятком того, що метал, що утвориться, буде видалятися в рідкому або частково в газоподібному стані.

Швидкість реакції, насамперед, буде визначатися поверхнею зіткнення твердої і газоподібної фаз (де й відбуваються перетворення до границь, установлених станом рівноваги).

Дуже важливим фактором є адсорбційна здатність твердої фази (вуглицевого відновника) стосовно реагуючого оксиду, що піддається відновленню. Час, що вимагається для завершення процесу значною мірою буде залежати від швидкості, з якою речовини здатні досягати місця реакції, а продукти видалятися відтіля, від швидкості дифузії як вихідних реагуючих матеріалів, так і продуктів реакції.

Вимозі високої реакційної спроможності шихти буде відповідати розвинена поверхня зіткнення оксидів з відновником і добір відповідного активного відновника. Тонке здрібнювання реагуючих матеріалів і тісне перемішування їх можуть бути здійснені при спільному брикетуванні оксидів і відновника. Введення вугілля в брикет не тільки збільшує поверхню контакту з оксидами, але й підвищує тугоплавкість шихти. Зі сказаного ж раніше, потрібно працювати на брикетах з оксидів, для того, щоб швидкість відновлення оксидів завжди була більше швидкості їх плавлення.

1.2.3.2 Точне дозування відновника

Межі коливання у змісті вуглецю по відношенню до розрахункового, повинні бути строго обмежені. Нестача або надлишок відновника швидко спричиняє серйозні ускладнення: у першому випадку – ошлакування, отже втрату відновленого металу й труднощі в робот печі; у другому випадку – легке

утворення карбідних блоків, підвищення провідності шихти й порушення основного принципу ведення плавки – подачі потрібної питомої потужності і збереження зони корисних реакцій, отже, порушення нормального ходу печі. На відміну від інших процесів, розраховувати на можливість коректування в ході плавки в даному процесі не треба.

Якщо при плавці алюмінієво-силіцієвого сплаву внаслідок недоліку відновника оксиди частково перейшли в рідку фазу (шлаки), то відновлення надалі буде сильно утруднене й добавка вуглецевого матеріалу може привести лише до утворення карбідів. Одночасне співіснування карбідів і шлаків у цьому процесі неодноразово спостерігалося. У цих умовах здійснення процесу в печі стає винятково скрутним.

Таким чином, сталість вступаючого в піч матеріалу по вмісту вуглецю й рівномірному його розподілу є найважливішою умовою нормального ведення процесу. Кращі результати (для електропечі великої потужності) утворюються при невеликому надлишку відновника в порівнянні з розрахунковим. При розрахунку в цьому випадку не приймається в увагу вуглець, що вводиться електродом. При такому дозуванні вугілля спостерігається зовсім рівний безшлаковий хід процесу або незначне утворення шлаків при відсутності карбідів (що особливо важливо).

1.2.3.3 Високий електроопір шихти

Низька електрична провідність шихти повинна забезпечити глибоке положення електрода в шахті печі. Лише при цих умовах може бути досягнута необхідна для процесу висока корисна потужність у зоні реакцій.

Вихідна глиноземиста сировина при відсутності значних кількостей домішок, є матеріалом, що має дуже низьку провідність.

Регулювання електроопору здійснюється наступними факторами:

- вибором типу відновника і його кількістю: варто вибирати такі вуглецеві відновники, які володіють високим питомим електроопором (деревне

вугілля, торф'яний кокс, буре вугілля та ін.);

- кусковатістю матеріалів: зі зменшенням розмірів шматків вугілля (коксу) питомий опір різко змінюється, малий розмір шматків викликає багаторазове переривання шляху струму й послідовне включення перехідних опорів, а також проміжні включення непровідних часток шихти.

У таблиці 1.1 і на рис.1.6 показано вплив, яке значення для електроопору брикету має тип відновника і його крупність. Для зручності на рис.1.6 значення питомого опору виражено в логарифмічних величинах.

Вимірювання електроопору вироблялися при нагріванні до 1000 °С для брикетів, що складаються з відмученого каоліну й двох відновників (торф’яного й металургійного коксів) при різному їхньому здрібнюванні.

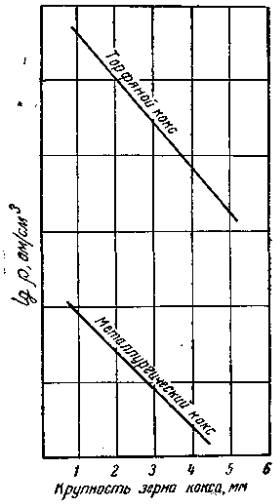


Рисунок 1.6 – Вплив крупності зерна коксів на електричний опір шихти[8]

Таблиця 1.1 – Залежність питомого опору від розміру зерна відновника

Склад шихти	Розмір зерна відновника, мм	Питомий опір, Ом/год^3
Каолін + торф'яний кокс	1	377000
Каолін + торф'яний кокс	2-3	46000
Каолін + торф'яний кокс	3-6	8200
Каолін + металургійний кокс	1	68
Каолін + металургійний кокс	2-3	11.6

Досвід плавки алюмінієво-силіцієвих сплавів на різних печах неодноразово підтверджував велике значення високого електроопору шихти для нормального протікання процесу.

1.2.3.4 Відсутність значних кількостей домішок

Найчастіше у вихідних глиноземистих матеріалах й у золі відновників зустрічаються у вигляді домішок оксиди: Fe_2O_3, TiO_2, CaO, Na_2O, K_2O, а також сірка. Наявність в значних кількостях тієї або іншої із цих домішок позначається на ході печі й безпосередньо впливає на чистоту продукту.

В умовах відбудовного процесу, у сплав переходить не тільки легко відновлюване залізо, але також титан й, частково, кальцій. Ці домішки сильно впливають на подальшу переробку первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву, утрудняючи її й знижуючи вихід корисного продукту.

Відомо, що залізо зв'язує значні кількості алюмінію в інтерметалічні сполуки. Якщо прийняти, що ці сполуки відповідають складу Al_5FeSi або Al_4FeSi_2, то 1% Fe у сплаві зв'язує 2−2,5 % A1 [7-9].

При переробці первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву методом фільтрації присутність заліза й, отже, потрійних Al-Si-Fe складових значно зменшує кількість рідкої фази, створює додаткові перешкоди до її відділення й знижує добування металу в корисний продукт.

Титан також зв’язує алюміній в інтерметалічну сполуку типу $TiAl_3$ й утрудняє переробку первинного сплаву. Крім того, титан значно збільшує в'язкість алюмінієво-силіцієвого сплаву. Подальша переробка первинного сплаву із домішкою титану ускладнюється.

Кальцій відновлюється в цьому процесі також у значних кількостях і переходить у металевий сплав у вигляді силіциду. Інша частина кальцію утворить шлаки, знижує температуру плавлення шихти й ускладнює нормальний хід процесу.

Присутність луг у шихті ще в більшій мірі ускладнює плавку. Оксиди

Na_2O и K_2O викликають утворення легкоплавких евтектик і спікання шихти. Утворення кірки на колошнику печі перешкоджає нормальному газовиділенню. При наявності лугів відбувається рясне осідання на конструкціях над колошником печі пластівчастих осадів, що конденсуються з парів сполук лужних металів.

Таким чином, робота на чистій сировині й низькозольному відновнику є важливою умовою для успішної плавки.

1.2.3.5 Розмір і форма кусків шихти

Рівномірний по всьому колошнику печі сход шихти й гарна газопроникність можуть бути досягнуті підбором розміру й форми кусків шихти, а також відсутністю пилу й дріб'язків. Щоб уникнути здрібнювання шихти при транспортуванні й завантаженні, куски повинні мати достатню міцність на роздавлювання й стирання.

Значення розміру кусків шихти для перебігу відбудовних процесів розглядається в роботах М. С. Максименко та І. А. Соколова. Для вибору оптимального розміру кусків вихідної сировини й шихти необхідно враховувати наступне:

- фізичні властивості застосовуваних матеріалів. Більш висока теплопровідність і мала теплоємність вимагають застосування кусків більшого розміру й, навпаки, низька теплопровідність і висока теплоємність вимагають шматків меншого розміру;

- розміри печі, її потужність і продуктивність (товщина слою й швидкість сходу шихти). Для лабораторних дугових печей і печей малої потужності куски можуть мати менший розмір, чим для більших печей.

Варто мати на увазі, що шихта в електропечі повинна бути досить проникною для гарного видалення газів з печі й разом з тим акумулювати теплоту газів, що відходять, що сприяє видаленню вологи, летучих і підготовляє нові порції шихти для вступу в зону реакцій. Це вимагає можливо

більше повної рівномірності й однорідності шихти, що найкраще досягається в брикетах, що мають завжди однаковий розмір і форму.

При виплавці алюмінієво-силіцієвого сплаву варто уникати малого розміру кусків, при якому швидкість плавлення їх буде велика. Але разом із тим куски не повинні бути занадто великі, тому що в цих умовах теплопередача від поверхні до центра йде повільно й, таким чином, реакція протікає повільно усередині й швидко зовні.

Несприятливі для процесу як велика пористість кусків (при цьому утрудняється швидка передача тепла усередину), так і надмірна щільність (що утрудняє газовий обмін усередині шматка). Оптимальний розмір кусків для промислових печей лежить у межах 30-80 мм. Перераховані умови вимагають спеціальної підготовки сировини до плавлення.

1.2.4 Підготовка шихтових матеріалів до плавлення

1.2.4.1 Підготовка алюмосилікатних матеріалів

Відомі три способи окускування дрібних руд і концентратів: агломерація, окатування та брикетування. Зазначені способи окускування застосовні при підготовці шихти до рудовідновної електроплавці, тому що безперервний процес електроплавки на дрібних матеріалах утруднений через великий їхній винос і значний опір шихти проходженню реакційних газів.

Агломерація – спосіб спікання дрібної руди або концентрату з паливом при високій температурі. Досвід застосування агломерату на виплавці алюмінієво-силіцієвого сплаву не дав позитивного результату, тому що для потрібної спікливості каоліну із глиноземом потрібне введення цементуючого матеріалу у вигляді содового розчину, що робить таку шихту непридатною для плавки. При введенні содового розчину значна частина шихти оплавляється, стає малопористою, неоднорідною й здобуває високу електропровідність.

Для окускування матеріалів надзвичайно тонкого здрібнювання (до

0,06 мм) широке поширення одержує спосіб окатування з випалом або сушінням окатишів для додання їм необхідної міцності. Зволожені тонкозмільчені матеріали здатні окатуватись на обертових грануляторах у міцні окатиші різних розмірів. Спроможність до окатування підвищується зі збільшенням дисперсності матеріалу. Грубозернисті матеріали погано окатуються, тому мало придатні для окомкування. Для виплавки алюмінієво-кремнієвих сплавів окатування шихти було проведено Інститутом ВАМІ в лабораторних і великопромислових масштабах на шихті з каоліну, глинозему, вугільного концентрату. При вологості шихти 22 % і добавки 2 % від маси сухої шихти сульфітного лугу була отримана задовільна міцність гранул.

Цим способом підготовки шихти для виплавки алюмінієво-кремнієвого сплаву можливо здійснювати пошарове окатування. Наприклад, для збільшення опору шихти головний провідник струму - вуглицевий відновник можна закомкувати у середину окатиша, а периферійну його частину виготовити з рудної складової або з невеликою кількістю відновника.

Для високопродуктивної роботи печі необхідно також, щоб гарна відновлюваність шихти сполучалася з великою міцністю, тугоплавкістю й однорідністю її гранулометричного складу. Ці вимоги технології трудно здійсненні при агломерації й окатуванні шихти. Кращі результати дає підготовка шихти способом брикетування.

Для брикетування шихти з порошкоподібних алюмосилікатних і глиноземистих концентратів потрібне застосування сполучних. Використовувані при брикетуванні сполучні матеріали повинні мати велику змочувальну здатність і забезпечувати одержання брикетів високої механічної й термічної міцності, а також не містити у своєму складі шкідливих домішок. З великої розмаїтості сполучного органічного й неорганічного походження можуть бути використані смоли, кам'яновугільний пек, рідке скло та ін. З перерахованих сполучних не всі задовольняють вимогам брикетування шихт для виплавки сплавів. Рідке скло вносить багато лугів, пек і смола підвищують електропровідність шихти й мають погану змочувальну здатність.

Брикети достатньої міцності були отримані при застосуванні в якості сполучного - сірчаної кислоти. При введенні 2−3 % сірчаної кислоти брикети з каоліно-глиноземної шихти мали міцність 83−117 кг/см^2. Ці брикети мають також більшу термічну міцність, ніж на сульфітно-спиртової барді. У сірчаній кислоті відсутні домішки, що забруднюють сплав. Однак для застосування сірчаної кислоти потрібно спеціальні кислототривкі апаратури.

До брикетованої шихти для одержання алюмінієво-кремнієвих сплавів пред'являються наступні вимоги. Брикети повинні мати високу швидкість відновлення, що визначається тонким здрібнюванням шихтових матеріалів, ретельним їхнім перемішуванням, високою реакційною здатністю відновника й досить високою пористістю шихти. Залізо зв'язує значні кількості алюмінію в інтерметалеві сполуки Al_5FeSi, Al_4FeSi_2 та ін.

Однією з основних умов шихтовки брикетів є висока точність дозування вуглецю. Уже при невеликій зміні кількості вуглецю в брикетах наступають зміни в роботі печі: при надлишку вуглецю збільшується карбідоутворення, при недоліку росте кількість шлаків і ступінь випару провідних елементів - алюмінію й силіцію.

1.2.4.2 Дроблення, розмелювання та сушіння відновника

Підготовка шихти до брикетування складається з наступних операцій: дроблення, розмілювання і сушіння відновників; підготовка сполучних; дозування компонентів шихти; змішання матеріалів; пресування й сушіння брикетів.

Залежно від крупності застосовуваного відновника попереднє дроблення може бути здійснене в одну або дві стадії. Для великого дроблення застосовують щокові або валкові дробарки. Широке застосування для дроблення вуглецевих матеріалів знайшли валкові дробарки. Розмір шматків матеріалу для дроблення у валкових й щокових дробарках не повинен перевищувати 200 мм. Після попереднього здрібнювання матеріали піддають

помелові до фракцій менш 0,5 мм. Для помелу можуть бути застосовані барабанні або шахтні молоткові млини [8].

У шахтних млинах одночасно з розмелом можна здійснити й сушіння матеріалу, що надходить із топки газоповітряною сумішшю з температурою 180−200 °С. Вуглецеві матеріали завантажуються в млин за допомогою дискового живильника, а вивантажуються із млина за рахунок розрідження, створюваного мірошницьким вентилятором. Підбираючи розрідження, установлюють швидкість потоку пило-повітряною суміші в сепараційній шахті, необхідного для відбору потрібної фракції. Наприклад, при швидкості повітряної суміші 5 м/с повітряний потік здатний підтримувати часточки розміром до 1 мм; більші часточки в сепараційної шахті випадають із потоку й осідають у розмелену порожнину млина на остаточне подрібнення.

Газовугільний пил газового й деревного вугілля, що містить підвищену кількість летких, при певних концентраціях з вільним киснем і при наявності очагу горіння – вибухонебезпечна. Тому температурний режим і вміст кисню — одні з найважливіших умов, що забезпечують надійність роботи розмелювальної установки. Установлено наступний режим розмелювання та сушіння вугіль: температуру газоповітряною суміші, що надходить у млин, не більше 750 °С, при розмелі нафтококсу — до 200 °С; температура сушильного агента газоповітряною суміші на виході з горловини шахти не більше 70 °С; вміст кисню в газоповітрянійю суміші не більше 16 %. Вологість матеріалу в результаті сушіння знижується до 2,5−3,0 %, витрата газу на сушіння 1 м матеріалу становить порядку 15−20 м^3 [10].

Розпушений пневмотранспортуванням каолін швидко злежується, нерівномірно сходить із бункерів, налипає на стінки дозуючих пристроїв, порушуючи встановлене співвідношення складу шихти. Тому його в бункері завжди повинно бути не менш половини, тобто варто безупинно підкачувати. Гарні результати були отримані при застосуванні ворошителя типу віброрами й вібраторів, установлюваних у нижньому поясі бункерів, із періодичним включенням у роботу, а також при застосуванні у верхньому поясі бункера

аерації для обрушення каоліну й ліквідації вирв.

1.2.4.3 Підготовка в’яжучого

Концентрат сульфітно-спиртової барди, що надходить, щільністю 1,2—1,283 г/см^3 розведенням водою доводять до щільності 1,1—1,12 г/см^3. Розчин виготовлюють у мішалках, після чого його перекачують у бачки. Для дозування в'яжучого можуть бути застосовані рідинні або щілинні дозатори. Два шестерних насоси рідинного дозатора з'єднані послідовно. Число обертів першого насоса більше, ніж другого, у результаті чого створюється постійний напір в 6 ат.

Однак більшу точність дозуванню дають щілинні дозатори, які забезпечують постійну задану витрату барди в такий спосіб: заслінка живильника відкривається й закривається залежно від положення поплавця в бачку, пов'язаного із заслінкою електричним зв’язком.

1.2.4.4 Дозування та змішування компонентів шихти

Дозування шихтових матеріалів ведеться відповідно до розрахунку, вихідними даними для якого є: хімічний склад шихтових матеріалів, заданий склад сплаву, ступінь переходу елементів у сплав, задане дозування відновника від теоретично необхідного для відновлення оксидів.

Робота дозаторів регулюється автоматично. Дозатори чутливі до зміни насипної маси матеріалу і його фізичних властивостей. На сипучих матеріалах з невеликою силою зчеплення між частками (глинозем, кокс, вугілля) забезпечується середня точність дозування ±2, на глиноземі ±1 % [7,8].

Значно впливає на точність дозування вологість каоліну: при вологості більше 0,5% каолін сильніше злежується й налипає на стінки, що порушує рівномірність сходу й точність дозування. У процесі дозування для контролю роботи дозаторів щогодини ведеться відбір проб на вміст вуглецю в шихті, що

дозволяє виявити відхилення дозування й зробити коректування.

Шихта для виплавки алюмінієво-кремнієвого сплаву являє собою механічну суміш рудної частини шихти з відновниками. Дуже важливо добре перемішати компоненти шихти між собою й зі сполучним, тому що цим досягається однорідність складу шихти й необхідна міцність брикетів. Проби, відібрані після змішання через певні проміжки часу, повинні бути близькими по складу в припустимих межах. Рідке сполучне, що додається до сухих матеріалів у процесі перемішування, поглинається твердими частками шихти, створює на поверхні цих часток їхню суцільну плівку, що склеює. При ретельному перемішуванні розподіл сполучних й обволікання ним зерен сухої шихти виходить рівномірним, у результаті міцність брикетів підвищується.

Якість змішання залежить як від режимів змішання, так і від конструкції змішувача. Для змішання можуть бути застосовані змішувальні машини. Для більш ефективного змішання сполучної й сухої шихти варто підтримувати певну температуру змішання. При цьому забезпечується необхідна в’язкість сполучного, гарний прогрів шихти, що змішується, і краща її брикетованість.

1.2.4.5 Пресування і сушіння брикетів

Пресування є основною операцією технологічного процесу брикетування. На міцність брикетів впливають характер пресування шихти, параметри брикетування, крупність вихідних матеріалів, їх вологість, кількість в'яжучого, тиск пресування й інші фактори. Крім цих факторів, на міцність брикетів впливають конструкція застосовуваного преса й характер пресування. Частина тиску пресування витрачається на подолання тертя часток маси, що пресують, об стінки прес-форми та між собою в процесі ущільнення їх.

Для пресування каоліно-глиноземистих шихт застосовують вальцьові преси, що успішно працюють у металургійній промисловості для брикетування рудних концентратів зі сполучними матеріалами. Конструкція цих пресів відрізняється простотою.

Змішана й зволожена шихта зі змішувача по тічках надходить у бункер, а з нього в прес на пресування. У процесі брикетування необхідно дотримувати рівномірне заповнення осередків шихтою, що досягається синхронізації продуктивності змішувача й преса, сталості рівня шихти в бункері, а також при наявності невеликого (близько 0,5 мм) зазору між валками.

Міцність сирих брикетів становить 12−14 кг/см^2. Одержувані брикети подаються на вібраційний грохот, де виробляється відсівання дріб'язку (менш 40 мм), що елеватором повертається на повторне брикетування, а придатні брикети подаються на стрічковий конвеєр і доставляються в піч для сушіння.

Головне призначення сушіння − видалення вологи із сирих брикетів з метою додання їм необхідної для транспортування й переплавлення механічної міцності. При дотриманні необхідного режиму брикети після сушіння здобувають міцність близько 100−150 кг/см^2.

Для сушіння брикетованої шихти застосовують конвеєрні сушила, які можуть мати газовий або електричний обігрів. Конвеєрне сушило з газовим обігрівом являє собою нефутеровану тонельну піч, у якій рухається пластинчастий конвеєр із завантаженими на нього брикетами.

Температура сушіння регулюється залежно від вологості вихідних брикетів і продуктивності сушила, що визначається товщиною завантаженого шару й швидкістю руху стрічки. Дослідниками ВАМІ встановлено, що механічна міцність добре підготовленої брикетованої каоліно-глиноземної шихти на сульфідно-спиртової барди із застосуванням різних видів відновників змінюється при нагріванні до 400 °С незначно. Виключення становлять брикети, виготовлені із суміші газового вугілля й нафтококсу, міцність яких у зазначеному інтервалі температур знижується майже у два рази (із 160 кг/см^2 до 80 кг/см^2). Однак і ця міцність достатня для нормальної роботи печі. Велике падіння міцності цієї шихти пояснюється бурхливим виділенням летких із утворенням у брикетах тріщин і дріб'язку. У міру подальшого нагрівання, коли відбувається коксування й прожарювання відновників, міцність брикетів зростає й досягає свого максимального значення (210−320 кг/см^2) в інтервалі

температур 1000—1300 °С [8-10]. Подальше нагрівання до 1400−1550 °С супроводжується різким зниженням міцності, приблизно в 5−10 разів [9-11]. Руйнування брикетів при низьких температурах свідчить про порушення технології підготовки шихти й брикетування.

При нагріванні до 900 °С відбувається різке падіння електричного опору брикетів всіх каоліно-глиноземистих шихт із відновником від 10^6 Ом*см до декількох десятків. Електропровідність вуглецевих вілновників, а також шихти, що містить ці матеріали, змінюється по-іншому. Так, якщо при підвищенні температури електропровідність деревного й газового вугіль у багато разів нижче електропровідності коксів, то електропровідність виготовлених шихт із газовим і деревним вугіллям нижче електропровідності шихти із коксами тільки в інтервалі 650−950 °С, потім вона різко підвищується й в інтервалі температур 1300−1400 °С стає вище електропровідності шихти із графітом і нафтококсом.

Практика роботи печей і дослідження показують, що найбільшу швидкість хімічного відновлення мають каоліно-глиноземні шихти з вугіллями і найменшу - шихти на газовому коксі й нафтококсі. При температурах 1950—2050 °С [9,12,13], близької до графітизації вуглецевих матеріалів, швидкість відновлення всіх шихт вирівнюється. Одним з факторів, що визначають відбудовну здатність шихт, є тип застосовуваного відновника, тобто кількість у печі летучих речовин, дисперсність відновника, загальна кількість пор, особливості структури та ін.

1.3 Руднотермічні печі для виплавляння силікоалюмінію

1.3.1 Типи руднотермічних печей

Для кожного руднотермічного процесу необхідне оптимальне значення потужності печі, що залежить переважно від допустимої корисної фазової напруги. Для алюмінієво-силіцієвих сплавів сприятливих техніко-економічних показників можна досягти у руднотермічних печах потужністю 16…22 МВт.

Первинні алюмінієво-силіцієві сплави виплавляють як у трифазних, так і в однофазних руднотермічних печах (РТП). Для успішного промислового виплавляння силікоалюмінію необхідно підбирати електричні та геометричні параметри печі, що забезпечують швидке високотемпературне нагрівання шихти і надійний випуск сплаву з печі.

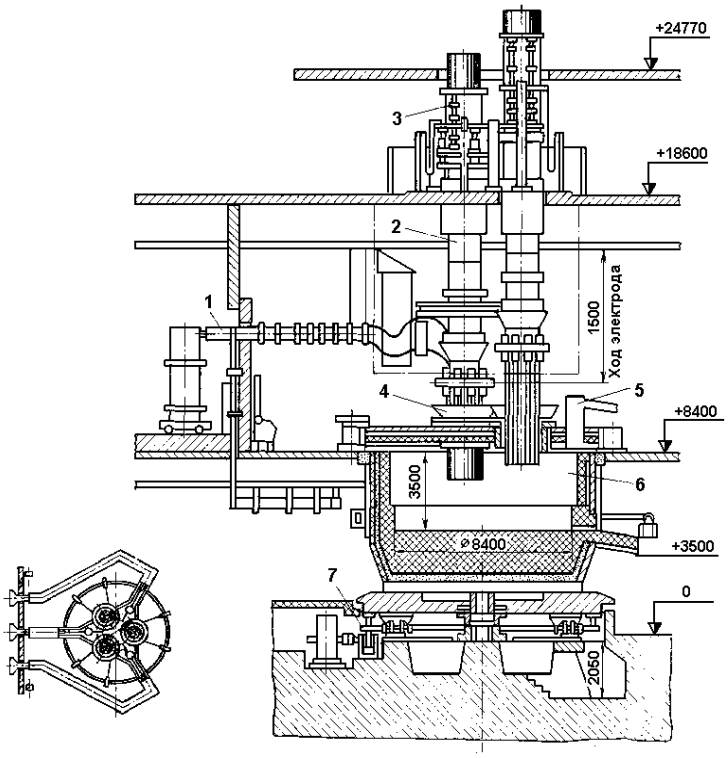
Фізико-хімічні умови перебігу процесу у трифазній печі не дають можливості мати в ній одну загальну зону реакцій, вільну від шлаку. Корисні реакції відбуваються у вузькому просторі поблизу електрода - навколо електрода утворюється відокремлена плавильна зона. Спроба забезпечити загальну зону за допомогою надмірного зменшення діаметра розпаду електродів призводить до шунтування і збільшення розсіювання енергії у верхній частині печі.

Основні показники для первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву на трифазних печах нижчі, ніж на однофазних. Наприклад, якщо втрати алюмінію на однофазній печі становлять 2,5 %, то на трифазній - 7,5 %; відповідно втрати силіцію - 16,5 і 22,5 %; питома витрата електродів - 135,5 і 147,5 кг/т. Масова частка в сплаві алюмінію (за інших однакових умов) в однофазній печі становить 55…56 %, у трифазній - 53 % [2,13].

Однак однофазні печі мають високу вартість і складну конструкцію: потребують електродів значного діаметра (4000 мм для печей по тужністю 16 МВт, 1500 мм для печей потужністю 5 МВт), які складно виготовляти; складне підвішування та перепускання електродів. Усе це перешкоджає їх широкому застосуванню.

У РТП проводять відновлювальні процеси, за допомогою яких отримують з руди чисті метали або їх сплави з залізом (феросплави). У таких печах також виплавляють чавун, марганець, молібден, силіцій, феромарганець, ферохром та ін. Такі печі використовують для великомасштабного отримання фосфору, карбіду кальцію, нікелевого штейну, абразивних матеріалів, плавки вогнетривів, базальту і діабазу під кам'яне литво (рис. 1.7, 1.8).

РТП мають відмінні риси [14]:

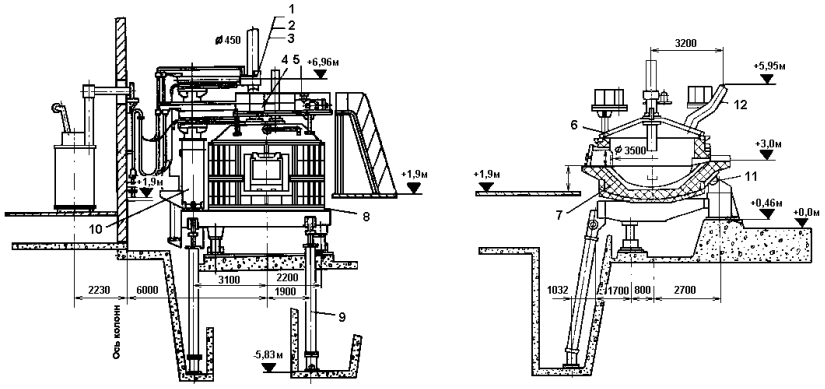


1 - коротка мережа; 2 - електрод; 3 - механізм перепуску електрода;

4 - завантажувальна лійка; 5 - газовідвід; 6 - ванна печі;

7 - механізм обертання печі

Рисунок 1.7 – Печі РКЗ - 33М2 для виплавки феросиліцію



1,2,3 - електроди; 4 - майданчик; 5 - шнековий живильник;

6 - металевий водоохолоджуване склепіння; 7 - футеровка;

8 - кожух печі; 9 - гідравлічний механізм нахилу; 10 – шахта для колонок; 11 - цапфа; 12 - водоохолоджуваний патрубок для відсмоктування газів

Рисунок 1.8 - Трьох електродна піч, що нахиляється, потужністю 7,9 МВт для виплавки нікелю

1) шихта не електропровідна в холодному стані, починає проводити електрострум при нагріванні її дугою;

2) у РТП проводиться безліч різноманітних технологічних процесів, причому технологія робить істотний вплив на конструкцію печі;

3) енергоємність процесів, що проводяться в РТП, дуже велика (до 10000 кВт.год/т продукту);

4) для багатьох рудно-термічних процесів (одержання чавуну, фосфору, нікелевого штейну) характерні великі обсяги виробництва. Тому тут використовують дуже потужні печі (до 100 МВА);

5) печі працюють безперервно, капітальний ремонт - 1 раз/1,5 року. Тому потрібна висока надійність печі в місцях, що піддаються сильному нагріванню, водяне охолодження;

6) електричний режим печі порівняно спокійний, тому паралельно або послідовно з дугою включено опір шихти.

Руднотермическая піч, рудовосстановительная піч, електрична дугова піч для проведення відновних процесів. Руднотермическая піч зазвичай обладнані зводом з ущільненнями (закрита, або герметична, піч), рідше мають ванну, відкриту зверху (відкрита піч). Ванна печі може виконуватися круглої, трикутної або прямокутної, або стаціонарною обертається. Сталевий кожух печі футерований всередині вогнетривкими матеріалами. Електричний струм вводиться у ванну, заповнену шихтою, через пічні трансформатори, коротку мережу (систему мідних або алюмінієвих провідників) і самоспекающиеся (рідше вугільні або графітовані) електроди.

Руднотермічні печі мають, як правило, 3 електроди, розташовані по вершинах рівностороннього трикутника, або 6 електродів, розташованих в лінію; відомі поодинокі руднотермічні печі з 1, 2, 12 і 24 електродами. Пічні трансформатори, що встановлюються в окремому приміщенні поблизу РТП, характеризуються високими експлуатаційними струмами (до 150 кА) і великим числом (17…46) ступенів робочого напруги (100…600 В) для регулювання потужності, що вводиться в піч. Номінальна потужність РТП 16,5…72 МВт.

Нагрів і розплавлення шихтових матеріалів здійснюються головним чином за рахунок потужної електричної дуги, а також за рахунок теплоти, що виділяється при проходженні струму через шихту і розплав. Температура в реакційній зоні становить 1500…2000 °С.

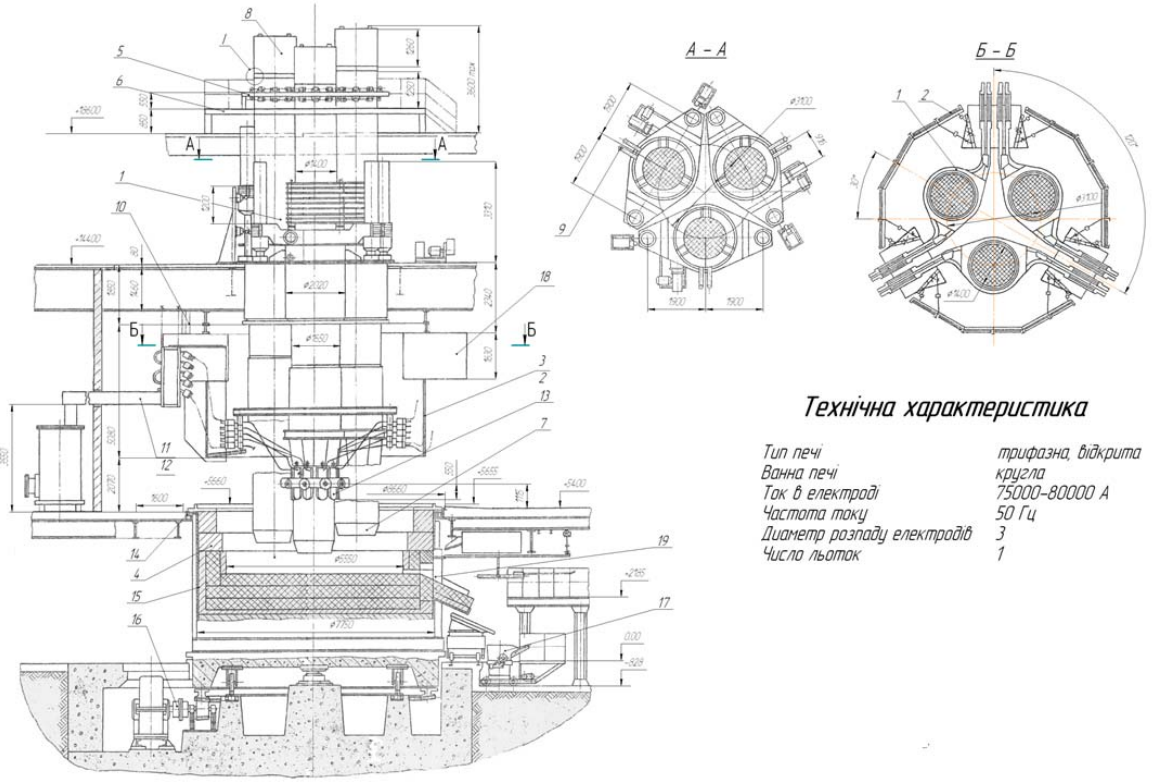
1.3.2 Конструкція і принцип дії руднотермічної печі

Руднотермічна піч являє собою футеровану вогнетривкою цеглою і вугільними блоками ванну (рис.1.9). Процес ведуть так, що на бічних стінках ванни утворюється гарнісаж, який і захищає їх [2,13,14]. Сталевий кожух її встановлюється на фундамент нерухомо або обертається за допомогою спеціального механізму. У нижній частині ванни є отвір (льотка) для випуску готового сплаву. Цю частину печі називають горном. Верх ванни, через який завантажується шихта у вигляді брикетів, гранул або кусків, називають колошником. Над ванною підвішені електроди, які самоспікаються або випалені, діаметром 1400 мм, заввишки приблизно 15 м. Три електроди розміщені так, що в плані є кутами рівнобічного трикутника. До щік підвісного електродотримача підведені струмоведучі шинопроводи від пічних трансформаторів.

Електрод має кожух з листової сталі завтовшки 2 мм, всередині якого по твірній циліндра розміщені ребра жорсткості - сталеві смуги. У кожух надходить сира електродна маса, що в міру занурення в зону високих температур спікається.

У процесі плавлення відбувається вигоряння електрода, тому електрод безупинно опускається разом із кожухом, що оплавляється у ванні. Для утримання електрода є спеціальний механізм, що складається з верхнього і нижнього кілець та гідропідйомника. Кільця складаються з двох півкілець, які можуть спеціальним механізмом затискати електрод і сприймати всю його вагу. Під час руху електрода вниз він затиснутий нижнім кільцем, а верхнє в цей час

розтиснене, і за допомогою гідропідйомника електрод може плавно опускатися під дією своєї ваги. Коли нижнє кільце займає крайнє нижнє положення, електрод затискається верхнім кільцем, нижнє розтискається, і електрод підіймається у верхнє положення (перепускання електрода). Рух електрода вгору і вниз, а також його перепускання здійснюються за допомогою дистанційного керування.



1 - коротка мережа; 2 - затискне кільце; 3 - пристрій для перепускання електродів; 4 - гідропідйомник; 5 - механізм обертання; 6 - апарат для пропалювання льотки

Рисунок 1.9 - Руднотермічна електропіч

Змінний трифазний струм подається до електродів від пічного трансформатора через коротку мережу і електроконтактний вузол, що складається з мідних порожнистих щік, усередині яких циркулює вода. Щоки з великим зусиллям притискаються до електрода затискним кільцем із двох півкілець. Щоки розміщені в зоні спеченого електрода, що має достатню електропровідність.

1.4 Технологія виплавлення силікоалюмінію

1.4.1 Технологія виплавлення первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву

Брикети порціями надходять у руднотермічну піч по труботічках так, щоб кожний електрод був оточений конусом із шихти заввишки 200−300 мм. При нормальній роботі печі газовиділення має бути рівномірним по всій поверхні колошника, осадка електродів − не менш як 1,2 м і сплав має вільно і безупинно виходити з льотки. Шихтові матеріали нагріваються електродугою і теплотою, що виділяється в шихті під час проходження крізь неї струму. Електроди знаходяться у своєрідному тиглі.

Працюючу ванну руднотермічної печі умовно поділити на п'ять зон [2]. Перша зона - зона шихти, що не прореагувала, в якій відбуваються такі процеси: підігрівання шихти газами, що відходять, випаровування вологи, що міститься в шихті; конденсація у вигляді оксидів значної частини алюмінію і силіцію, що випаровуються; часткове вигоряння відновника. Верхню частину зони 1 часто покриває трохи спечена кірка. Розміри (глибина) цієї зони не повинні бути занадто великими й визначаються теплопровідністю, теплоємністю та швидкістю сходу шихти, впливом висоти шару шихти на глибину занурення електрода, станом колошника (газовиділенням і рівномірним перебігом плавки). Постійно спостерігаючи за станом цієї зони, можна безпосередньо впливати на неї.

Друга зона − зона «мертвого простору», що також складається переважно з шихти, яка не прореагувала, у більшій своїй частині залишається після пускового періоду. Матеріал, який заповнює цю зону, слугує гарнісажем, що захищає футеровку печі. Утворившись, цей гарнісаж не зазнає особливих змін впродовж усієї кампанії печі.

Розмір зони 3 − зони корисних реакцій визначається областю найвищих

температур, необхідних для перебігу процесу. У порівняно тісному й обмеженому просторі, відбуваються перетворення значних кількостей електричної енергії на теплоту, потрібну для ендотермічних реакцій і фізичних перетворень. За своїми розмірами ця зона становить лише невелику об'єму частину всієї шахти печі. Розмір її залежить від корисної потужності печі, конструктивних особливостей (розміру електрода); температури і питомої теплоти, які потрібні для перетворення вихідних твердих оксидів на продукт − рідкий сплав. Основна кількість енергії перетворюється на теплоту в зоні 3.

Зона 4 є зоною побічних реакцій — безпосередньо прилягає до зони 3 і обмежує її. Тут відбуваються реакції, що потребують меншої концентрації теплоти і нижчих температур: утворення карбідів силіцію й алюмінію, а в дещо віддаленіших від електрода частинах — утворення карбонітриду, карборунду та інших сполук (тугоплавка маса, що цементує окремі кристали і складається переважно зі шлаків на зразок муліту).

Зона 5 на черені печі під електродом є продовженням зони корисних реакцій 3 і призначена для: а) завершення реакцій у тій частині матеріалу, що могла провалитися сюди, не встигнувши прореагувати у зоні 3; б) збирання продуктів плавки, що стікають із зони 3; в) завершення фізико-хімічного процесу і формування остаточного складу рідкого сплаву в результаті взаєморозчинності й дифузії.

Розмір зони 5 (її площа) певною мірою залежить від площі електрода. У цій зоні відбувається також взаємодія алюмінію з вугільними блоками череня й утворення карбіду алюмінію. Внаслідок цього можливе заміщення верхніх шарів вугільного череня карбідоподібними сполуками.

У шахті печі межі між шихтою і власне розплавом та між окремими зонами безупинно переміщуються. Реакції відбуваються при 1800−2200 °С. При відновленні вуглецем глинозему і кремнезему кінетику процесу визначають два чинники: утворення рідкої фази і субоксиду алюмінію $A1_2O$, що забезпечують необхідний контакт між оксидом і вуглецем.

Під час відновної плавки відбувається утворення значних кількостей

летких субоксидів алюмінію і силіцію, частина яких виділяється з печі у вигляді дрібного пилу. Потрапляючи в атмосферу, активні субоксиди окиснюються до оксидів алюмінію і силіцію, вміст яких у сумі досягає 70 % маси пилу. Гази, що виділяються із печі, містять до 2 г/м^3 пилу, а загальний вихід пилу становить 150−200 кг на 1 т силікоалюмінію. Гази очищують від пилу мокрим способом. Газ подається в турбулентні промивачі (трубки Вентурі), у які через форсунки розпилюється слабкий содовий розчин. Соду використовують для нейтралізації сірчистих сполук, що утворюються при згорянні сірки, яка міститься у вуглецевому відновнику.

Первинний сплав, що містить 58−65 % алюмінію та 35−40 % силіцію, очищують від неметалевих домішок у дві стадії: при випусканні сплаву з печі на похилих жолобах, установлених під льоткою печі для видалення важких шлаків, і в металургійних ковшах, установлених під секцією жолобів. Температура очищення сплаву флюсом (80 % NaCl, 20% Na_3A1F_6) у ковші становить 1200−1400 °С, на жолобах − понад 1500 °С. Флюс подають на поверхню ковша періодично, в міру його заповнення сплавом.

Важкі шлаки після охолодження подрібнюють і розсівають. Крупну фракцію шлаків відправляють споживачу як розкислювач марки АК-45. Дрібна фракція є відвальним шлаком або після додаткового подріблення використовується у шихті як коригуюча добавка і відправляється на дозування.

Після видалення шлаку з ковша відбирають пробу сплаву для аналізу. З очищеного первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву виготовляють марочні ливарні алюмінієві сплави.

1.4.2 Неполадки при виплавці силікоалюмінію та способи їх усунення

При виплавленні первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву можуть виникати неполадки. Одна з таких неполадок – порушення рівномірного газовиділення на поверхні колошника: в окремих місцях прориваються факели палаючих газів; в інших місцях майже повністю зникає полум'я. Звичайно

цьому супроводжують обвали шихти в окремих місцях.

Причинами такого стану колошника можуть бути: а) значна кількість дріб'язку й пилу в шихті при завантаженні брикетів незадовільної механічної міцності, б) нерівномірна обробка колошника, в) настілі.

Мірами боротьби із неполадками є: насамперед усунення причин, що викликали ненормальність (наприклад якість брикетів), а також місцеве пробивання й сколювання сильне спечених або оплавлених частин шихти на колошнику й подальше регулювання завантаження (шихту тимчасово не завантажують у місцях, де вихід газів утруднений).

Причини труднощів із випуском сплаву можуть бути наступні:

- погане оброблення випускного отвору або неправильне його закриття (наприклад заморожування випускного отвору, закриття його при не вийшовших повністю тугоплавких і жужільних утвореннях, наплавлення «порога» й ін.);

- обвал брикетів у районі льотки перед випуском або вчас випуску;

- утворення в печі тугоплавких мас (наявність карбідів або шлаків) внаслідок відхилень складу брикетів від заданого.

Усунення цих труднощів пов'язане з ретельним обслуговуванням печі при випусках (повне спорожнювання печі, ретельне оброблення льотки й колошника, регулювання електрода при випусках).

Однак порушення нормального стану колошника й більші труднощі з виробництвом випусків можуть бути викликані також і неправильним електричним режимом, наприклад, при спробах збільшити силу струму без обліку електричної характеристики печі. У результаті цього при підвищенні сили току може бути різко знижена корисна потужність, що виділяється в печі.

Найбільш серйозні розлади виникають при неправильному дозуванні відновника. При цьому в печі утворяться карбіди або шлаки (а іноді й те й інше разом), починає наростати настіль. У цьому випадку негайно повинні бути вжиті заходи по виправленню складу брикетів. Випуски варто робити трохи частіше, іноді потрібно також трохи змінювати напругу, для того, щоб знизити

положення електрода.

Ознаками розладу печі є відсутність своєчасного перепуску електрода протягом більше доби й ненормально високе його положення. Причиною цього може з'явитися надлишок вуглецю, зменшення з якої-небудь причини електричного опору брикетів, невідповідність напруги умовам роботи печі й, нарешті, утворення й ріст настілі.

Відповідно до стану печі й причинами розладу повинні бути змінений електричний режим печі або шихтовка брикетів.

Для встановлення причин розладу необхідно при випуску витягти на ломику зразки тугоплавких утворень, для того, щоб визначити їхню природу (карбідні або жужільні), виміряти глибину занурення електрода й визначити характер і розмір настілі (якщо вона прощупується). Робити ці операції треба під час перепуску або спеціально для цієї мети понизити на короткий час напругу на печі. Необхідно також визначити коефіцієнт потужності печі й зіставити його зміну зі станом печі.

Лише зіставлення даних про електричний режим печі з даними металургійними й теплотехнічними дає можливість правильно оцінити стан печі, знайти дійсні причини розладу й намітити правильні міри до його усунення.

Для визначення характеру тугоплавких утворень не слід обмежуватися зовнішнім виглядом зразків. Іноді металевий злам і блиск можуть маскувати кристали карбіду кремнію, зцементовані малою кількістю металу. Характер випробуваних зразків може бути порівняно швидко визначений за допомогою металографічного, кристалооптичного або рентгеноструктурного аналізу.

Якщо в печі було допущене утворення настілі значних розмірів, то, навіть якщо усунуті причини, що її викликали, у подальшій роботі печі будуть ускладнення, які пов'язані:

- з підніманням електрода, зміною розподілу зон у печі, зміною індуктивного опору й зменшенням корисної потужності, що виділяється;

- з більшими утрудненнями при випуску сплаву (відкриття випускного

отвору буде досить утруднене);

- з неможливістю скільки-небудь тривалої роботи без видалення настилі.

Настиль може бути вилучена («витравлена») методом хімічного її руйнування. Звичайно складовими настелі є карбіди кремнію й алюмінію, а також тугоплавкі високоглиноземісті шлаки типу муліту й корунду. При травленні настилі вапном необхідно ретельно стежити за станом футеровки печі. При порушенні захисного гарнісажу, вапно може вступити у взаємодію з футеровкою і зруйнувати її. Таким чином, зловживати травленням не треба й здійснювати його припустимо лише в крайніх випадках і з великою обережністю.

1.4.3 Поліпшення технологічних показників плавлення алюмосилікатних шихт

Рудовідновлювальний процес отримання силікоалюмінію з 58-62 % Al, решта - Si і домішки, здійснюють із брикетованих шихт, що виплавляють каолін і ДСК у масовому співвідношенні 65:35, невелика кількість глинозему та в'яжуче (лігносульфонат натрію). Як відновник використали суміш високозольного й активного газового вугілля й малозольного нафтового коксу зі зниженою активністю, що істотно обмежувало можливість його використання [10].

Плавку проведено у відкритій трифазній триелектродних руднотермічній печі (СКБ-6012) потужністю 22,5 МВт з електродами, що самообпалюються, діаметром 1200 мм та 1400 мм. Отриманий силікоалюміній розбавляли в електромиксері рідким алюмінієм і піддавали фільтрації від шкідливих домішок Fe, Ti й інших з одержанням ливарних алюмінієво-силіцієвих сплавів.

Проте, незважаючи на високу потребу в ливарних сплавах, подальший розвиток виробництва не має належного продовження через низьке добування в рафінований сплав (РС) алюмінію й силіцію, що становить 70-71 %, а також високого вмісту домішок, що переходять в РС із шихтових матеріалів.

При одержанні РС утвориться до ~350 кг/т шлаків, у тому числі жолобних, донних і рафінованих (знімних), що містять, %: 26-29 $Al_{мет}$; 17-18 $Si_{ел}$; 28-30 Al_2O_3; 19-20 Si; 1,3-1,4 Fe; 0,3-0,4 Ti; 0,5-0,6 Ca, а також до ~300 кг/т пилу газоочищення, у тому числі, %: 50-52 Al_2O_3; 34-35 SiO_2; 0,6-1,0 Fe_2O_3; 0,2-0,3 TiO_2; 0,4-0,5 Ca.

При цьому, якщо пил газоочищення при використанні сухої системи замість існуючої мокрої газоочищення може бути повернутий в процес без яких-небудь особливих проблем, повернення металовмісних шлаків у повторну переробку, хоча й дозволяє підвищити добування металу на 10-15 % і знизити на 3-5 % питому витрату електроенергії, являється трудомістким. Це деякою мірою обмежує його використання в процесі.

Найбільш кращим відновником для одержання якісного по домішках РС є нафтовий кокс через низький вміст у ньому золи. Однак ступінь використання нафтового коксу стримується його підвищеною електропровідністю й низкою реакційною здатністю. У цьому зв'язку, що вирішує значення при використанні підвищених кількостей нафтового коксу в суміші із високозольним газовим вугіллям по нелетучому вуглеці (С) має розробка способів його активізації.

Відомо, що підвищення змісту нафтового коксу у відновнику може бути досягнуте шляхом: введення до складу брикетів алюмосилікатних шихт добавок, що активують солей сульфатів, наприклад сульфату натрію, а також використання «розрихлювач» сильно спікливої шихти [10].

Вченими розроблені способи значного поліпшення показників плавки алюмосиликатної сировини в руднотермічних печах, що дозволяють підвищити конкурентноздатність даної технології й одержувати якісні по вмісту домішки силікоалюміній і ливарні сплави. При цьому передбачається використання в складі відновника підвищеної кількості нафтового коксу, а також інших активних малозольних відновників. Як активізуючі добавки застосовують сульфати амонію, алюмінію й кальцію, «розрихлювачи» (окускований лігнін і деревна тріска). Також використано новий високореакційний і чистий по змісту домішок відновник — кокс низькотемпературного термоконтактового крекінгу

(КНТК). Ці способи вивчали на відкритій і герметизованій (зі склепінням) однофазній двоелектродній печі потужністю 120−190 кВт [13,14].

При проведенні плавок шихт із добавкою 2 % $(NH_4)_2SO_4$ й $A1_2(SO_4)_3$, приготовлених на основі «базової» шихти (без добавки сульфату), %: 35,3 каолін; 19,0 ДСК; 14,4 глинозем; 15,3 вугілля газове; 16,0 нафтовий кокс при співвідношенні газового вугілля й нафтового коксу в брикетах 40:60 по $С_{нлт}$ і загальному дозуванню 100 % проти стехіометрії (розпад електродів 550-560 мм, середня потужність печі - 124 кВт) встановлено збільшення продуктивності печі по РС на ~12 і 8 %; зниження питомої витрати електроенергії на -12 і 8 %.

Були проведені плавки шихт із підвищеним вмістом нафтового коксу, до складу яких входили: глинозем, розрихлювачі, каолін і ДСК при масовому співвідношенні 62:38 (табл.1.2).

Таблиця 1.2 – Умови плавок шихт із додаванням розрихлювачів

Параметр	Позначення шихти			
	А	Б	В	Г
Співвідношення газового вугілля й нафтового коксу в брикетах $С^{б}_{нлт}$,,%	60:40	20:80	60:40	20:80
Дозування $С_{нлт}$ (у брикетах у вигляді «розрихлювача»), %	88/9,2	88,1/9,2	84,4/12,9	84,4/12,9
Розрихлювач	Гранули лігніну		Деревна тріска	

Співвідношення газового вугілля й нафтового коксу в брикетах по шихті С, було 70:30, розпад електродів 490-500 мм, потужність печі 117-132 кВт. При зіставленні результатів плавок шихт із додаванням «розрихлювачів» і плавок «базової» шихти (без «розрихлювачів») були зроблені висновки:

- добавка «розрихлювачів» дозволяє знизити «спікання» колошника й поліпшити схід брикетів у печі;

- кращі показники отримані при плавці шихти Б, що містить 80 % нафтового коксу в суміші з газовим вугіллям, де в якості «розрихлювача» використали гранули лігніну. Продуктивність печі зросла на 29 %, а витрата електроенергії й мінеральної частини шихти знизилась відповідно на 18 й 29 %. При використанні деревної тріски із таким же складом відновника в брикетах

(шихта Г) кількість «розрихлювача» стає недостатньою і потрібно збільшувати його дозування.

У герметизованій печі були проведені плавкі (табл.1.3) піщано-глиноземних шихт на основі кварцового піску й пилу кальцинації глинозему (шихти А' і Б') і глинозему із добавкою каоліну 20 % від мінеральної частини (В'), що містять 100 % нафтового коксу в брикетах, із застосуванням «розрихлювачів» (розпад електродів 490-500мм, середня потужність печі ~133 кВт). Дослідженнями встановлено, що:

- герметизація печі за рахунок зниження підсмоктування повітря на колошнику сприяє зменшенню ступеня окислювання нелетучого вуглецю шихти й тим самим зниженню дозування $С_{нлт}$ у шихті до 90 % (~7 %);

- кращі показники отримані при плавці шихти Б' із використанням у якості «розрихлювача» деревної тріски. Продуктивність у порівнянні з «базовою» шихтою підвищилася на ~13 %, витрата електроенергії й мінеральної частини знизився відповідно на ~11 й 17 %; дозування $С_{нлт}$ у шихті <90 % (до ~83 %) погіршує показники плавки.

Таблиця 1.3 – Умови плавлення у герметизованій печі [12]

Параметр	Позначення шихти		
	А'	Б'	В'
Дозування $С_{нлт}$ (у брикетах у вигляді «розрихлювача»), %	76,7/13,3	71,9/18,1	69,5/13,7
«Розрихлювач»	Гранули лігніну	Деревна тріска	Гранули лігніну

Дозування $С^{б}_{нлт}$ складало відповідно 99 % й 104 %. Дослідженнями було встановлено, що продуктивність печі зросла на ~10 % та 22 %; питома витрата електроенергії й мінеральної частини шихти знизилась відповідно на ~8 і 11 й ~12 % та 17 %; видобування V й Ni у силікоалюміній складало близько 85-90 %.

2 МЕТОДИКА ДОСЛІДЖЕННЯ

2.1 Характеристика вихідних матеріалів

У термічному виробництві можливе застосування широкої гамми сировинних матеріалів (відновників, алюмосилікатів). Всі вони характеризуються певними якісними характеристиками. Залежно від складу і співвідношення цих матеріалів, можливе отримання первинного силикоалюмінію з різними якісними та економічними характеристиками.

Первинний алюмінієво-силіцієвий сплав, що виготовляється у промислових масштабах, містить 60-65 % алюмінію, 35-40 % силіцію. Кількість домішок у первинному сплаві обмежується наступними величинами: 2 % залізо, 1,5 % титан, 1% кальцій. У виробництві первинного сплаву застосовуються алюмосилікати (каолін і глинозем в співвідношенні 100:30) та відновники (газовугільний концентрат і нафтовий кокс у співвідношенні 70:30).

Дослідженню піддаються основні алюмінієво- і/або силіцієвовмісні матеріали, які розробляються у промисловому масштабі і можуть бути застосовані в існуючій схемі підготовки шихти для руднотермічної плавки. Хімічний склад основних алюмосилікатів, вибраних для досліджень, приведений в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Хімічний склад алюмосилікатів

Матеріал	Хімічний состав, %						
	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	TiO_2	CaO	Na_2O	В.п.п
Каолін	37,0	46,4	0,6	0,7	0,8	-	14,5
ДСК	57,6	36,4	0,8	2,2	1,1	-	1,9
Глинозем	98,0	0,02	0,03	-	-	0,4	1,5
Глиноземний пил	90,0	0,16	0,11	-	-	1,13	8,6
Кварцовий пісок	0,07	99,67	0,22	-	0,04	-	-

2.2 Методика розрахунку шихти для виплавки первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву

Розрахунком шихти повинні бути визначені кількісні співвідношення основних вихідних матеріалів: каоліну, дистенсиліманітового концентрату, глинозему, газового вугілля, нафтококсу й сполучного.

Для розрахунку шихти задаються:

- розрахунковий вміст алюмінію в сплаві із шихти;
- співвідношення в шихті каоліну й дистенсиліманітового концентрату;
- зміст нелетучого вуглецю у відсотках від теоретично необхідної кількості на відновлення наступних оксидів: Al_2O_3, SiO_2, Fe_2O_3, TiO_2, CaO й інших, якщо присутні в значних кількостях;
- співвідношення нелетучого вуглецю, застосовуваних вуглецевих відновників.
- вміст сухого сполучного понад 100 % суми компонентів шихти;
- хімічний склад застосовуваних для шихти матеріалів;

На основі вихідних даних визначаються розрахунком кількості кожного застосовуваного матеріалу.

Для переходу від загального вуглецю в шихті, що визначається хімічним аналізом до стехіометричних значень по нелетучому вуглецю, розраховується коефіцієнт переведення, так званий модуль переведення.

Залежно від продуктивності дозувальної нитки, розраховується хвилинна витрата кожного матеріалу. Періодична перевірка дозування матеріалів по витраті є оцінкою точності роботи дозаторів безперервної дії. Вміст нелеткого вуглецю в газовому куті й нафтококсі визначається за формулою, % [12]:

$$C_{нл} = (100 - W) - \frac{(1.32A^c + V^c)(100 - W)}{100}, \quad (2.1)$$

де 1,32 – коефіцієнт, що враховує витрату нелетучого вуглецю на відновлення оксидів золи.

Для одержання сплаву відповідно до завдання в шихту необхідно додати глинозем, кількість якого розраховується по формулі:

$$\frac{\left(P_{Al} + 0{,}529 \cdot \frac{п \cdot г}{100}\right) \cdot 100}{Ме + 0{,}529 \cdot \frac{п \cdot г}{100}} = Пр, \qquad (2.2)$$

де P_{Al} - вага алюмінію в сплаві з каоліну й ДСК, кг;

0,529 - коефіцієнт перерахунку оксиду алюмінію на метал;

п - відсоток оксиду алюмінію в глиноземі, %;

г - необхідна добавка глинозему, кг;

Ме - вага металу з каоліну й ДСК, кг;

Пр - заданий відсоток алюмінію в сплаві із шихти, %.

Отриманий сплав не містить достатньої кількості алюмінію. Тому для збільшення вмісту алюмінію в сплаві слід внести у шихту додатковий компонент, що містить щначну кількість оксиду алюмінію і незначну кількість домішок. Таким компонентом є глинозем або його дрібна фракція – глиноземний пил.

Для отримання сплаву заданим змістом аюмінію розравується добавка глинозему за формклою:

$$Г = \frac{\left(m_{шихт} \cdot \frac{Аспл}{100}\right) \cdot Ашихт}{\frac{m}{100} \cdot (1 - \frac{Аспл}{100})}, \qquad (2.3)$$

де Г - кількість глинозему, потрібна для отримання заданого сплаву, кг;

$m_{шихт}$ – кількість металу, шо переходить із 100 кг шихти у сплав, кг;

$m_{гл}$ - кількість металу, що переходить із 100 кг гинозему у сплав, кг;

$А_{спл}$ – задана кількість аюмінію у сплаві, %;

$А_{шихт}$ – кількість алюмінію, що переходиь із 100 кг шихти у сплав, %.

2.3 Методика розрахунку видобування алюмінію і силіцію з шихти при руднотермічній плавці алюмінієво-силіцієвого сплаву

Кількість алюмінію у компонентах шихти наведена у табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Кількість алюмінію у компонентах шихти

Компонент шихти	Питома витрата на 1 т РС, кг	Кіль-кість Al_2O_3, %	Кількість Al у матеріалі, %	Кількість Al, що завантажується з матеріалу, кг/т
Каолін	Рк	а	0,529∗а	Рк*0,529∗а/100
Глинозем	Рг	в	0,529∗в	Рг*0,529∗в/100
Дистенсиліманітовий концентрат	$Р_{ДСК}$	с	0,529∗с	$Р_{ДСК}$*0,529∗с/100

Кількість алюмінію (т), що отриманий у рафінованому сплаві розраховується за формулою:

$$Q = \frac{Qр.с. \cdot X_{Al}}{100}, \tag{2.4}$$

де $Q_{р.с.}$ – маса випущеного рафінованого сплаву (р.с.) з однієї печі, т;

X_{Al} – кількість Al у сплаві, %.

Середня масова частка (%) Al у сплаві складає:

$$X_{Al} = \frac{Q_{Al} \cdot 100}{Qр.с.}, \tag{2.5}$$

де Q_{Al} – маса отриманого Al із всіх печей, т;

Qр.с. – маса випущеного р.с. із всіх печей, т.

Видобування алюмінію складає:

$$Al = \frac{X_{Al} \cdot 1000 \cdot 100}{0,529(аРк + Рг \cdot в + Р_{ДСК} \cdot с}, (\%) \tag{2.6}$$

Примітка: у розрахунку приймається, що Al, що перебуває в золі, не відновлюється й переходить у шлаки.

Кількість силіцію в компонентах шихти наведена у таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Кількість силіцію в компонентах шихти

Компонент шихти	Питома витрата на 1 т рафінованого сплаву, кг	Кількість SiO_2 у матеріалі, %	Маса матеріалів, що завантажують, кг/т
Каолін	$P_к$	n	$P_к \times n \times 0,466/100$
Кварцит	$P_{ка}$	m	$P_{ка} \times m \times 0,466/100$
Дистенсиліманітовий концентрат	$P_{ДСК}$	k	$P_{ДСК} \times k \times 0,466/100$

Отримано силіцію в рафінованому сплаві, т:

$$Q_{Si} = \frac{Q_{p.c.} \times X_{Si}}{100}, \quad (2.7)$$

де $Q_{p.c.}$ – випущеного рафінованого сплаву з однієї печі, т;

Xsi – кількість силіцію в сплаві, %.

Середня масова частка силіцію в сплаві:

$$X_{Si} = \frac{Q_{Si} \times 100}{Q_{p.c.}}, \quad (2.8)$$

де Q_{si} – маса отриманого силіцію із всіх печей;

$Q_{p.c.}$ – маса випущеного із всіх печей рафінованого сплаву, т.

Видобування силіцію обчислюють за формулою:

$$Si = \frac{Q_{Si} \times 1000 \times 100}{0,466 \times (P_k \times n + P_{кв} \times m + P_{ДСК} \times k)}, \quad (2.9)$$

Задана кількість алюмінію та силіцію з шихтою, кг:

$$P_{Al+Si} = 0,529*(P_k*a+P_г*в+P_{ДСК}*c) + 0,466*(P_k*n+P_{кв}*m+P_{ДСК}*k)$$

Отримана кількість алюмінію та кремнію у рафінованому сплаві, кг:

$$Q_{Al+Si} = 1000 \times (\frac{X_{Al}}{100} + \frac{X_{Si}}{100}), \quad (2.10)$$

Видобування алюмінію та силіцію, % :

$$Al + Si = \frac{1000 \times (X_{Al} + X_{Si})}{P_{Al} + P_{Si}}, \quad (2.11)$$

де $X_{Al} + X_{si}$ – кількість алюмінію й силіцію в 1 т рафінованого сплаву;

$P_{Al} + P_{si}$ – вміст алюмінію й силіцію у шихті, з якої отримана 1 т рафінованого сплаву.

3 ДОСЛІДНИЦЬКА ЧАСТИНА

3.1 Дослідження алюмовмісних матеріалів з родовищ України

Шихта складається з природних алюмосилікатів, вуглецевого відновника, в'яжучого для виготовлення брикетів.

Сировиною для виплавляння первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву (силікоалюмінію) є руди, що містять одночасно глинозем $A1_2O_3$ і кремнезем SiO_2: каоліни ($A1_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$), кіаніти ($A1_2O_3 \cdot 8SiO_2$), дистенсиліманіти ($A1_2O_3 \cdot 8SiO_2$), низькозалізні боксити, різні алюмосилікати.

У таблиці 3.1 розглянено родовища каоліну, що розташовані на території України: каолін сирець – з Глуховецького (Вінницька область), Просяновського (Дніпропетровська область); збагачений каолін – з Глуховецького (Вінницька область), Просяновського (Дніпропетровська область); вторинний – з Пологівського (Запорізька область).

Каолін містить, в основному, мінерал каолініт, що складається з оксиду алюмінію, кремнезему й води, його хімічна формула $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$. У цьому мінералі втримується до 40 % Al_2O_3, 46 % SiO_2, 14 % H_2O.

Для виробництва первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву електротермічним способом використовується каолін Просяновського родовища сухого збагачення, марок КЕС-37, КЕС-36, КЕС-35 постачаємого за ДСТУ 20080 (табл. 3.1).

Каолін є білим або рожево-білим порошком, що містить механічні домішки із залишком на ситі №16 до 0,02 %, насипна маса від 0,34 кг/см^3 до 0,40 кг/см^3. Каолін володіє підвищеною злеживаємістю та низькою сипкістю. Транспортується каолін у цистернах. У каоліні не допускається наявність сторонніх домішок, видимих неозброєним оком. Концентрація пилу в повітрі робочої зони не повинна перевищувати 6 мг/м^3.

Таблиця 3.1 − Родовища каоліну на території України

Родовище каоліну	Масова частка, %			
	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	TiO_2
1	3	4	5	6
Глуховецьке	22,1...26,22	65,3...69,6	0,22...0,52	0,22...1,1
Глуховецьке	37,1...39,26	46,1...47,8	0,32...0,95	0,30...0,97
Просяновське	21,7...26,4	65,0...69,7	0,84...1,0	Следи...0,4
Просяновське	37,7...39,8	46,7...46,8	0,3...0,73	0,1-0,35
Новоселецьке	38,1...54,7	32,3...46,8	0,67...1,08	1,07...1,5
Пологівське	32,65...38,88	46,4...52,5	0,62...1,3	0,8...1,15

Продовження табл. 3.1

Родовище каоліну	Масова частка, %				
	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	п.п.п.
1	7	8	9	10	11
Глуховецьке	0,13...0,45	Следи	0,13...0,15	0,01...0,08	7,88...8,72
Глуховецьке	0,13...0,5	Следи...0,22	Следи...0,12	Следи...0,03	12,2...13,73
Просяновське	0,4...0,73	0,08...0,28	0,27	0,03	8,4
Просяновське	0,15...0,56	-	-	-	13,2...13,95
Новоселецьке	0,07...0,28	Следи	0,17...0,34	-	14,4...19,5
Пологівське	Следи...0,5	Следи...0,72	-	-	11,7...13,25

Таблиця 3.2 - Фізико-хімічні властивості каоліну

№	Найменування показників	Вимоги за ДСТУ 20080 Норма по сортах			Фактичні власти-вості, %
		КЕС-37	КЕС-36	КЕС-35	
1	Вміст оксиду алюмінію (Al_2O_3), %, не менше	37,0	36,0	35,0	25,0...37,0
2	Вміст оксиду заліза (Fe_2O_3), % не більше	0,4	0,5	0,8	0,4...0,8
3	Вміст оксиду кальцію (CaO), %, не більше	0,6	0,7	0,8	0,41...0,8
4	Вміст діоксиду титана (TiO_2), %, не більше	0,4	0,6	0,8	0,41...0,8
5	Вологи (H_2O), %, не більше	1,0	1,0	0,5	0,5...1,0

Глинозем металургійний складається з полімінеральної суміші різних модифікацій Al_2O_3, з якої найбільш високотемпературною модифікацією є α-Al_2O_3 (альфа-модифікація).

Для виробництва алюмінієво-кремнієвого сплаву використовується глинозем металургійний марок Г-0, Г-00, Г-000 за ДСТУ 30558 (табл. 3.3).

Таблиця 3.3 – Фізико-хімічні властивості глинозему металургійного за ДСТУ 30558

Марка	Масова частка домішок, % не більше						Втрати маси при прожарюванні, % не більше
	Si_2	Fe_2O_3	Ti_2 + V_2O_5+ Ca + Mn	Zn	P_2O_5	Сума Na_2O + K_2O у перераху-ванні на Na_2O	
Г-0	0,03	0,05	0,03	0,02	0,002	0,5	1,2
Г-00	0,02	0,03	0,01	0,01	0,002	0,4	1,2
Г-000	0,02	0,01	0,01	0,01	0,001	0,3	0,6

Масову частку оксиду алюмінію визначають по різниці 100 % і суми масових часток домішок (табл. 3.4) і втрати маси при прожарюванні.

Таблиця 3.4 – Фізико-хімічні властивості глинозему дрібнодисперсного по ТУУ В ДП-14-0103-050-2019

Марка	Масова частка домішок, % не більше			
	Fe_2O_3	Si_2	Na_2O+K_2O	п.п.п
МДГ	0,16	0,18	1,5	18,00

Масова частка вологи в глиноземі не повинна бути більше 2,5 %. Розрахункову частку вологи для визначення маси партії глинозему приймають рівною 0,5 %. Глинозем поставляється із глиноземного цеху пневмотранспортом. Глинозем нетоксичний, невибухонебезпечний, пожежонебезпечний. Гранично-допустима концентрація (ГДК) пилу в повітрі робочої зони складає близько 6 мг/м^3.

Глинозем дрібнодисперсний «МДГ» для виробництва алюмінієвого сплаву по ТУУ ДП-14-0103-050-2019 складається із часток розміром менше 10 мкм. Допускається вміст окремих часток розміром більше 20 мкм. Масова частка α-Al_2O_3 у глиноземі марки «МАГ» становить не більше 10 %. Волога, що видаляється при температурі 1200 ^{0}С %, не більше 2 %. Насипна вага

складає не більше 0,9 г/см^3.

На відміну від глинозему, глинозем дрібнодисперсний характеризується неоднорідністю состава, схильний до злежування й гірше дозується. Глинозем дрібнодисперсний поставляється із глиноземного цеху пнев-моранспортом. Він є нетоксичним, невибухонебезпечним, пожежонебезпечним, ГДК – 6,0 мг/м^3.

Дистенсиліманітовий концентрат (ДСК) містить два основних мінерали – дистен (до 60 %) і силіманіт (до 30 %), що відрізняються кристалічною структурою, але мають одну хімічну формулу $Al_2O_3 \cdot SiO_2$.

Для виробництва первинного алюмінієво-кремнієвого сплаву використається дистенсиліманітовий концентрат марки КДС3 (зернистий), одержуваний Верхньодніпровським горнометалургійним комбінатом як побічний продукт при переробці титаноцирконієвих пісків, відповідно до ТУ У14-10-017-2018 (табл. 3.5).

Таблиця 3.5 – Фізико-хімічні властивості ДСК

Найменування показників	Норми контрольованих компонентів по ТУ У14-10-017-2018	Фактичні властивості
Масова частка Al_2O_3, %, не менш	54,0	55,0...59,0
Масова частка Fe_2O_3, %, не більше	0,8	0,5...0,8
Масова частка CaO, %, не більше	0,2	-
Масова частка MgO, %, не більше	0,4	-
Масова частка TiO_2, %, не більше	2,5	0,4...1,3
Масова частка, %, не більше	0,5	0,3...0,5
Залишок на сітці до 315 за ДСТУ 6613, % не більше	0,5	-
Насипна щільність, кг/см^3	-	1,94

При збільшенні кількості Al_2O_3 понад 54 % на кожен відсоток збільшення Al_2O_3 допускається збільшення масової частки TiO_2 на 0,25 %.

Дистенсиліманітовий концентрат – порошок сірого кольору з розміром зерна не більше 1,0 мм. Транспортування дистенсиліманіту здійснюється в

залізничних хоперах. ДСК нетоксичний, вибухонебезпечний, пожежонебезпечний, ГДК по оксиду алюмінію 6 мг/м^3.

Кварцовий пісок поставляється за ДСТУ 2255 у хоперах зі вмістом вологи не вище 1 %. Хімічний склад, %: SiO_2 - 99,0; Fe_2O_3 - 0,2; Al_2O_3 - 0,6. Кварцовий пісок є не токсичним, не вибухонебезпечним, пожежонебезпечним, ГДК становить 1,0 мг/м^3.

Кварцит – гірська порода націло складена з мінералу кварцу, що становить собою чисту природну форму кремнезему SiO_2. Мінералогічний склад кварциту - 98 % кварцу, інше може бути: лімонит, гематит, терит, польовий шпат, глинисті мінерали й ін.

Залежно від глибини змін, що відбуваються при утворенні породи й змісту домішок інших мінералів, кварцит має різну щільність і кольори.

Для виробництва силуміну використовуються кварцити й кварцитові піщаники Баніческого родовища, що поставляють на комбінат із Глухівського кар'єру, що входить до складу Запорізького алюмінієвого комбінату. Мінералогічний склад кварциту повинен відповідати вимоги ТУ У 14-10-007-2018 (табл. 3.6).

Таблиця 3.6 – Фізико-хімічні властивості кускового кварциту

Найменування показників	Вимоги по ТУ	Фактичні властивості
Вміст SiO_2, не менш	99,0	99,0...99,5
Вміст Fe_2O_3, %, не більше	0,15	0.06...0,15
Вміст Al_2O_3, %, не більше	0,25	0,10...0,15
Вміст CaO, %, не більше	0,05	0,05...0,10
Вміст сторонніх домішок (глина), % не більше	3,0	-
Розмір шматків, мм	20...90	25...100
Розмір шматків для зимових умов	40...90	25...100
Насипна щільність фракції –90+25, г/см^3	$1,4 \pm 0,2$	1,45

Кварцит має кольори: сірий, білий, рожевий, пісковий. Кварцит транспортується в піввагонах. Кварцит, що прибуває, розвантажують у

відділенні комплексу кремнію, дільниці підготовки сировини й шихти або на складі дільниці кремнію. Кварцит не токсичний, не вибухонебезпечний, пожежонебезпечний, ГДК – 1,0 мг/м^3.

Газовугільний концентрат є продуктом механічного збагачення молодих газових вугіль Донбасу, що характеризуються високим змістом летучих від 32 до 40 %, низьким змістом золи й оксиду заліза в золі.

Для виробництва алюмінієво-силіцієвого сплаву використовуються газовугільні концентрати, одержувані з низькозольних вугіль шахт Донецького басейну. Допускається перевищення масової частки вологи до 14 % (шахта Трудовська) за умовами контрактів.

Таблиця 3.7 – Фізико-хімічні властивості газовугільного концентрату за умовами контрактів

Найменування показників	Вимоги за контрактом	Фактичні властивості
Вміст золи, %, не більше	5,2	2,5...5,0
Вміст вологи, %, не більше	8,0	2,2...5,0
Вихід летких речовин, %, не більше	40	33,0...38,0
Вміст оксидів заліза, % у вагоні, не більше у партії, не більше	 0,8 0,6	 0,8 - 1,1 0,35...0,60
Вуглець твердий, %	-	51,0...62,0
Склад золи вугілля, %:		
Fe_2O_3	-	13...25,0
SiO_2	-	42...50,5
MgO	-	1,5...5,0
TiO_2	-	0,4...1,5
Насипна щільність фракції	-	0,8

Газовугільний концентрат транспортується в піввагонах. Перед надходженням у виробництво, концентрат контролюється на вміст оксиду заліза. Газовугільний концентрат – тверда, пальне речовина. Пил газовугільного концентрату, по ступені впливу на органи, належить до 4 класу небезпеки. ПДК – 6,0 мг/м^3.

Пил газовугільного концентрату по небезпеці запалення й вибуху в приміщеннях ставиться до IV класу небезпеки групи «Б». Може жевріти,

самозайматися. При концентрації від 30 до 2000 г/м^3 і наявності джерел вогню, пил вибухонебезпечний. Температура тління при самозайманні пилу з розміром часток від 50 до 100 мкм від 150 до 250 ^{0}С. Температура самозапалювання – 410 ^{0}С.

Для більшості електротермічних процесів вибір вуглецевого відновника має величезне значення й безпосередньо впливає на перебіг плавки та на витрату енергії. Найбільш загальною вимогою є низька зольність вуглецевого матеріалу. Висока реакційна здатність звичайно: уважається перевагою, що, однак, не завжди має значення для процесу. Наприклад, у виробництві карбіду кальцію основною вимогою до відновнику, є мінімальний зміст летучих. Часто для процесів, що не пред'являють особливих вимог до відновлення, що вирішує для його вибору є вартість. При виплавці алюмінієво-кремнієвого сплаву існують дві групи вимог, яким повинен задовольняти вуглецевий відновник.

1. Властивості вуглецевого матеріалу, без яких неможливо нормальне і тривале протікання процесу: висока реакційна здатність і низька електрична провідність. Звичайно ці дві властивості зв'язані між собою й вуглицеві матеріали, що володіють ними, сприяють низькому положенню електрода в печі, збереженню високої питомої корисної потужності й швидкому протіканню реакції відновлення.

2. Властивості вуглецевого матеріалу, які повинні полегшити хід плавки, технологію готування шихти й сприяти економічності процесу в цілому. Сюди відносяться: малий зміст золи, відсутність шкідливих домішок і гарна здатність до брикетування.

Фізико-хімічні властивості вуглецевих матеріалів залежать від їх структури й змінюються в досить широких межах при зміні структурної характеристики.

Деревне вугілля є необхідним матеріалом при виробництві кристалічного кремнію. Цей відновник є продуктом неповного розкладання деревини при сухій перегонці дерева, звичайно при температурі 350...450 °С. Деревне вугілля (суха й беззольна маса) містить: 76...80 % С; 3,5...4,5 % H_2; 16,5...18,5 % O_2 + N_2.

Залежно від способу виготовлення (грубний або купчастий), а також від породи деревини, склад і властивості вугілля коливаються у відомих межах. Купчастє вугілля містить трохи більше нелеткого вуглецю.

Великий інтерес становить застосування в металургії торф'яного коксу - продукту термічної обробки торфу при 300...600 °С. Торф'яний кокс містить 9...15,7 % летучих; 5,5...10 % золи; 3,3% вологи. Має найвищу реакційну здатність серед вуглецевих відновників.

Із природних вугіль по своїх відновним властивостям для виплавки Al-Si-сплавів цілком прийнятні бурі й «молоді» кам'яні вугілля типу «жирних» або ковальських. Бурі вугілля відрізняються: бурими кольорами, наявністю гумінових кислот, підвищеним у порівнянні з кам'яним вугіллям вмістом кисню в горючій масі (15...24 %) і високою масовою часткою летких речовин (40...50 %), масовою часткою золи 9...15 %.

Кам'яні вугілля містять 25...20 % летучих й 11,2...14 % золи. До позитивних якостей кам'яного вугілля ставляться, цілком задовільна відбудовна здатність, невисока вартість і хороша здатність до брикетування. Це вугілля вимагає значно менше сполучного.

На відміну від летучих деревного вугілля, вуглець летучих деяких кам'яних вугіль повністю бере участь у відновленні. Як показали дослідження, витрата енергії при заміні деревного вугілля кам'яними вугіллями трохи вище (на 3...5 %). Відбудовний же процес протікає без ускладнень. Більшим недоліком розглянутих кам'яних вугіль є їхня висока зольність. Перед застосуванням таких вугіль доцільно їх збагачувати.

Найбільш чистим (малозольним), вуглицевим матеріалом є нафтовий кокс. Він містить 0,30...1,0 % золи; 5,85....7,53 % летучих; 0,46...0,75 % сірки. До складу золи входить 26...42 % SiO_2; 9 % $A1_2O_3$; 11...18 % Fe_2O_3 й 18 % CaO.

Група коксів (нафтовий, пековий, металургійний), так само як й антрацит, по своїх відбудовних властивостях й електропровідності не може служити основним відновником при виплавці алюміниєво-силіцієвих сплавів. Нафтовий кокс (так само, як і пековий), є типовим добре графітуємим матеріалом.

Нафтовий кокс марки КЗА за ДСТУ 22898 є продуктом повільного коксування при температурі від 580 до 700 ^{0}С залишкових продуктів, одержуваних при переробці нафти, марок КС-0, КС-5 по ТУУ 00152230.020. Нафтовий кокс – тверда, пальна речовина. Пил нафтококсу по небезпеці запалення й вибуху в приміщеннях ставиться до IV класу групи «Б». Пил нафтококсу може жевріти й самозайматися. Температура тління при самозайманні пилу розміром часток від 50 до 100 мкм від 205 до 225 ^{0}С, температура самозапалювання від 535 до 625 ^{0}С. Пил з розміром часток від 50 до 60 мкм не вибухонебезпечна, а нижня межа запалення аєросуміші відсутня до концентрації 500 г/м^3.

У виробництві алюмінієво-кремнієвого сплаву використовується нафтококс дрібних фракцій від 0 до 6 мм, одержуваний на установках уповільненого коксування при температурі 580 ^{0}С, що відрізняється від електродного нафтококса підвищеною реакційною здатністю. Поставка нафтококсу виробляється за ДСТУ 22898 (табл. 3.8).

Таблиця 3.8 – Фізико-хімічні властивості нафтококсу

Найменування показників	Вимоги за ДСТУ 22898	Вимоги по ТУУ 00152230.020-2018	Фактичні власти-вості
Вміст робочої вологи, %, не більше	3,0	6,0	1...3,0
Вміст золи, %, не більше	0,6	0,8	0,30...0,90
Вихід летких речовин V^C, %, не більше	9.0	11,5	7...13,5
Вміст сірки, %, не більше	1,5	2,0...2,8	0,4...1,2
Вуглець загальний $С_{загал}$, %	-	89...94	89...91,0
Вміст заліза в нафтовому коксі, %	0,08	0,08	0,07....0,15
Насипна щільність, т/м^3	-	-	0,73

По ступені впливу на організм людини пил нафтококсу належить до IV класу небезпеки, ГДК - 6,0 мг/м^3. Нафтококс транспортується у відкритих залізничних вагонах.

Лігносульфонат технічний є відходом переробки деревини і являє собою натрієві солі лігносульфонатових кислот, поставляються по ТУУ 13-028-1036-

029-2014 марки А в рідкому виді (табл. 3.9).

Таблиця 3.9 - Фізико-хімічні властивості лигносульфонату технічного (ЛСТ) за ТУ 13-028-1036-029-2014

Найменування показників	Норма по ТУ 13-0281036-029-94		Фактичні властивості
	А	**В**	
Зовнішній вигляд і кольори	густа рідина темно-коричневих кольорів		
Масова частка сухих речовин, %, не менше	47	47	від 48,0 до 50,0
Щільність, кг/м^3	1230	1230	від 1230 до 1260
Масова частка золи до маси сухих речовин, %, не більше	18,0	23,0	-
В'язкість умовна, сек.	від 50 до 320	від 50 до 320	-

Лигносульфонати технічні транспортуються в залізничних цистернах, пожежо- й вибухобезпечні, малотоксичний продукт, місцевої дратівної й алергійної дії не робить. Перед використанням у виробництво контролєються на щільність.

Електроди графітовані марки ЭГ-100, що поставляють на комбінат ВАТ «Укрграфіт» повинні відповідати вимогам ТУ У 14-10-024-2018 (табл. 3.10). Електроди графітовані не токсичні, не вибухонебезпечні. Електроди графітовані не токсичні, не вибухонебезпечні.

Таблиця 3.10 - Основні параметри електродів ЕГ-100 діаметром 100 мм

Найменування показників	Величина
Геометричні параметри:	
- діаметр електродів, мм	102 ± 1
- довжина тіла електрода, мм	1000 ± 50
Питоме электросопротивление, мкОм*м	9,0
Межа механічної міцності на вигин, не менш, мПа (кгс/див$^{2)}$	7,1 (72,0)
Об'ємна щільність, не менш, г/см^3	1,57

Електродна маса постачається у думпкарах по ТУУ 14-10-023-2018 марки А и С (табл.3.11). Основу електродних мас становить термоантрацит або

прожарений антрацит до 50 відсотків, суміш коксів і сполучне – кам'яновугільний пек (23±3 % у перерахуванні до ваги твердих вуглецевих матеріалів).

Таблиця 3.11 – Фізико-хімічні властивості електродної маси

№ пп	Найменування показників	Марка	
		А	С
1	Масова частка золи, % не більше	7	6
2	Питомий електроопір, мкОм, не більше	90	80
3	Межа міцності на розрив мПа (кгс/мм^2), не менше	1,47 (15)	1,46 (18)
4	Коефіцієнт плинності	1,6…2,8	1,8…2,8
5	Масова частка летучих речовин, %	12…18	13…16

Маса поставляється в брикетах вагою не більше 10 кг, у чистих залізничних думпкарах і розвантажується в прийомний зумпф електропічної ділянки. Електродна маса не токсична, не вибухонебезпечна. ПДК летучих речовин 0,2 мг/м^3, ПДК пилу в повітрі робочої зони – 6 мг/м^3

Алюміній електролітичний у рідкому й твердому виді марок А7, А6, А5, А0 за ДСТУ 11069 з масовою часткою заліза не більше 0,30 %. Алюміній транспортується в цех з електролізного цеху комбінату в ковшах автомобільними тягачами.

Марганець металевий за ДСТУ 6008 (табл.3.12) повинен поставлятися здрібненим. Вага окремих шматків не повинна перевищувати 15 кг. Кількість дріб'язку, що проходить через сито з отворами 10х10 мм не повинна перевищувати 10 % маси партії. Кількість шматків масою 15 кг не повинна перевищувати 3 % маси партії.

Таблиця 3.12 – Хімічний склад металевого марганцю за ДСТУ 6008

Марка	Масова частка, %				
	Марганець, не менш	Силіцій	Фосфор	Сірка	Вуглець
Мр1	96,5	0,8	0,05	0,05	0,10
Мр2	95,0	1,8	0,07	0,05	0,20

Марганець металевий поставляється впакованим у дерев'яні ящики або за

згодою споживачів у контейнерах або іншій тарі й без упаковки.

Марганець металевий по ступеню впливу на організм людини ставиться до 2 класу небезпеки. Гранично припустима концентрація пилу марганцю в повітрі робочої зони в перерахуванні на MnO_2 – 0,3 мг/м^3.

Пил марганцю вибухонебезпечний і вогненебезпечний, нижня межа вибухаємості 90 г/м^3; температура самозапалювання 240 ^{0}С.

Феросилікомарганець марки МнС17 по ДСТУ 3548 постачається в шматках розміром до 315 мм. Вага окремих шматків не повинен перевищувати 20 кг. Кількість дріб'язку, що проходить через сито з отворами 20*20 мм не повинне перевищувати 15 % маси партії. Допускається наявність шматків масою більше 20 кг не перевищуючих 5 % маси партії.

Таблиця 3.13 - Хімічний склад феросилікомарганцю по ДСТУ 3548

Марка	Масова частка. %					
	Марганець, не менш	Силіцій	Вуг-лець	Фосфор		Сірка
				А	Б	
				не більше		
МнС17	65,0	від 15,0 до 20,0 включно	до 2,5	0,10	0,60	0,03

Феросилікомарганець МпС не токсичний, не вибухонебезпечний, пожонебезпечний. ПДК робочої зони – 4 мг/м^3.

Кріоліт штучний технічний – мелкокрісталічний порошок, від слабко рожевого до сірувато-білих кольорів, щільність кріоліту дорівнює 0,95 г/см^3. Кріоліт штучний технічний повинен відповідати наступним нормам ДСТУ 10561 (табл. 3.14).

Гранично допустима концентрація солей фтористоводневої кислоти в повітрі робочої зони виробничих приміщень у перерахування на HF –10,2 мг/м^3 (максимальна разова/середньозмінова).

Фторид натрій технічний - порошок білий або сірого кольору. Для виробництва силуміну й сплавів застосовується натрій фтористий технічний 1-го й 2-го сорту у відповідності ТУ 113-08-586-86 і повинен задовольняти наступним показникам (таблиця 3.15)

Таблиця 3.14 – Хімічний склад кріоліту штучного технічного за ДСТУ 10561

№ пп	Найменування показників	Норми для марок А	
		Вищий сорт	Перший сорт
1	Масова частка фтору, %, не менш	54	54
1	2	3	4
2	Масова частка алюмінію, %, не більше	18	19
3	Масова частка натрію, %, не менш	23	22
4	Масова частка Fe_2O_3, % не більше	0,06	0,08
5	Масова частка SiO_2, % не більше	0,5	0,9
6	Масова частка вологи, %, не більше	0,2	0,5
7	Кріолитовый модуль, не менше	1,7	1,5
8	Масова частка сульфатів у перерахуванні на SO_4, % не більше	0,5	1,0
9	Масова частка P_2O_5, не більше	0,05	0,2

Таблиця 3.15 – Фізико-хімічні властивості фториду натрію технічного по ТУ 113-08-586-2016

№№ пп	Найменування показників	Норми	
		Марка А	Марка Б
1	Масова частка фториду натрію, %, не менш	95,0	80,0
2	Масова частка нерозчинного у воді залишку, % не більше	2,0	не норму-ється
3	Масова частка вологи, %, не більше	0,3	1,0
4	Масова частка сульфатів у перерахуванні на Na_2SO_4, %, не більше	0,6	2,5
5	Масова частка Na_2CO_3, %, не більше	-	3,0

Щільність фториду натрію становить 2,8 г/см^3, добре розчинний у воді, є отруйною речовиною, упаковується в щільні сухотарні бочки. Він є пожежо- і вибухобезпечним, токсичним. По ступені впливу на організм людини ставиться до 2 класу небезпеки. Гранично допустима концентрація пилу фториду натрію в повітрі робочої зони виробничих приміщень у перерахуванні на фтор – 0,2 мг/м^3.

Калій хлорид технічний постачається відповідно до ДСТУ 4568 (табл.3.16). Хлорид калію є негорючим, пожежо- і вибухобезпечним, нетоксичним. По ступені впливу на організм людини ставиться до 3 класу небезпеки. Пилоподібні частки хлористого калію, потрапляючи на шкірні рани, погіршують їхнє загоєння.

Таблиця 3.16 – Вимоги до KF відповідно до ДСТУ 4568

Найменування	Сорт	На суху речовину в перерахуванні на KCl не менш,%
Хлорид калію	перший	98,3
	другий	95,0

Сіль поварена технічна відповідно до ДСТУ 13830 повинна містити NaCl - 93 %. Сіль поварена технічна не горить, пожежо- і вибухобезпечна, не токсична. По ступені впливу на організм людини ставиться до IV класу небезпеки. На неушкоджену шкіру шкідливої дії не робить, при влученні на шкірні рани погіршує їх загоєння.

3.2 Розрахунок шихти для виплавки рафінованого сплаву

3.2.1.Розрахунок шихти, що містить каолін і ДСК

Вихідні дані:

а) розрахунковий масова частка алюмінію в сплаві із шихти - 64 %;

б) співвідношення в шихті каоліну й дистенсиліманітового концентрату 65+35;

в) масова частка нелеткого вуглецю від теоретично необхідного на відновлення оксидів 95 %;

г) співвідношення в шихті нелеткого вуглецю з газового вугілля й нафтового коксу 70+30;

д) масова частка сухого сполучного 7 % понад 100 % суми компонентів

шихти.

Таблиця 3.17 – Хімічний склад застосовуваних сировинних матеріалів

Найменування матеріалів	Масова частка, в %							
	ппп	Si_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	Ti_2	Ca	Zn_2	Na_2
Каолін	12,77	47,18	0,70	36,53	0,61	0,40	-	-
ДСК	-	37,56	0,59	58,97	0,73	-	0,72	-
Глинозем	1,365	0,08	0,056	98,0	-	-	-	0,50

Таблиця 3.18 – Основні параметри застосовуваних відновників

Найменування	W	V^c	A^c	$C_{заг}$	$C_{неліт}$
Газове вугілля	1,82	34,3	2,84	80,4	60,82
Нафтококс	0,4	11,32	0,67	87,4	87,44
Лігносульфонат	-	-	15,4	50,0	-

Кількість нелетучого вуглецю в газовому вугіллі й нафтококсі у відсотках визначається по формулі (2.1).

Тоді вміст нелеткого вуглецю становить:

а) у нафтовому коксі:

$$Снл = (100 - 0,4) - \frac{(1,32 \cdot 0,07 + 11,32)(100 - 0,4)}{100} = 87,4\%,$$

б) у газовому куті:

$$Снл = (100 - 1,82) - \frac{(1,32 \cdot 2,84 + 34,3)(100 - 1,82)}{100} = 60,82\%,$$

в) у суміші:

$$Снл_{см} = (100 - 1,82) - \frac{100}{\frac{70 \cdot 100}{60,82} + \frac{30 \cdot 100}{87,44}} \cdot 100 = 66,93\%,$$

де 30 - кількість Сн нафтококсу в суміші, %;

70 - кількість Сн газового вугілля в суміші, %.

Відповідно до заданого співвідношення каоліну і ДСК у шихті розрахунок необхідної кількості нелетучого вуглецю ведеться на 65 кг каоліну й 35 кг ДСК. Із цієї кількості каоліну й ДСК визначається маса відновлених

основних елементів. Розрахунок ведеться у відповідності зі стехіометрією реакцій відновлення, які у загальному виді описуються рівнянням

$$MeO + CO = Me + CO,$$

а) необхідна кількість нелеткого вуглецю на відновлення 65 кг каоліну й маса одержуваного сплаву на нього при 100 % видобуванні

б) необхідна кількість нелеткого вуглецю на відновлення 35 кг ДСК і маса одержуваного сплаву з нього при 100 % видобуванні.

Таблиця 3.19 – Кількість нелеткого вуглецю на відновлення каоліну

Оксиди в каоліні	Маса каоліну	Кількість оксидів каоліну		Коефіцієнт для визначення кількості металу в оксидах	Маса металу, кг	Коефіцієнт для визначення нелетучого вуглецю на відновлення оксидів	Необхідно нелеткого вуглецю, кг
		%	вага				
Al_2O_3	65	36,63	23,74	0,529	12,56	0,356	8,38
Si_2	65	47,18	30,67	0,466	14,29	0,400	12,27
Fe_2O_3	65	0,7	0,46	0,70	0,32	0,225	0,102
Ti_2	65	0,61	0,40	0,60	0,24	0,300	0,12
Ca	65	0,4	0,26	0,714	0,19	0,215	0,056
Всього	65	-	-	-	27,60	-	20,928

На 65 кг каоліну й 35 кг ДСК отримано сплаву 27,60+17,534=45,124 кг, у якому міститься 12,56 + 10,92 = 23,48 кг алюмінію або 52,03 %.

Тоді для розглянутого випадку добавка глинозему складе:

$$\frac{\left(23{,}48 + 0{,}529 \cdot \frac{98 \cdot г}{100}\right) \cdot 100}{48{,}124 + 0{,}529 \cdot \frac{98 \cdot г}{100}} = 64$$

Вирішуючи рівняння визначаємо добавку глинозему г =28,93 кг.

На відновлення 28,93 кг глинозему необхідно нелетучого вуглецю (домішками зневажають):

Таблиця 3.19 - Кількість нелеткого вуглецю на відновлення ДСК

Оксиди ДСК	Маса ДСК, кг	Кількість оксидів ДСК		Коефіцієнт для визначення кількості металу в оксиді	Маса металу в оксиді, кг	Коефіцієнт для визначення нелеткого вуглецю на відновлення оксидів	Необхідно нелеткого вуглецю, кг
		%	маса, кг				
Al_2O_3	35	58,97	20,64	0,529	10,92	0,356	7,29
SiO_2	35	37,56	13,15	0,466	6,13	0,400	5,26
Fe_2O_3	35	0,59	0,207	0,7	0,145	0,225	0,046
TiO_2	35	0,73	0,256	0,6	0,153	0,3	0,077
ZrO_2	35	0,72	0,252	0,74	0,126	0,215	0,049
Всього	35				17,524		12,722

$$28,93 \cdot \frac{98}{100} \cdot 0,353 = 10,0\text{кг}$$

На відновлення окислів каоліну, ДСК і глинозему необхідно нелетучого вуглецю:

$$20,928+12,722+10,0=43,65 \text{ кг.}$$

Визначаємо вага відбудовної суміші:

$$\frac{43,65 \cdot 0,95}{0,669} = 61,92\text{кг}$$

де 0,95 – частка нелеткого вуглецю в шихті;

0,669 – частка нелеткого вуглецю в суміші.

У таблицях 3.20 – 3.23 приведено результати розрахунку розподілу компонентів шихтових матеріалів (на 100 кг) у процесі руднотермічної плавки між сплавом, шлаком і газами (відлітає з газами, що відходять).

Таблиця 3.20 – Розподіл компонентів каоліну

Компонент	Кіль-кість оксиду, кг	Сплав, кг	Шлак, кг	Гази, кг	Кількість металу в сплаві, кг	Склад сплаву, %
Al_2O_3	37,0	34,41	1,48	1,11	18,211	49,760
SiO_2	46,4	38,05	2,78	5,57	17,318	47,320
Fe_2O_3	0,6	0,6	-	-	0,420	1,148
CaO	0,8	0,32	0,32	0,16	0,229	0,626
TiO_2	0,7	0,7	-	-	0,420	1,148
В.п.п.	14,5	-	-	14,5	-	-
Всього	100,0	74,08	4,58	21,34	36,598	100,00

Таблиця 3.21 – Розподіл компонентів ДСК

Компонент	Кіль-кість оксиду, кг	Сплав, кг	Шлак, кг	Гази, кг	Кількість металу в сплаві, кг	Склад сплаву, %
Al_2O_3	57,6	53,57	2,30	1,73	28,351	63,716
SiO_2	36,4	29,85	2,18	4,37	13,952	31,356
Fe_2O_3	0,8	0,8	-	-	0,560	1,259
CaO	1,1	0,44	0,44	0,22	0,314	0,706
TiO_2	2,2	2,2	-	-	1,319	2,964
В.п.п.	1,9	-	-	1,9	-	-
Всього	100,0	86,86	4,92	8,22	44,496	100,00

Таблица 3.22 – Розподіл компонентів глинозему

Компонент	Кількість оксиду, кг	Сплав, кг	Шлак, кг	Гази, кг	Кількість металу в сплаві, кг	Склад сплаву, %
Al_2O_3	98,0	91,14	3,92	2,94	48,236	99,94
SiO_2	0,02	0,0164	0,0012	0,0024	0,008	0,017
Fe_2O_3	0,03	0,03	-	-	0,021	0,044
Na_2O	0,4	-	0,2	0,2	-	-
В.п.п.	1,5	-	-	1,5	-	-
Всього	100	91,186	4,121	4,642	48,265	100,00

Таблиця 3.23 – Розподіл компонентів глиноземного пилу

Компонент	Кількість оксиду, кг	Сплав, кг	Шлак, кг	Гази, кг	Кількість металу в сплаві, кг	Склад сплаву, %
Al_2O_3	90,0	83,7	3,6	2,7	44,298	99,689
SiO_2	0,16	0,130	0,01	0,02	0,061	0,137
Fe_2O_3	0,11	0,11	-	-	0,077	0,173
Na_2O	1,13	-	0,57	0,56	-	-
В.п.п.	8,6	-	-	8,6	-	-
Всього	100	83,94	4,18	11,88	44,436	100

З приведених алюмосилікатів можливо скласти низку варіантів шихтових композицій в різних співвідношеннях компонентів та підібрати склади шихт з дешевої сировини для отримання сплавів з низьким вмістом домішкових елементів. У промисловій шихті під час виплавки первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву застосовуються каолін і глинозем. Досліджуються шихти, що складаються з сумішей алюмосилікатів, що є на території України в значній кількості. Застосування інших видів алюмосилікатів стримується або віддаленістю місць їх здобичі, або вартістю матеріалів.

Таблиця 3.24 – Розподіл компонентів кварцового піску

Компонент	Кількість оксиду, кг	Сплав, кг	Шлак, кг	Гази, кг	Кількість металу в сплаві, кг	Склад сплаву, %
Al_2O_3	0,07	0,065	0,003	0,002	0,034	0,09
SiO_2	99,67	81,73	5,98	11,96	38,202	99,48
Fe_2O_3	0,22	0,22	-	-	0,154	0,4
CaO	0,04	0,016	0,016	0,008	0,011	0,03
Всього	100,00	82,031	5,999	11,97	38,401	100,00

Вартість шихтовых матеріалів (алюмосилікатів) наведена в таблиці 3.25.

Відповідно до даних з табл.3.24 і табл.3.25 розраховуються основні характеристики отримуваного сплаву при різних співвідношеннях матеріалів – каоліну і ДСК.

Таблиця 3.25 – Вартість алюмосилікатних матеріалів

Алюмосилікатний матеріал	Вартість, грн./т
Каолін	226,31
Дистенсиліманітовий концентрат	640,80
Глинозем	1901,70
Глиноземний пил	1323,00
Кварцовий пісок	112,32

Для отримання первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву, що містить 65 % алюмінію, буде потрібно додавати в шихту глинозему, кількість якого розраховується за формулою (2.3):

$$1)\ \Gamma = \frac{36{,}598 * \frac{65}{100} - 18{,}211}{\frac{48{,}265}{100} * (1 - \frac{65}{100})} = 33{,}006 \text{ кг},$$

$$2)\ \Gamma = \frac{40{,}547 * \frac{65}{100} - 23{,}281}{\frac{48{,}265}{100} * (1 - \frac{65}{100})} = 18{,}195 \text{ кг},$$

$$3)\ \Gamma = \frac{44{,}496 * \frac{65}{100} - 28{,}351}{\frac{48{,}265}{100} * (1 - \frac{65}{100})} = 3{,}381 \text{ кг}.$$

Результати розрахунків зводяться в табл. 3.26.

Таким чином, збільшення вмісту ДСК у шихті на 10 % спричиняє за собою зниження необхідної кількості глинозему на 9 %. З іншого боку збільшення вмісту ДСК на 10 % спричиняє за собою збільшення вмісту заліза у готовому сплаві на 3 %.

Одним з найважливіших показників, що характеризують сплав, є витрати на сировинні матеріали і вміст заліза у сплаві. Найбільш витратною частиною шихтових матеріалів є глинозем.

Таблиця 3.26 – Характеристики сумішей каоліну і ДСК

№	Вміст ДСК, %	Вміст алюмінію в сплаві %	Кількість добавки глинозему, кг	Вартість 100 кг каоліну і ДСК, грн	Вартість глинозему, грн.	Сумарна вартість матеріалів, грн	Вміст заліза в сплаві %
1	0	49,76	33,0	17,4	46,2	63,6	0,812
2	50	56,74	18,2	26,2	25,5	51,7	1,025
3	100	63,72	3,38	35,0	4,7	39,7	1,219

Після приведення значення кількості заліза в сплаві і потреби в добавці глинозему до частки від максимального значення проводиться порівняльний аналіз (рис. 3.1). Графічний аналіз показує, що оптимальним є співвідношення між каоліном і ДСК, що дорівнює 75 : 25. При цьому співвідношенні 100 кг розрахункового сплаву містить 53,25 кг алюмінію, 43,33 кг силіцію, 1,18 кг заліза, 0,65 кг кальцію і 1,60 кг титану.

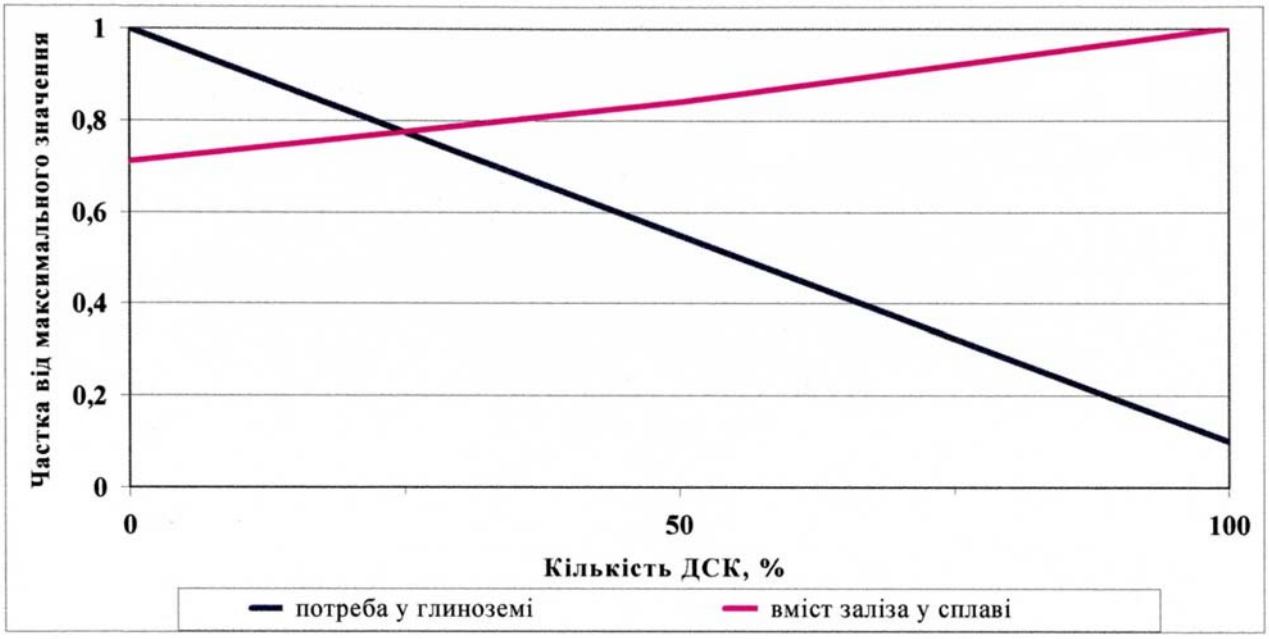


Рисунок 3.1 - Вплив кількості ДСК у шихті на вміст заліза у сплаві

Для отримання сплаву що містить 65 % алюмінію, буде потрібно добавити глинозем у кількість, яка розрахована за формулою (2.3):

$$Г = \frac{38,573 * \frac{65}{100} - 20,746}{\frac{48,265}{100} * \left(1 - \frac{65}{100}\right)} = \frac{4,326}{0,169} = 25,598 \text{ кг.}$$

Таким чином, для даної сировини оптимальна шихта містить 75 кг каоліну, 25 кг ДСК, 26 кг глинозему (разом шихти – 126 кг).

Результати розрахунку складу первинного сплаву для вибраного оптимального складу шихти приводиться у табл. 3.27.

Таблиця 3.27 – Склад первинного сплаву з шихти оптимального складу

Шихтовий матеріал	Кількість металу, що вноситься до сплаву, кг					
	Al	Si	Fe	Ca	Ti	Всього
Каолін	13,658	12,989	0,315	0,172	0,315	–
ДСК	7,090	3,488	0,140	0,079	0,330	–
Глинозем	12,541	0,002	0,005	0	0	–
Всього, кг	33,589	16,479	0,46	0,251	0,645	51,124
Всього, %	65,114	32,233	0,90	0,491	1,262	100,00

3.3 Дослідження шихти з додаванням шлаку

Для поліпшення кількісних характеристик процесу виробництва первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву доцільно використовувати зворотний шлак, що утворюється в даному виробництві. Зворотний шлак містить %: 46 Al; 40 Si; 3 Fe; 1 Ti; 10 домішки [11]. Приймаємо за даними практики видобування металів зі шлаку в сплав, %: 15 Al; 15 Si; 15 Fe; 15 Ti. Тоді в сплав при переплавленні поступає, %: 6,9 Al; 6 Si; 0,45 Fe; 0,15 Ti.

Далі розраховується вага і склад первинного сплаву при додаванні до шихти шлаку в кількості 10; 20; 100 % від ваги шихти (табл. 3.18). Цінові параметри шихти отриманих сплавів приведені в табл. 3.20. Також проводиться

розрахунок кількості заліза, що вноситься до сплаву шлаком. У табл. 3.21 приведені результати розрахунків складу сплаву для шихт різного складу: шихти без добавки шлаку (шихта А); з добавкою 10 % шлаку (шихта Б); шихта з 100 % шлаку (шихта В).

Таблиця 3.28 – Характеристики сплаву, що отримується з добавкою шлаку

Тип шихти	Сплав	Вміст компонента, %					
		Al	Si	Fe	Ca	Ti	всього
А	Вага, кг	33,589	16,479	0,46	0,251	0,645	51,124
	Склад, %	65,114	32,233	0,9	0,491	1,262	100,0
Б	Вага, кг	34,458	17,235	0,517	0,251	0,664	53,125
	Склад, %	64,86	32,44	0,973	0,472	1,25	100
В	Вага, кг	42,283	24,039	1,03	0,251	0,835	68,438
	Склад, %	61,78	32,13	1,51	0,37	1,22	100,0

Таблиця 3.29 – Вартісні характеристики розрахункового сплаву

Тип шихти	Вартість шихти з добавкою шлаку, грн.	Отримано сплаву, кг	Вартістьсплаву, грн./кг
А	56,95	51,124	1,114
Б	58,21	53,125	1,10
В	69,55	68,438	1,02

Аналіз даних табл. 3.29 показує, що при додаванні в шихту зворотного шлаку кількість отримуваного первинного сплаву зростає, вартість сплаву зменшується. Проте при збільшенні частки шлаку зменшується вміст алюмінію у сплаві (табл. 3.28) та збільшується вміст заліза (табл. 3.30).

Аналіз кількості заліза, що поступає в первинний сплав з шихти і шлаку (табл. 3.30) показує, що зі збільшенням кількості шлаку зростає частка заліза в сплаві, що поступає зі шлаку. Графічний аналіз дозволяє визначити максимальну кількість шлаку, при якому його додавання значно не впливатиме

на якість первинного сплаву (рис. 3.2). Тому рекомендується додавати шлак у кількості не більше 28 % від ваги завантажуваної у піч шихти.

Таблиця 3.30 – Розрахунок кількості заліза, що вноситься до сплаву

Кількість добавки шлаку, %	Кількість заліза, що надходить з шихти, кг	Кількість добавки шлаку, %	Кількість добавки шлаку, %		Кількість добавки шлаку, %	
			кг	частка від макси-мального значення	%	частка від макси-мального значення
0	0,46	0	0,46	0,45	100	1,00
10	0,46	0,057	0,517	0,50	89	0,89
20	0,46	0,114	0,574	0,56	80	0,80
30	0,46	0,171	0,631	0,61	73	0,73
40	0,46	0,228	0,688	0,67	67	0,67
50	0,46	0,285	0,745	0,72	62	0,62
60	0,46	0,342	0,802	0,78	57	0,57
70	0,46	0,399	0,859	0,83	54	0,54
80	0,46	0,456	0,916	0,89	50	0,50
90	0,46	0,513	0,973	0,94	47	0,47
100	0,46	0,57	1,03	1,00	45	0,45

У таблиці 3.31 приведено порівняльні характеристики оптимальної шихти з використанням зворотних шлаків і промислової шихти.

3.4 Дослідження шихти на основі глинозему і кварцового піску

При виробництві алюмінієво-силіцієвих сплавів однією з основних шкідливих домішок є залізо, яке знижує якісні характеристики конструкційних алюмінієвих сплавів. Тому чистота по залізу – одна з найважливіших характеристик сировинних матеріалів.

Тому найбільш перспективною є суміш найчистіших по домішках матеріалів – глинозему і кварцового піску. У табл.3.22 і табл.3.24 приведено розподіл компонентів глинозему і кварцового піску при руднотермічній плавці.

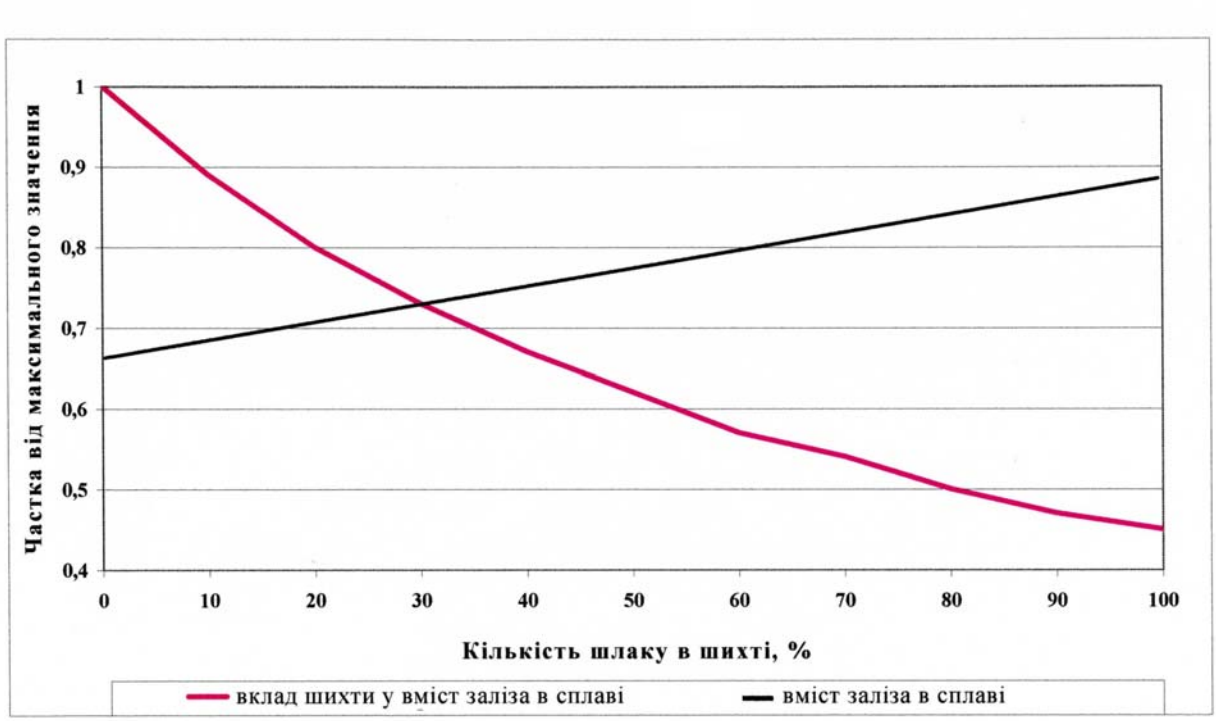


Рисунок 3.2 – Вплив добавки шлаку до шихти на вміст заліза у сплаві

Таблиця 3.31 – Порівняльна характеристика оптимальної і промислової шихти

Тип шихти	Кількість добавки шлаку, %	Вміст заліза в сплаві, %	Вартість шихти, грн.	Вихід сплаву, кг	Вартість сплаву, грн./кг
Промислова	0	0,812	63,60	51,525	1,230
Оптимальна	0	0,90	56,95	51,124	1,114
Оптимальна з шлаком	25	1,08	60,27	56,127	1,074

Далі проводиться розрахунок характеристик шихти і первинного сплаву при використанні в шихті різних співвідношень глинозему і кварцевого піску. Результати розрахунку надано в табл. 3.32.

Для сумісного відновлення оксидів алюмінію і кремнію і руйнування карбідів алюмінію, що утворюються, необхідно мати в шихті певну кількість

оксиду кремнію. При вмісті вільного SiO_2 в шихті менше 30,5 % (від суми Al_2O_3 + SiO_2 = 100 %) або при відношенні $SiO_2 : Al_2O_3$ менше 0,44 щодо даних [5] протікання реакції руйнування Al_4C_3 стає скрутним. Графічний аналіз (рис. 3.3) показує, що реально розглядати можна шихти з вмістом глинозему в шихті менше 70 %. Тобто сплав з вмістом 65 % алюмінію цілком відповідає вимогам забезпечення необхідної кількості оксиду кремнію для руйнування карбідів алюмінію.

Таблиця 3.32 – Характеристики шихти і первинного сплаву, що отримується з глинозему і кварцового піску

Склад шихти, %		Співвід-ношення SiO_2/Al_2O_3	Вміст SiO_2, %	Вартість 100 кг шихти, грн.	Вміст алюмінію в сплаві, %	Вміст заліза в сплаві, %
квар-цовий пісок	гли-нозем					
0	100	0	0	140	99,94	0,044
20	80	0,25	20,2	114	79,97	0,115
40	60	0,68	40,4	88	60,0	0,186
60	40	1,53	60,4	62	40,03	0,258
80	20	4,07	80,3	36	20,06	0,329
100	0	1424	100	10	0,09	0,4

Вартість шихт глинозем-кварцовий пісок достатньо велика (табл. 3.33), зі збільшенням частки глинозему вартість шихти зростає. Проте, згідно розрахункам, особливістю даних шихт є низький вміст заліза в отримуваному первинному сплаві. Кількість заліза в первинному сплаві, що містить 65 % алюмінію, досягає величини 0,17 % при співвідношенні глинозем : кварцовий пісок рівному 65 : 35. Такий вміст заліза в первинному сплаві дає змогу не використовувати низькотемпературну фільтрацію. Підвищення виходу придатного сплаву спричиняє за собою зменшення собівартості товарної продукції, яка, із-за застосування дорогого глинозему, все ж таки достатньо висока.

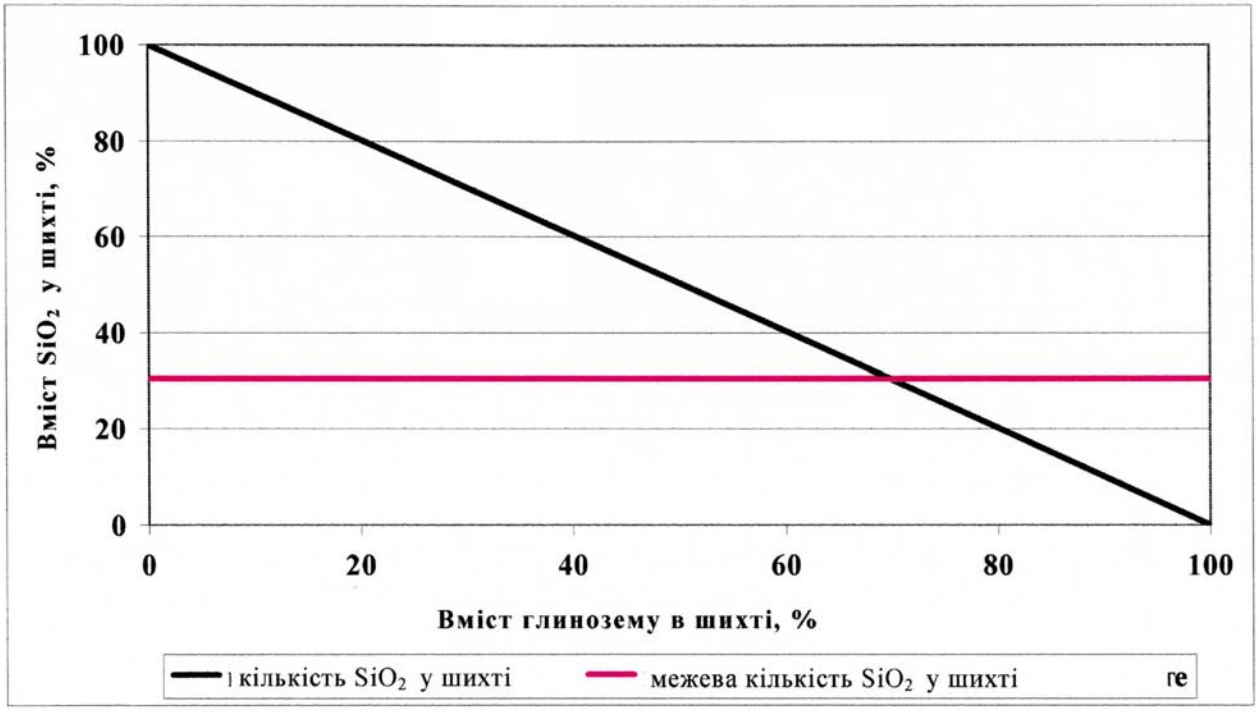


Рисунок 3.3 – Вплив кількості глинозему на кількість SiO_2 у шихті

Для здешевлення даного виду шихти можливо передбачити заміну дорого товарного глинозему глиноземом дрібної фракції (глиноземним пилом), не дивлячись на підвищений вміст домішок (SiO_2 і Fe_2O_3).

Таблиця 3.33 – Характеристики шихти і первинного сплаву, що отримується з глиноземного пилу і кварцового піску

Склад шихти, %		Вартість 100 кг шихти, грн.	Вміст алюмінію у первинному сплаві, %	Вміст заліза в первинному сплаві, %
кварцовий пісок	глинозем			
0	100	98,0	99,69	0,173
20	80	80,4	79,77	0,218
40	60	62,8	59.85	0,264
60	40	45,2	39.93	0,309
80	20	27,6	20,01	0,355
100	0	10,0	0,09	0,400
35	65	67,2	64,83	0,252

Характеристики шихти і первинного сплаву, отриманого із застосуванням глиноземного пилу і кварцового піску приведені в табл. 3.33.

Дослідження шихтових матеріалів, проведені в попередніх розділах, дозволяють визначити найбільш оптимальний склад шихти для виплавки первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву.

При розгляді шихти для виплавки силікоалюмінію порівнювалися такі основні параметри: вихід сплаву, вартість компонентів шихти, вміст основних елементів (алюміній, кремній) і шкідливих домішок (залізо, титан, кальцій) у сплаві. Порівняння вартісних показників показано на рис. 3.4.

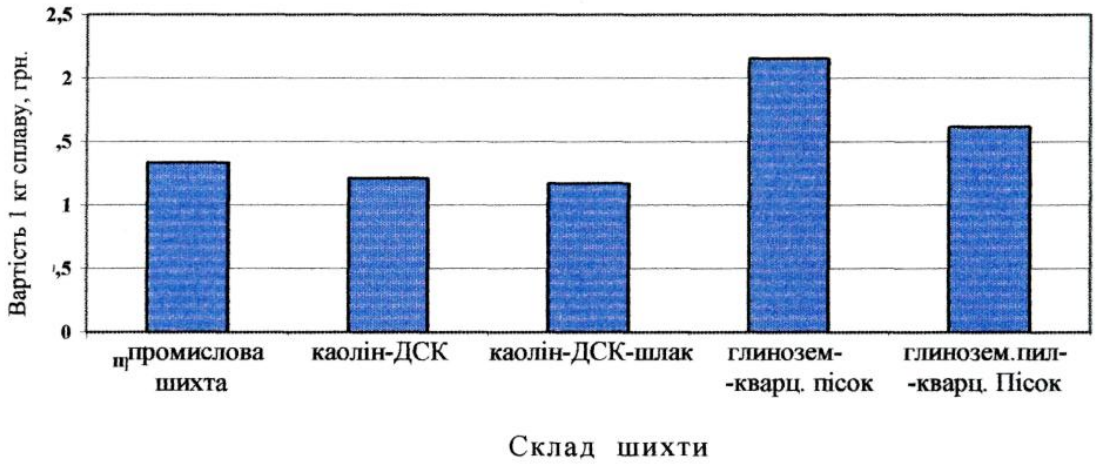


Рисунок 3.4 – Вартісні показники різних шихт

Дослідження дозволяють зробити висновок, що вживана промислова шихта не є оптимальною для даного виробництва. Шихти з застосуванням багатого алюмінієм дистенсиліманітового концентрату дозволяють досягти кращих виробничих показників. Також позитивно впливає на показники виробництва повернення в процес відходів виробництва. Проте, як показали розрахунки, для кожного виду сировини існують свої межі застосування.

Шихта, що складається з глинозему і кварцевого піску при зіставленні шихт виявилася дуже дорогою.

Оптимальною сумішшю шихтових матеріалів є суміш 75 % каоліну і 25 % ДСК з добавкою глинозему для отримання 65 % алюмінію в первинному сплаві

і додатковому внесенні 25 % зворотного шлаку від маси завантажуваної шихти. Така шихта має вихід первинного сплаву на 8 % вище, а вартість товарного сплаву на 13 % нижче, ніж промислова шихта. Позитивним результатом використання шихт, що рекомендуються, також є утилізація відходів виробництва (зворотного шлаку).

3.5 Організація виконання науково-дослідницької роботи

3.5.1 Планування етапів науково-дослідницької роботи

Планування науково-дослідницької роботи (НДР) включає визначення складу і послідовності виконання етапів і праць по них, їх трудомісткості, тривалості і календарних строків виконання.

У проведенні дослідження щодо залучення відходів виробництва до шихти для отримання силікоалюмінію можна виділити наступні етапи, приведені в таблиці 3.34.

Таблиця 3.34 – Етапи НДР щодо залучення відходів виробництва до шихти для отримання силікоалюмінію

Номер етапу	Етап НДР	Зміст етапу
1	2	3
1	Літературний огляд і постановка завдання	1.1 Видача завдання. 1.2 Збір, вивчення, аналіз інформації по вітчизняним і зарубіжним джерелам. 1.3 Узгодження і затвердження мети і завдання дослідження. 1.4 Виявлення можливих напрямів дослідження. 1.5 Затвердження програми дослідження. 1.6 Вибір складу виконавців.
2	Теоретичні дослідження	2.1 Огляд методів розрахунку складу шихти для отримання силікоалюмінію. 2.2 Постановка завдання. 2.3 Розробка методики дослідження.
3	Експериментальні дослідження	Проведення розрахункових досліджень щодо оптимізації складу шихти для отримання силікоалюмінію.

Продовження табл..3.34

1	2	3
4	Узагальнення і оцінка результатів дослідження	4.1 Аналіз і обробка даних. 4.2 Виконання графічної частини.
5	Завершальний	5.1 Приймання науково-дослідної роботи. 5.2 Захист науково-дослідної роботи.

3.5.2 Визначення трудомісткості виконання НДР

Для визначення трудомісткості запланованих робіт найчастіше застосовується метод імовірних оцінок. Його суть полягає в тому, що безпосередній виконавець робіт оцінює максимальну $T_{max\ i}$ і мінімальну $T_{min\ i}$ трудомісткість роботи. На основі цих оцінок визначається очікувана трудомісткість $T_{оч\ i}$ (чол·днів) робіт по формулі:

$$T_{очі} = \frac{3T_{\min\ i} + 2T_{\max\ i}}{5}. \quad (3.1)$$

Визначаємо трудомісткість першого етапу:

$$T_{оч1} = \frac{3 \cdot 7 + 2 \cdot 10}{5} = 8 \text{ чол.·днів.}$$

Визначаємо трудомісткість другого етапу:

$$T_{оч2} = \frac{3 \cdot 6 + 2 \cdot 8}{5} = 7 \text{ чол.·днів.}$$

Визначаємо трудомісткість третього етапу:

$$T_{оч3} = \frac{3 \cdot 22 + 2 \cdot 26}{5} = 24 \text{ чол.·днів.}$$

Визначаємо трудомісткість четвертого етапу:

$$T_{оч4} = \frac{3 \cdot 8 + 2 \cdot 10}{5} = 9 \text{ чол.·днів.}$$

Визначаємо трудомісткість п'ятого етапу:

$$T_{оч5} = \frac{3 \cdot 1 + 2 \cdot 6}{5} = 3 \text{ чол.·дні.}$$

3.5.3 Визначення числа виконавців НДР

У табл. 3.35 приведена кількість виконавців необхідних для виконання НДР.

Таблиця 3.35 – Кількість виконавців НДР

Номер етапу	Виконавець НДР	Кількість виконавців
1	Дослідник	1
2	Дослідник, старший науковий співробітник	2
3	Дослідник, старший науковий співробітник, плавильник, лаборант	4
4	Дослідник, старший науковий співробітник	2
5	Дослідник	1

3.5.4 Розрахунок тривалості етапів НДР

Тривалість етапів дослідження $t_{оч\,i}$ розраховується по формулі:

$$t_{очі} = \frac{T_{очі}}{P_i \cdot K_{вн}}, \qquad (3.2)$$

де $T_{Очі}$ – очікувана трудомісткість виконання цієї роботи, чол.·днів;

P_I – кількість виконавців, чол;

$K_{вн}$ – коефіцієнт виконання норми, $K_{вн}$=0,9…1, приймаємо $K_{вн}$=0,95.

Тривалість 1 етапу:

$$t_{оч1} = \frac{8}{1 \cdot 0{,}95} = 8{,}42 \approx 8 \text{ дн.}$$

Тривалість 2 етапу:

$$t_{оч2} = \frac{7}{2 \cdot 0{,}95} = 3{,}68 \approx 4 \text{ дн.}$$

Тривалість 3 етапу:

$$t_{оч3} = \frac{24}{4 \cdot 0{,}95} = 6{,}32 \approx 6 \text{ дн.}$$

Тривалість 4 етапу:

$$t_{оч4} = \frac{9}{2 \cdot 0{,}95} = 4{,}74 \approx 5 \text{ дн.}$$

Тривалість 5 етапу:

$$t_{оч5} = \frac{3}{1 \cdot 0{,}95} = 3{,}16 \approx 3 \text{ дн.}$$

3.5.5 Побудова стрічкового графіка проведення науково-дослідної роботи

При невеликій кількості робіт по етапах і виконавців, основним документом планування виконання НДР є стрічковий графік.

Відрізком горизонтальної прямої показується тривалість етапу роботи від першого до останнього дня роботи. За розрахованими даними будуємо стрічковий графік, який приведений в таблиці 3.36.

Загальна тривалість робіт склала 26 днів.

3.6 Розрахунок кошторису витрат на проведення дослідження

Кошторисну калькуляцію складають на увесь обсяг робіт по темі. Для визначення витрат для проведення дослідження необхідно розрахувати: витрати на основні матеріали; витрати на заробітну плату; витрати на амортизацію використаного устаткування; витрати на електроенергію; накладні витрати.

3.6.1 Розрахунок витрат на основні матеріали

У цю статтю включаються усі витрати на придбання матеріалів, покупних виробів і напівфабрикатів, необхідних для безпосереднього виконання роботи по темі з урахуванням транспортно-заготівельних витрат.

Таблиця 3. – Стрічковий графік проведення науково-дослідної роботи

Етапи	Трудомісткість, чол.·днів	Кількість виконавців, чол.	Тривалість етапів, днів	Виконання робіт у робочі дні																								
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26
1	8	1	8																									
2	7	2	4																									
3	24	4	6																									
4	9	2	5																									
5	3	1	3																									

Транспортно-заготівельні витрати $S_{ТР.З}$ (грн.) складають 2 % від суми основних матеріалів і розраховуються по формулі:

$$S_{ТР.З} = \frac{\sum S_М \cdot 2}{100} \quad (3.3)$$

де $S_М$ – витрати на основні матеріали, грн.

$$S_{ТРЗ} = \frac{116501{,}0 \cdot 2}{100} = 2330{,}02 \text{ грн.},$$

де 116501,0 – сума витрат на основні матеріали, грн.

Витрати на основні матеріали при виконанні НДР показано в табл.3.37.

Таблиця 3.37 – Розрахунок вартості матеріалів по науково-дослідній роботі

Найменування матеріалів	Одиниця виміру	Кількість	Ціна за одиницю, грн.	Всього витрат, грн.
Каолін	т	0,6 5	14480	9412,00
Глинозем	т	0,29	130000	37700,0
ДСК	т	0,35	41010	14353,50
Глиноземний пил	т	0,065	84670	55035,50
Транспортно-заготівельні витрати				2330,02
Разом				118831,02

3.6.2 Розрахунок витрат на амортизацію устаткування

Витрати на амортизацію використаного при дослідженнях устаткування визначаються по формулі :

$$S_{ам} = \sum_{i=1}^{N} \frac{\alpha_{ам_i}}{100} \cdot K_i \cdot \frac{T_И}{T_Г} \ , \quad (3.4)$$

де $\alpha_{ам\,i}$ – норма амортизаційних відрахувань для даного виду устаткування або приладу, приймаємо 15 %;

K_i – вартість устаткування або приладів i-го виду, грн.;

$T_И$ – тривалість використання даного i-го виду устаткування або приладу в дослідницькій роботі, години;

$T_Г$ – можливе число годин використання устаткування або приладів за рік.

При однозмінній роботі $T_Г$ приймаємо 2000 год.

Розрахунок витрат на амортизацію устаткування і приладів приведений в таблиці 3.38.

Таблиця 3.38 – Витрати на амортизацію устаткування

Найменування устаткування	Кількість одиниць	Ціна за одиницю, грн.	Норма амортизації, %	Тривалість використання, год	Всього витрат, грн.
Мікроскоп	1	3500	15	1	2,63
Піч РТП	1	920000	15	4	276,00
Всього					278,63

3.6.3 Розрахунок витрат на електроенергію

Вартість електроенергії витраченої на проведення дослідження визначають по формулі:

$$S_э = \sum_{i=1}^{N} T_э \cdot N_{ai} \cdot T_{pi} \cdot m_i, \qquad (3.5)$$

де $S_э$ – тариф за кожен споживаний кВт/год, грн;

N_{ai} – середня споживана потужність і -го виду устаткування, кВт;

T_{pi} – час використання і -го виду устаткування або приладу, год/цикл;

m_i – кількість устаткування і -го виду, шт.

Тариф за 1 кВт електроенергії з урахуванням ПДВ складає6,90 грн. [X]

Розрахунок витрат на електроенергію приведений в таблиці 3.39.

Таблиця 3.39 – Витрати на електроенергію

Найменування устаткування	Кіль-кість одиниць	Потуж-ність, кВт	Число годин використання, год	Тариф за 1кВт-год, грн.	Всього витрат, грн.
Мікроскоп	1	1,5	1	6,90	10,35
Піч РТП	1	5000	4	6,90	13800,00
Разом					138010,35

3.6.4 Розрахунок заробітної плати і відрахування

У розрахунок заробітної плати входять наступні статті: основна заробітна плата наукових, інженерно-технічних і допоміжних працівників, зайнятих виконанням робіт по темі; додаткова заробітна плата, що включає виплати по оплаті чергових і додаткових відпусток, на виконання державних і громадських доручень, винагороди. Величина заробітної плати по темі може бути розрахована за формою представленою в таблиці 3.40.

Таблиця 3.40 – Величина заробітної плати

Виконавець	Кількість, чол.	Оклад, грн.	Тривалість, днів	Оплата праці, грн.
Старший науковий співробітник	1	24000	15	17142,86
Лаборант	1	10800	6	3085,71
Плавильник	1	26700	6	7628,57
Разом				27857,14

Заробітна плата виконавців НДР $З_{осн}$ розраховується по формулі:

$$З_{осн} = \frac{З_{окл}}{Т_{міс}} \cdot Т_{ет} \quad (3.6)$$

де $З_{ОКЛ}$ – посадовий оклад, грн;

$Т_{міс}$ – кількість робочих днів у місяці, днів;

$Т_{ет}$ – тривалість певного етапу, днів.

Премія $З_{пр}$ складає 20 % від основної заробітної плати. Загальна заробітна плата виконавців НДР розраховується по формулі:

$$З_{заг} = З_{осн} + З_{пр} + З_{дод} = 31200 \text{ грн}, \quad (3.7)$$

де $З_{заг}$ – загальна заробітна плата виконавців, грн.;

$З_{дод}$ – додаткова заробітна плата виконавців (10 % від ($З_{осн} + З_{пр}$)).

Нарахування на фонд оплати праці $З_{нар}^{ФОТ}$ становить 39,0 %:

$$З_{нар}^{ФОТ} = \frac{З_{заг} \cdot 39{,}0}{100} = \frac{31200 \cdot 39}{100} = 12168{,}00 \text{ грн}, \quad (3.8)$$

з них до фонду державного соціального страхування $З_{нар}^{ФДС}$ складає 2,5 %:

$$З_{нар}^{ФДС} = \frac{З_{заг} \cdot 2,5}{100} = \frac{31200 \cdot 2,5}{100} = 780,00 \text{ грн.} \quad (3.9)$$

- до пенсійного фонду $З_{нар.}^{ПФ}$ складає 32 %:

$$З_{нар}^{ПФ} = \frac{Ззаг \cdot 32}{100} \quad (3.10)$$

- до фонду безробіття $з_{нар}^{ФБ}$, до фонду соціального страхування від нещасного випадку $з_{нар}^{ФНВ}$ та військовий збір складає по 1,5 %:

$$З_{нар}^{ФБ} = З_{нар}^{ФНВ} = З_{нар}^{ВЗ} = \frac{З_{заг} \cdot 1,5}{100} \quad (3.11)$$

$$З_{нар}^{ФБ} = З_{нар}^{ФНВ} = З_{нар}^{ВЗ} = \frac{З31200 \cdot 1,5}{100} = 468,00 \text{ грн.}$$

3.6.5 Накладні витрати

Накладні витрати $Н_р$ складають 40 % від фонду оплати праці:

$$Н_р = \frac{З_{заг} \cdot 40}{100} \quad (3.12)$$

$$Н_р = \frac{31200 \cdot 40}{100} = 12480,00 \text{ грн.}$$

3.6.6 Звідний кошторис витрат на проведення науково-дослідної роботи

Кошторис витрат на науково-дослідну роботу визначається на увесь об'єм виконуваних робіт. Кошторис витрат приведений в таблиці 3.41.

В результаті проведення науково-дослідницької роботи в побудований стрічковий календарний план. Загальна тривалість виконання науково-дослідної роботи склала 26 днів. Розрахований звідний кошторис витрат на проведення науково-дослідницької роботи. Загальні витрати на проведення роботи склали 312968,00 грн.

Таблиця 3.41 – Кошторис витрат на проведення науково-дослідної роботи

Статті витрат	Всього витрат	
	грн.	%
Витрати на матеріали	118831,02	37,97
Основна заробітна плата	27857,14	8,90
Додаткова заробітна плата	3342,86	1,07
Нарахування на фонд оплати праці (39 %):	12168,00	3,89
- на держ. соцстрах (2,5 %)	780,00	0,25
- пенсійний фонд (32 %)	9984,00	3,19
- до фонду безробіття (1,5 %)	468,00	0,15
- до фонду соціального страхування від нещасного випадку (1,5 %)	468,00	0,15
- військовий збір (1,5 %)	468,00	0,15
Амортизаційні відрахування	278,63	0,09
Витрати на електроенергію	138010,35	44,09
Накладні витрати	12480,00	3,99
Разом	312968,00	100

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційно небезпечних та шкідливих чинників виробничого середовища електротермічного цеху

Виробництво алюмінієво-силіцієвих сплавів засновано на процесах рудовідновлення. Основними шкідливими чинниками в електротермічному цеху є тепло-, газо- і пилевиділення, а також шум і вібрація. Окремі роботи пов'язані зі значними фізичними навантаженнями. Тому електротермічний цех відносять до цехів з підвищеною небезпекою [19-21].

Особливістю виробництва сплавів є той факт, що на кожному робочому місці в більшому або меншому ступені відбувається тепловиділення, інтенсивність яких коливається в межах від 5 до 50 Дж/см^2·хв. Таке величезне тепловиділення, а також інтенсивне інфрачервоне (на деяких ділянках навіть й ультрафіолетове) випромінювання обумовлюється наявністю на основних ділянках потужного нагрівального обладнання та розплавленого металу. У зв'язку із цим температура повітря в будівлях нерівномірна (до 50 °С), а вологість низька (до 30 °С).

Другим по значимості, але більш шкідливим чинником є газопилевиділення, основним джерелом виділень є руднотермічна піч. Важливою санітарно-гігієнічною особливістю конструкції руднотермічної печі (РТП), застосованої для виробництва силікоалюмінію (первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву), є відсутність над колошником склепіння для локалізації і видалення пічних газовиділень. При роботі однієї печі потужністю 22,5 МВт утворюється близько 8000 м^3/год газу. Колошникові гази містять 80-85 % CO; 4-8 % CO_2; 1-3 % CH_4; до 10 % H_2O; 0,1-4 % N_2; 1-3 % H_2.

Безпосередньо над колошником гази в основному згоряють і сильно розбавляються повітрям. Про це свідчить про малий вміст оксиду вуглецю й близький до атмосферного вміст вільного кисню у газах, що відходять. Крім того із сировини електродів, що самообпалюються, виділяється сірчистий газ і

перегони смолистих речовин. Кількість сірчистого газу в пічних газах становить 100-150 мг/м^3. При контакті з газами існує можливість отруєння.

Гази, проходячи крізь шар шихти колошника, виносять пил. До нього додаються конденсати парів силіцію, алюмінію, кальцію, перегони їх оксидів, а також дрібні частки відновника. Так газ, що йде на газоочищення, має 1,5-3 г/м^3 пилу, що є досить дисперсною, її частки мають розмір близько 0,1 мкм. Кількість пилу в газах залежить від стану шихти, режиму роботи печі.

Крім РТП пилевиділенням супроводжуються практично всі етапи підготовки шихти (вивантаження, дріблення, просівання, розмел, дозування й та ін.). До інших факторів, що впливають на умови праці, відносяться шум, вібрація, висока яскравість рідкого металу.

Основним джерелом шуму в цеху є різні дробарки, дозатори, грохоти, руднотермічні печі, машинки по чищенню ковшів й опіковочні машинки. Рівень шуму обладнання коливається від безпечного (60 дБ) до небезпечного (понад 100 дБ) [19].

Вібрація в електротермічному цеху спостерігається в основному середньо- і низькочастотна. Викликаються вони працюючими потужними механізмами (редуктори, електродвигуни) і як правило не поширюються на великі відстані.

Операції обслуговування печей пов'язані з виконанням праці в умовах великої яскравості робочого поля. При цьому можливо сліпуча дія променів видимого спектра в сполученні з інфрачервоним й ультрафіолетовим випромінюванням.

Основним джерелом випромінювання є руднотермічні печі, а також палаючий метал і шлаки. Небезпечне випромінювання присутнє також на робочому місці зварника.

До основних небезпек при роботі в електротермічному цеху відносяться також роботи з рідким і гарячим металом, а також робота в безпосередній близькості до обладнання, що рухається (крани, машини для обробки колошника, електротранспорт та ін.) яке створює потенційну небезпеку наїзду,

перекидання тощо.

За ступенем впливу на організм людини сировина, що використовується при виробництві алюмінієво-силіцієвих сплавів, здебільшого належить до 4 класу небезпеки (речовини малобезпечні).

Водоохолоджувані елементи руднотермічних печей є джерелом вибухонебезпеки. При порушенні герметичності вода потрапляє в робочий простір печі. Під впливом високої температури можливі удари й вибухи.

Шкідливі чинники виробничого середовища пічної ділянки електротермічного цеху і заходи щодо їх усунення приведені у таблиці 4.1.

Таблиця 4.1 – Технічні заходи захисту від впливу шкідливих чинників виробничого середовища

№ п/п	Небезпечний або шкідливий чинник виробничого середовища	Захисний пристрій	Тип пристрою	Параметри пристрою	Місце установки
1	Запилене середовищє	Витяжка	Вентилятор типу УЛ7	N=1460хв Q=21700 $м^3$/год $V_к$=5,94м/с	Над жолобом
2	Запилене середовищє	Вентиляція	"Лепесток" 40	-	Індивідуально
3	Шум	Навушники протишумові	-	Придатниі до 110 дБ	Індивідуально
4	Температура	Утеплена куртка, ватяні брюки	-	-	Індивідуально
5	Пил	Респіратор	-	-	Індивідуально

4.2 Заходи щодо усунення шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища електротермічного цеху

Всі заходи щодо усунення шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища діляться на колективні та індивідуальні.

Боротьба з тепловим випромінюванням, що виходить від обладнання,

полягає в облаштованості екранів, що закривають персонал від джерела випромінювання. Так на плавильній площадці РТП гарячий колошник закривається шторами з водоохолодженням, які помітно знижують теплове випромінювання. У менш гарячих місцях (опіковочні машини, майданчик для обслуговування ВФП, стенд для зняття шлаків й ін.) використовуються неохолоджувані екрани із прошарком азбокартону, які також досить ефективні. Крім того для захисту від теплового випромінювання персоналом використовуються індивідуальні засоби захисту: сукняні одяги, шкіряні рукавиці й валенки, які застосовуються постійно (плавильники) або при необхідності (ремонтний персонал) [20].

Для забезпечення нормального повітря на робочих місцях застосовується приточна й витяжна вентиляція, а також аспірація й аерація. Витяжна вентиляція видаляє шкідливі пили й гази з робочої зони, а приточна забезпечує необхідний приплив повітря на робочі місця (охолодженого або підігрітого, зволоженого й очищеного) для компенсації повітря, що пішло у витяжну вентиляцію. Аерація застосовується для забезпечення заданої температури повітря в цеху. Аспірація, являючись місцевою витяжною системою, проектується в самих несприятливих з погляду пилегазовиділяючих системах для виключення влучення пилу й газу в робочу зону. При роботі в сильно запилених умовах (на площадці нарощування електродів, у приміщеннях дозаторів, розмелу, дроблення) використовуються також респіратори й, при необхідності, фільтруючі протигази.

Джерела шуму мають, як правило, більші габарити, тому їх неможливо ізолювати від робочої зони. Для зменшення рівня шуму встановлюються спеціальні пульти із шумоізолюючими стінами, а також використовуються шумоізолюючі навушники. По можливості шумливе обладнання розташовують за шумопоглинальними стінами.

Для захисту органів зору від яскравих відблисків металу, вогню й електричної дуги персоналом використуються затемнені окуляри, що поглинають ультрафіолетові й видимі промені. Для огородження робочого місця

горнового печі, зварника, використовують спеціальні непрозорі екрани.

Для запобігання травматизму персоналу рідким металом й іншими механічними небезпеками, до роботи допускається навчений персонал, що має відповідний спецодяг. Щоб уникнути травмування використовуються огородження навколо механізмів, що крутяться і рухаються, про що попереджають сигнали, колірні вказівники. Категорично забороняється перебувати на території цеху стороннім.

Основною вимогою до безпечного використання сировини є виключення концентрації речовин у повітрі робочої зони вище ГДК. Це досягається за допомогою витяжної вентиляції й рядом методів боротьби із запиленням.

Основним завданням персоналу щодо зменшення вибухонебезпечності печей є недопущення течії води в робочу зону і своєчасний ремонт конструкцій.

4.3 Способи безпечної експлуатації електричного обладнання

Електротермічний цех має велику кількість різних електроустановок і споживає багато електроенергії. Тому варто приділяти велику увагу профілактиці електротравм. Небезпека електричного струму для людини обумовлена тим, що змінний струм не видний і найчастіше не сприймається як джерело безпосередньої небезпеки. Електрозахисні заходи у цеху повинні спрямовуватися на забезпечення безпеки, як при нормальному режимі роботи електроустановок, так і при аварійному їх стані.

Безпека експлуатації при нормальному режимі роботи забезпечується наступними захисними мірами: застосування малих напруг, ізоляція, недопустимість струмоведучих частин, забезпечення орієнтації в електроустановках, вирівнювання потенціалів і деякими іншими.

Більшість ділянок електротермічного цеху відносять до приміщень із підвищеною небезпекою ураження електрострумом. Це наслідок того, що установки й прилади працюють в умовах осадження струмопровідного пилу, підвищеної температури (що викликає в людей рясне потовиділення). В

аварійному режимі електробезпека повинна забезпечуватися подвійною ізоляцією, захисним заземленням, запиленням та іншими мірами.

У цілому по електротермічному цеху головною вимогою безпеки є те, що будь-яку роботу повинен виконувати навчений й атестований персонал, а також неможливість влучення сторонніх до електроустаткування.

4.4 Природне та штучне освітлення

Для створення сприятливих умов праці важливе значення має раціональне освітлення. Незадовільне освітлення утрудняє проведення робіт, веде до зниження продуктивності праці й працездатності очей і може стати причиною нещасного випадку й захворювання очей.

Освітлення поділяється на природне та штучне. Первинним джерелом природного освітлення є сонце. Для створення природної освітленості в будинках цеху передбачаються світлові прорізи в стінах (вікна) і на даху (ліхтарі). Отже, в електротермічному цеху використовується комбіноване природне освітлення. Оскільки роботи в цеху відносяться до 7 розряду зорової роботи, то коефіцієнт природної освітленості становить 1-3 % [20,21].

На промислових підприємствах штучне освітлення двох систем: загальне – рівномірне та локалізоване з урахуванням розміщення робочих місць; комбіноване – загальне в комплексі з місцевим освітленням. Освітлення також ділиться на: робоче – для проведення робіт у темний час доби або в місцях без достатнього природного освітлення; аварійне – для проведення роботи при аварійному відключенні робочого освітлення; евакуаційне – аварійне освітлення для евакуації людей з приміщення при аварійному відключенні робочого освітлення;

При необхідності частина світильників того або іншого виду освітлення може використовуватися для чергового освітлення. Вибір джерела світла залежить від характеру роботи, умов середовища, розмірів приміщення та іншого.

Електротермічний цех є цілодобовим виробництвом. Тому для проведення робіт у темний час доби, а також у місцях без достатнього природного освітлення, необхідно застосовувати штучне освітлення. У його якості використається електроосвітлення, як найбільш універсальний, безпечний і розповсюджений вид штучного освітлення. Вибір джерела світла залежить від характеру роботи, умов середовища, розмірів приміщення й іншого. Лампи накалювання застосовують у приміщеннях, де виробляються відносно грубі роботи (нормована освітленість до 50лк), а також для місцевого освітлення. Термін служби ламп накалювання 1000 годин. Люмінесцентні лампи використаються при необхідності створити особливо сприятливі умови для значної роботи. Їхня світлова віддача в 3-4 рази більше, ніж у ламп накалювання, термін служби 5000 годин. Також у електротермічному цеху широко застосовуються лампи ДРЛ, що характеризуються високою світловою віддачею (порівнянної із люмінісцентною) і іншими позитивними характеристиками.

Для освітлення застосовуються освітлювальні прибори (сполучення лампи із освітлювальними арматурами) ближньої дії (світильники) і далекої дії (прожектори). До освітлювальних приладів пред'являється ряд вимог: вибухозахисні (у відділенні розмелу вугілля), електробезпечність й інші. Норма освітленості робочих поверхонь для даного виробництва становить від 20 до 200 Лк.

4.5 Розрахунок штучного освітлення будівлі

У дослідницькій лабораторії світильники розташовані за прямокутною формою.

Відстань між світильниками обчислюють за формулою:

$$\frac{L}{H_C} = 2$$

Висоту підвісу світильника обчислюємо за формулою:

$$H_C = (H – h_C – h_P), \quad (4.1)$$

де Н – загальна висота приміщення, м;

h_C - відстань від стелі до нижнього обріза світильника, м;

h_P - висота від підлоги до робочого місця, м;

$$H_C = (4 – 0,2 – 0,5) = 3,3 \text{ м.}$$

Визначаємо потрібне число світильників за формулою:

$$n = \frac{S}{L^2}, \quad (4.2)$$

де S – освітлена поверхня, $м^2$.

Показник приміщення визначається за формулою:

$$\rho = \frac{ab}{H_C\ (a+b)}, \quad (4.3)$$

де *а*, *в* – довжина і ширина приміщення, м.

$$\rho = \frac{6 \cdot 4}{3,3(6+4)} = \frac{24}{33} = 0,73 \approx 1.$$

Залежно від нього коефіцієнт використання світлового потоку рівний 0,38 η = 0,38. Визначаємо величину коефіцієнта запасу (К) і нерівномірності:

$$К = 1,3;\ Z = 1,0$$

Залежно від характеру зорової роботи в лабораторії величина нормованої освітленості дорівнює Е = 200 Лк.

Величина світлового потоку однієї лампи:

$$F = \frac{TSKZ}{\eta^n}, \quad (4.4)$$

де Е – нормативне мінімальне значення освітлення, Лк;

S – площа приміщення, $м^2$;

К – коефіцієнт запасу;

Z – коефіцієнт нерівномірності освітлення;

η – коефіцієнт використання світлового потоку;

n – число світильників.

$$F = 200 \cdot 135 \cdot 1,3 \cdot 1,0/(0,38 \cdot 15) = 35100/5,7 = 6157,8 \text{ Лм.}$$

Визначаємо потужність лампи за знайденою величиною світлового потоку в лабораторії відповідно до ДСТУ163-54-2004 потужність дорівнює 200 Вт. Сумарна потужність усіх світильників становить:

$$\sum N = n \cdot N_л ,$$

де $N_л$ − потужність, Вт;

n – кількість світильників, одиниць.

$$\sum N = 5 \cdot 200 = 1000 \text{ Вт}.$$

У лабораторії застосовано наступні види освітлення: природне – прямими променями сонця або розсіяним світлом; штучне – застосування люмінесцентних ламп; змішане – одночасне використання штучного і природного освітлення.

Для штучного освітлення в лабораторії застосовуються люмінесцентні лампи ЛД, ЛБХ. У туалетах, умивальниках, душових, гардеробах освітлення має бути при лампах розжарювання 15 Лк, при люмінесцентних – 60 Лк, в складських приміщеннях – 5 Лк. Аварійне освітлення повинне живитися від окремого джерела і складати не менше 10 % від основного.

4.6 Вентиляція

У структурі засобів боротьби із загазованістю, запиленістю й теплонадлишком у цеху велике значення мають вентиляційні пристрої. З урахуванням специфіки виробництва в цеху використовується змішана вентиляція. Змішана вентиляція складається із природної вентиляції приміщень (крізь аераційні ліхтарі й прорізи у вікнах) і механічної вентиляції (приточно-витяжної, аспіраційної). Природна вентиляція здійснюється завдяки різниці температур повітря в приміщенні й поза ним і впливу вітру. Механічна вентиляція здійснює обмін повітря за допомогою спеціальних пристроїв. Так вентилюються всі закриті приміщення на ділянках (майстерні, комори, технологічні приміщення). При особливих вимогах до якості повітря у комп’ютерному залі, апаратній здійснюється його кондиціонування.

ВИСНОВКИ

1. Алюмінієво-силіцієві сплави, що отримують електротермічним способом, в даний час не можуть конкурувати з синтетичним сплавами по обсягам виробництва внаслідок їх обмеженої поширеності. Зниження собівартості конструкційних алюмінієвих сплавів, отриманих розбавленням силікоалюмінію первинним алюмінієм, можна досягти освоєнням нових видів сировинних матеріалів, зокрема повернень і відходів виробництва сплавів.

2. База потенційних сировинних алюмовмісних матеріалів з українських родовищ для отримання силікоалюмінію вивчена достатньо слабо. У виробництві застосовують в основному каолін і глинозем. Дослідження шихтових композицій із суміші компонентів у різних співвідношеннях дозволяє підібрати склади шихт з дешевої сировини для отримання сплавів з низьким вмістом домішкових елементів.

3. Для зменшення вартості шихти на основі каоліну і ДСК розглянуто додавання до неї зворотного шлаку, що утворюється при отриманні сплаву. Аналітичними дослідженнями встановлено, що зі збільшенням кількості шлаку зростає частка заліза в сплаві, що надходить зі шлаку. Додавання 28 % шлаку у шихту каолін-ДСК-шлак не погіршуватиме якості первинного сплаву.

4. Оптимальною шихтою є суміш 75 % каоліну і 25 % ДСК з додаванням глинозему для отримання 65 % алюмінію в первинному сплаві і додатковому внесенні 25 % зворотного шлаку від маси завантажуваної шихти. Такий склад шихти під час руднотермічної плавки забезпечує на 8 % вищий вихід первинного сплаву та сниження вартості товарного сплаву на 13 % порівняно з промисловою шихтою, дозволяє утилізовувати відходи власного виробництва.

5. Проведено аналіз шкідливих і небезпечних факторів виробничого середовища та запропоновано заходи щодо захисту дослідника процесу виплавлення силікоалюмінію.

6. Для проведення науково-дослідної роботи побудований стрічковий календарний план. Загальна тривалість виконання науково-дослідної роботи склала 26 днів. Розраховано зведений кошторис витрат на проведення науково-дослідної роботи. Загальні витрати на проведення роботи склали 312968,00 грн.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Федорчак Д. О., Нестеренко Т. М. Залучення відходів виробництва до складу шихти для отримання силікоалюмінію. *МОЛОДА НАУКА-2024* : збірник наукових праць студентів, здобувач PhDів, докторантів і молодих вчених / Запорізький національний університет. Запоріжжя : ЗНУ, 2024. Т.5. С. 16−17.

2. Нестеренко Т. М., Нестеренко О. М., Колобов Г. О., Грицай В. П. Виробництво алюмінієвих сплавів з рудної та вторинної сировини : навч. посіб. Київ : Вища школа, 2007. 207 с.

3. Левчук К. І. Ціни на алюміній підскочили до 13-річного максимуму. URL: https://gmk.center/ua/news/tsiny-na-aliuminij-pidskochyly-do-13-richnoho-maksymumu/ (дата звернення: 12.11.2024).

4. Детальні графіки динаміки цін на алюміній, силумін, сплави. https://baramist.com.ua/prices-for-lme/aluminum (дата звернення: 12.11.2024).

5. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник / Д. Ф. Чернега та ін. ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища школа, 2006. 503 с.

6. Любич О.Й., Пчелінцев В.О. Фізичні основи металургії кольорових і рідкоземельних металів : навч. посіб. Суми : Вид-во СумДУ, 2009. 226 с.

7. Верховлюк А. М., Нарівський А. В., Могилатенко В. Г. Технологія одержання металів та сплавів для ливарного виробництва : навч. посіб. Київ : Видавнічій дім «Вініченко», 2016. 224 с.

8. Металургія кольорових металів. Ч.2. Збагачення руд кольорових металів : підручник / В. О. Смирнов та ін. ; за заг. ред. д.т.н., проф. І. Ф. Червоного. Запоріжжя : ЗДІА, 2008. 322 с.

9. Колобов Г. А., Червоний І. Ф. Теоретичні основи рафінування кольорових металів : підручник. Запоріжжя : ЗДІА, 2011. 130 с.

10. Теоретичні основи процесів кольорової металургії : підручник / В. С. Ігнатьєв та ін. ; за ред. І. Ф. Червоного. Запоріжжя : ***ЗДІА,*** 2012. 199 с.

11. Нестеренко Т. М., Грицай В. П., Нестеренко О. М. Про вдосконалення

електротермічного способу отримання алюмінієво-силіцієвих сплавів. *Металургія*. Запоріжжя РВВ ЗДІА, 2014. Вип. 2(32). С. 61−66.

12. Єгоров С. Г., Червоний І. Ф., Воляр Р. М. Фізико-хімічні процеси виробництва кольорових металів : підручник. Запоріжжя : ЗДІА, 2012. 201 с.

13. Єгоров С. Г., Червоний І. Ф. Технологічні особливості процесів виробництва кольорових металів : навч. посіб. Запоріжжя : ЗДІА, 2011. 292 с.

14. Єгоров С. Г., Червоний І. Ф., Воляр Р. М. Конструкція агрегатів кольорової металургії : підручник / під ред. І. Ф. Червоного. Запоріжжя : ЗДІА, 2012. 230 с.

15. Тюріна Н. М., Ведерніков М. Д., Капінос Г. І. Економіка промислового підприємства : підручник. Львів : Новий Світ-2000, 2008. 311 с.

16. Іващенко О. М. Методичні рекомендації до виконання організаційно-економічної частини дипломного проекту : метод. вказівки. Запоріжжя : ЗДІА, 2004. 31 с.

17. Із 1 червня значно зростуть тарифи на електроенергію для бізнесу – НКРЕКП. URL: https: //www.euromineral.com.ua (дата звернення: 12.11.2024).

18. Кварцовий пісок : ціни. URL: https: //buh.ligazakon.net (дата звернення: 12.11.2024).

19. Жидецький В. Ц. Основи охорони праці : підручник. Львів : Афіша, 2002. 318 с.

20. Кожемякін Г. Б., Рижков В. Г., Белоконь К. В. Охорона праці та техногенна безпека : метод. вказівки до виконання розділу магістерських робіт. Запоріжжя : ЗДІА, 2012. 48 с.

21. НПАОП 40.1-1.32-01. Правила будови електроустановок. Електрообладнання спеціальних установок. Київ : Держгірпромнагляд України, 2001. 17 с.

ДОДАТОК

ТЕЗИ НА XVII УНІВЕРСИТЕТСЬКУ НАУКОВО-ПРАКТИЧНУ КОНФЕРЕНЦІЮ СТУДЕНТІВ, АСПІРАНТІВ, ДОКТОРАНТІВ І МОЛОДИХ УЧЕНИХ «МОЛОДА НАУКА-2024»

(17-22 квітня 2024 року)

«ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»
МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

Науково-дослідна частина
Наукове товариство
студентів, аспірантів і докторантів
Рада молодих вчених

РАДА МОЛОДИХ ВЧЕНИХ ЗНУ НАУКОВЕ ТОВАРИСТВО ЗНУ

ЗБІРНИК
наукових праць студентів,
здобувач PhDів, докторантів і молодих вчених

«МОЛОДА НАУКА-2024»

Том V

«Секції Інженерного навчально-наукового інституту ім. Ю.М. Потебні Запорізького національного університету»

Запоріжжя
2024

Федорчак Данило
магістрант 1 року ІННІ ім. Ю.М. Потебні
Наук. кер.: канд. техн. наук, доц. Нестеренко Т.М.

ЗАЛУЧЕННЯ ВІДХОДІВ ВИРОБНИЦТВА ДО СКЛАДУ ШИХТИ ДЛЯ ОТРИМАННЯ СИЛІКОАЛЮМІНІЮ

Такі переваги електротермічного методу як висока продуктивність руднотермічних печей і можливість переробляти низькомодульну алюмінієву сировину привертають останнім часом серйозну увагу до організації процесу електротермічного отримання алюмінію та його сплавів з силіцієм. Наявність в світі значних запасів природної сировини, придатної для карботермічної переробки (в Україні і Китаї – численні родовища високоякісних каолінів, в Індії – родовища силіманітів) є основою для розробки нових варіантів організації процесу відновлення природних алюмосилікатів вуглецем.

Електротермічний спосіб отримання конструкційних ливарних алюмінієвих сплавів складається з двох основних стадій. На першій стадії прямим відновленням природних алюмосилікатів у руднотермічних електропечах потужністю 16–22 МВт отримують первинний алюмінієво-силіцієвий сплав або силікоалюміній, що містить до 70 % алюмінію, решта силіцій та домішки [1]. На другій стадії первинний сплав фільтрацією очищається від домішок та розбавляється електролітичним алюмінієм для переробки на марочні ливарні алюмінієві сплави різних типів і призначення.

Шихта для виплавлення силікоалюмінію складається з природних алюмосилікатів, вуглецевого відновника і зв'язуючого, що призначений для виготовлення брикетів. Залежно від призначення отримуваного сплаву вимоги до сировини різні. Найважливішою домішкою, на яку слід звертати увагу, є залізо. Вміст заліза має бути мінімальним, якщо сплав надалі використовується для приготування конструкційного сплаву. Значна кількість заліза допустима, якщо сплав призначений для розкислення. Головною вимогою до сировини є високий вміст оксиду алюмінію (53–58 %) і низький вміст заліза, титану, кальцію і лужних металів. Високий вміст оксидів кальцію і магнію призводить до утворення значної кількості шлаку, що утруднює процес плавлення. Випробувано більше десятка алюмосилікатів, різні види зв'язуючого, відновників. Отримання силікоалюмінію є енерго- та матеріалоємним процесом, що визначає загальні техніко-економічні показники.

Висновки. Шлак, отриманий під час відновлення руди, містить досить багато металу. Повернення в брикети металізованих шлаків дозволить на 10 % підвищити вилучення металу із сировини під час виплавлення силікоалюмінію.

Література

1. Нестеренко Т. М., Нестеренко О. М., Колобов Г. О., Грицай В. П. Виробництво алюмінієвих сплавів з рудної та вторинної сировини : навч. посіб. Київ : Вища школа, 2007. 207 с.