

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
Запорізький національний технічний університет

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ

до лабораторних робіт з дисципліни “Обладнання та технології енергоємних виробництв” – для студентів всіх форм навчання спеціальності 141 – Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка (освітня програма – Електромеханічне обладнання енергоємних виробництв)

Методичні вказівки до лабораторних робіт з дисципліни “Обладнання та технології енергоємних виробництв” – для студентів всіх форм навчання спеціальності 141 – Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка (освітня програма – Електромеханічне обладнання енергоємних виробництв) / Укл.: В. І. Осинська, Л. Б. Жорняк. – Запоріжжя: ЗНТУ, 2018. – 34 с.

Укладачі: В. І. Осинська, ст. викладач,
Л. Б. Жорняк, доцент, к.т.н.

Рецензент: О. В. Близняков, доцент, к.т.н.

Відповідальний
за випуск: Р. Е. Мохнач

Затверджено
на засіданні кафедри
“Електричні апарати”
Протокол № 11
від 1 червня 2018 р.

Рекомендовано до видання
НМК ЕТФ.
Протокол №11
від 21 червня 2018 р.

ЗМІСТ

1 Лабораторна робота №1. Розрахунок шкідливих викидів доменної печі.....	4
1.1 Мета роботи	4
1.2 Загальні відомості	4
1.3 Порядок виконання лабораторної роботи	5
1.4 Зміст звіту	7
1.5 Контрольні запитання	7
2 Лабораторна робота №2. Аналіз енергоємності різних способів виробництва сталі.....	8
2.1 Мета роботи	8
2.2 Загальні відомості	8
2.3 Порядок виконання лабораторної роботи	13
2.4 Зміст звіту	14
2.5 Контрольні запитання	15
3 Лабораторна робота №3. Електротермічний спосіб виробництва алюмінієвих сплавів.....	16
3.1 Мета роботи	16
3.2 Загальні відомості	16
3.3 Порядок виконання лабораторної роботи	23
3.4 Зміст звіту	23
3.5 Контрольні запитання	24
4 Лабораторна робота №4. Вивчення технологічних процесів виробництва електричних апаратів	25
4.1 Мета роботи	25
4.2 Загальні відомості	25
4.3 Порядок виконання лабораторної роботи	26
4.4 Зміст технологічних процесів	26
4.5 Література.....	29
4.5.1 Література основна.....	29
4.5.2 Література додаткова	29
Перелік посилань	30
Додаток А. Руднотермічні печі для виплавляння первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву.....	31
А.1 Типи руднотермічних печей.....	31
А.2 Конструкція і принцип дії руднотермічної печі.....	32

1 ЛАБОРАТОРНА РОБОТА №1. РОЗРАХУНОК ШКІДЛИВИХ ВИКИДІВ ДОМЕННОЇ ПЕЧІ

1.1 Мета роботи

Ознайомитися з впливом доменного виробництва на екологію, навчитися виконувати розрахунки викидів шкідливих газів при різних технологіях доменного виробництва.

1.2 Загальні відомості

Доменна піч застосовується для виробництва чавуну (переробного, ливарного та дзеркального) і феросплавів (доменних феромарганцю та феросиліцію). Відновником заліза, марганцю, кремнію та інших елементів у доменній печі є кокс, який має склад (за масою): 80...88 % вуглецю, 0,5...1,8 % сірки, 0,002...0,020 % фосфору, 8... 12 % золи та 2...5 % вологи. Витрати коксу при варінні основного продукту доменної печі – переробного чавуну – коливаються від 400 до 500 кг/т чавуну у залежності від температури дуття, кількості допоміжних видів палива (вугільний пил, природний газ) та інших факторів.

Внаслідок горіння коксу та інших окиснювально-відновлювальних реакцій, що відбуваються у печі, утворюється доменний (колошниковий) газ наступного складу (мас. %): 12...20 CO₂, 20...30 CO, 1...8 H₂, до 0,5 CH₄, 0,6...0,8 NO₂, 50...58 N₂. Фізичне та хімічне тепло доменного газу використовується у повітрянагрівачах (кауперах), де він допалюється разом з природним чи коксівним газами, та викидається в атмосферу. В атмосферу попадає практично весь вуглець коксу у вигляді вуглекислого газу CO₂ та 10...20% сірки у вигляді SO₂ (потрапляє у піч разом з коксом та рудою; решта сірки розподіляється між металом та шлаком). Крім того, при спалюванні 1 т коксу отримують близько 10 кг NO₂. Вуглекислий газ сам по собі не є токсичною хімічною сполукою. Його вміст в атмосфері становить 0,03 %. Вуглекислий газ пропускає сонячне проміння від Сонця до Землі і затримує частину відбитого від Землі інфрачервоного випромінювання. Завдяки створеному таким чином так званому

“парниковому ефекту” підтримується стабільний клімат на Землі. За останні 25 років у зв'язку з роботою теплоелектростанцій, металургійних заводів, автотранспорту і т. п. вміст CO_2 в атмосфері підвищився на 10 %. Розрахунки показують, що подальше збільшення концентрації CO_2 в атмосфері призведе до підвищення середньорічної температури (до потепління клімату), розтоплення льодовиків Антарктиди та Гренландії, підвищення рівня Світового океану на 6...8 м та затоплення значної частини суші. Викинуті в атмосферу оксиди азоту та сірки розчинюються у парі атмосфери, утворюючи азотну та сірчану кислоти, які у вигляді “кислотних дощів” випадають на Землю. Оксиди азоту та сірки є до того ж токсичними газами, і їхні гранично допустимі концентрації (ГДК) у повітрі не повинні перевищувати 0,085 та 0,050 мг/м^3 відповідно. Зрошення ґрунту “кислотними дощами” призводить до його закиснення та зниження врожайності, до загибелі тварин і рослин у водоймах, до прискореного руйнування будинків, архітектурних пам'яток, технічних споруд тощо. Ось чому важливо мати можливість і знати методику розрахунків викидів шкідливих газів при різних технологічних режимах роботи доменної печі.

В останні роки при проектуванні та введенні в дію сучасних металургійних заводів велику увагу звертають на екологічні проблеми. Для зменшення шкідливих викидів доменного виробництва є два шляхи: будівництво очисних споруд та перехід до позадоменного (прямого) виробництва заліза. Очисні споруди вимагають великих фінансових та енергетичних витрат, тому сучасні тенденції у розвитку металургії схиляються до позадоменного виробництва сталі.

1.3 Порядок виконання лабораторної роботи

1.3.1 За вказівками викладача кожній підгрупі отримати індивідуальне завдання згідно з табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Варіанти завдань

№ варіанта	Добова продуктивність доменної печі Q, т/доб.	Вміст сірки у коксі S, %	№ варіанта	Добова продуктивність доменної печі Q, т/доб.	Вміст сірки у коксі S, %
1	2000	0,4	14	8000	1,2
2	4000	0,4	15	10000	1,2
3	6000	0,4	16	2000	1,2
4	8000	0,4	17	4000	1,2
5	10000	0,4	18	6000	1,2
6	2000	0,8	19	8000	1,6
7	4000	0,8	20	10000	1,6
8	6000	0,8	21	2000	2,0
9	8000	0,8	22	4000	2,0
10	10000	0,8	23	6000	2,0
11	2000	1,2	24	8000	2,0
12	4000	1,2	25	10000	2,0
13	6000	1,2			

1.3.2 Визначити кількість вуглекислого газу, діоксидів сірки та азоту, які утворюються протягом доби, m_i , т/доб.:

$$m_{CO_2} = 0,0312 Q \cdot P \cdot C;$$

$$m_{SO_2} = 0,02 Q \cdot P \cdot S \cdot k_s;$$

$$m_{NO_2} = Q \cdot P \cdot N,$$

де Q – добова продуктивність доменної печі, т/доб., P – витрати коксу на одну тунну виплавленого чавуну, т/т (у цій лабораторній роботі рекомендується прийняти $P = 0,5$ т/т); C – вміст вуглецю у коксі, % (рекомендується прийняти $C = 85\%$); S – вміст сірки у коксі, %; k_s – частка сірки, яка згоряє у доменній печі (приймається $k_s = 0,15$); N – кількість діоксиду азоту NO_2 , який утворюється при згорянні 1 т коксу (приймається $N = 0,01$).

У формулах для визначення кількості вуглекислого газу та діоксиду сірки враховані атомні маси відповідних елементів та їхні співвідношення.

Визначити об'єм вуглекислого газу, який утворюється протягом доби:

$$V_{CO_2} = 10^3 \cdot m_{CO_2} / \rho_{CO_2}, \text{ м}^3/\text{доб.},$$

де ρ_{CO_2} – густина вуглекислого газу, кг/м^3 ($\rho_{\text{CO}_2} = 1,98 \text{ кг/м}^3$).

1.3.3 Визначити добовий об'єм повітря, забруднений оксидами сірки та азоту до гранично допустимої концентрації (ГДК):

$$V=10^9 \cdot m_i / \Pi_i, \text{ м}^3/\text{доб.},$$

де m_i – маса діоксидів (сірки або азоту), що утворюються протягом доби, т/доб.; Π_i – гранично допустима концентрація відповідного газу (приймається $\Pi_{\text{SO}_2} = 0,05 \text{ мг/м}^3$; $\Pi_{\text{NO}_2} = 0,05 \text{ мг/м}^3$).

1.3.4 Порівняти результати розрахунків кількості викидів шкідливих газів, визначених різними підгрупами для різних умов роботи доменної печі, та зробити відповідні висновки.

1.4 Зміст звіту

1.4.1 Описати призначення доменної печі, роль коксу при варінні доменного чавуну.

1.4.2 Назвати шкідливі гази, які утворюються при роботі доменної печі та причини їх утворення.

1.4.3 Записати вихідні дані індивідуального завдання.

1.4.4 Визначити кількість вуглекислого газу, діоксидів сірки та азоту, яка утворюється протягом доби, а також об'єми повітря, забруднені ними.

1.4.5 За даними декількох груп побудувати графіки залежності обсягу викидів шкідливих газів від продуктивності доменної печі та якості коксу.

1.4.6 Аналізуючи графіки, зробити висновки про вплив продуктивності доменної печі та вмісту сірки у коксі на величину шкідливих викидів та дати рекомендації щодо їх зменшення.

1.5 Контрольні запитання

1.5.1 Яке призначення доменної печі?

1.5.2 Яке паливо використовується у доменній печі? Який його склад?

1.5.3 Які гази викидаються з доменної печі у доквілля?

1.5.4 Як гази, що викидаються з доменної печі, впливають на доквілля?

1.5.5 Якими шляхами можна зменшити шкідливі викиди доменної печі?

2 ЛАБОРАТОРНА РОБОТА №2. АНАЛІЗ ЕНЕРГОЄМНОСТІ РІЗНИХ СПОСОБІВ ВИРОБНИЦТВА СТАЛІ

2.1 Мета роботи

Проаналізувати енергоємність різних способів виробництва сталі у залежності від виду технологічного процесу та складу вихідної шихти.

2.2 Загальні відомості

Металургія – один з найбільш енергоємних процесів. Тому сумарні витрати енергії і характер її використання на одиницю продукції можуть слугувати інтегральною характеристикою основних економічних витрат на виробництво чавуну, сталі та інших металів. Вони відбивають витрати енергії, як у власне технологічному процесі виробництва металу, так і на всіх попередніх стадіях виробництва, включаючи видобування, перероблення та транспортування енергоресурсів (природний газ, вугілля та ін.) та сировини (руда, флюси, рідкий чавун, вогнетриви та ін.).

Основні способи виробництва сталі: у кисневих конвертерах, мартенівських та електродугових печах – відрізняються за енергоємністю (тобто за сумарними витратами на виробництво) та якістю виготовленої сталі. У той же час навіть у межах одного способу виробництва сталі зміни складу вихідних матеріалів (шихти) дозволяють змінити як витрати на готову продукцію (її собівартість), так і якість виготовленої сталі. Виконання цієї лабораторної роботи дає можливість виявити, які технологічні процеси є сучасними та економічними для виробництва сталі.

Киснево-конвертерний процес – це варіння сталі з **рідкого чавуну** в конвертері з основною футеровкою шляхом продування киснем зверху через водоохолоджувану фурму. Цей метод має ряд переваг: висока продуктивність виробництва (до 400...500 т/год.); низькі капітальні витрати на будівництво конвертерного цеху; можливість автоматизації виробництва.

У кисневих конвертерах можна переробляти рідкий чавун будь-якого хімічного складу. Завдяки використанню чистого кисню теплоти окиснення вуглецю, марганцю, фосфору, які містяться у чавуні, з надлишком вистачає для нагрівання рідкого металу до температури, необхідної для перебігу основних фізико-хімічних процесів варіння сталі. Надлишок тепла дозволяє переробити у конвертері певну кількість металобрухту (до 25 % від маси чавуну).

У кисневих конвертерах варять низьковуглецеві конструкційні якісні сталі. Введення у сталі легуючих елементів під час варіння у конвертері ускладнено у зв'язку з окиснювальною атмосферою та з порівняно швидким окисненням легуючих елементів у рідкому металі. Тому вміст легуючих елементів у таких сталях не перевищує 2...3 %.

Щоб збільшити частку металобрухту (до 100 %) у шихті, яка переробляється у конвертерах, використовують **киснево-паливний процес**. Він здійснюється у конвертерах комбінованого дуття. Інтенсивне нагрівання і **плавлення твердої шихти** здійснюються за рахунок того, що в конвертер через бічні пальники надходить природний газ. Його згоряння, а також часткове допалювання оксиду вуглецю в конвертері й дають необхідну додаткову кількість тепла.

Мартенівський процес ведуть на поду полуменевої регенеративної відображальної печі. Піч спочатку завантажують шихтою (**рідкий чавун і металобрухт**, також руда, феросплави та ін.), яка потім під дією витягнутого факелу полум'я поступово плавиться. Після розплавлення у металеву ванну додають різноманітні добавки, щоб отримати сталь потрібного хімічного складу.

Варіння сталі триває 6...8 годин. За цей час можна відкоригувати її хімічний склад. Тому у мартенівських печах виготовляють сталі будь-якого хімічного складу, у тому числі й леговані. Але продуктивність мартенівських печей становить 40...80 т/год; тобто у 6...10 разів нижче, ніж у кисневих конвертерах. Їхнє будівництво та експлуатація вимагають великих капітальних витрат, тому нові мартенівські печі зараз не будуються.

У залежності від співвідношення вихідних компонентів у шихті мартенівської печі (рідкого чавуну і твердої завалки) розрізняють скрап-рудний процес і скрап-процес виробництва сталі.

Мартенівський скрап-рудний процес використовується тоді, коли до складу заводу входять доменний, мартенівський і прокатний цехи. Це дозволяє постачати доменний чавун у мартенівський цех

безпосередньо у рідкому стані. Шихта при цьому складається на 50...70 % з рідкого чавуну, а решта – скрап (відходи власного металургійного виробництва) і металобрухт. Вміст вуглецю в сталі при скрап-рудному процесі регулюється введенням у завалку невеликої кількості залізної руди. Найчастіше частка залізної руди становить 12...16 % від маси металеві шихти. Зі збільшенням вмісту руди у шихті вміст вуглецю у розплаві зменшується. Мартенівський скрап-рудний процес здійснюється у великих печах (до 500 т) із застосуванням кисневого дуття для інтенсифікації фізико-хімічних процесів варіння сталі.

При **скрап-процесі** у складі шихти переважає скрап. Невелика кількість чавуну надходить до завалки також у твердому стані. Співвідношення між кількістю скрапу і чавуну у шихті визначається їхнім хімічним складом, окиснювальною здатністю печі та хімічним складом сталі, що виготовляється. Кількість вуглецю у сталі визначає кількість чавуну у шихті. Якщо кількість чавуну недостатня, необхідну додаткову кількість вуглецю вводять за допомогою карбонізаторів (вугілля, кокс, електродний бій та ін.). Скрап-процес реалізується у печах середнього розміру (150...250 т) без застосування кисню.

При **електродуговому процесі** джерелом тепла є дуга, яка горить між електродами або між електродами й металеві завалкою печі. Регулюючи електричні параметри дуги, можна істотно впливати на хід процесу сталеваріння. Як шихту завантажують **металобрухт**, у тому числі й з легованих відходів. При необхідності окиснювання надлишкового вуглецю та інших домішок у піч додають залізну руду або кисень. В електродуговій печі можна створити також ізольовану інертну або відновлювальну атмосферу при варінні високолегованих сталей високої якості. Електродугові печі мають продуктивність 80...120 т/год.

В електродугових печах можна варити сталь і сплави будь-якого хімічного складу з мінімальним вмістом шкідливих домішок, неметалевих включень тощо. Тому високолеговані інструментальні, нержавіючі, жаростійкі та жароміцні сталі і сплави відповідального призначення варять лише в електродугових печах.

Щоб уникнути забруднення сталі небажаними легуючими елементами, зараз для виробництва вуглецевих сталей високої чистоти у шихту електродугових печей додають до 80 % **металізованих**

окатків. Металізовані окатки виготовляють із залізної руди прямим відновленням за допомогою газів-відновлювачів. Вони містять до 90 % чистого заліза без домішок вуглецю, сірки, фосфору та інших елементів, які є неусуненими при відновленні руди у доменній печі. Металізовані окатки коштують досить дорого.

У лабораторній роботі аналізується сім технологічних процесів:

– киснево-конвертерний процес, в якому вся шихта складається з рідкого чавуну;

– киснево-паливний процес, у шихті якого 50 % рідкого чавуну і 50 % твердого металобрухту;

– киснево-паливний процес, в якому вся шихта складається з твердого металобрухту;

– мартенівський скрап-рудний процес з часткою металобрухту у шихті 45 %;

– мартенівський скрап-процес, в якому використовується 100 % металобрухту;

– електродуговий процес, в якому використовується 100% металобрухту;

– електродуговий процес, у шихті якого 25% металобрухту і 75 % металізованих окатків.

Склад шихти, витрати електроенергії й інших допоміжних матеріалів для кожного технологічного процесу, а також питома енергоємність виробництва кожного компоненту наведені у табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Склад шихти для виробництва 1 т вуглецевої сталі і питома енергоємність компонентів

Компоненти шихти і матеріали, що витрачаються	Питома енергоємність E_i МДж/од.	Витрати матеріалів m_i , од., за варіантами технологічних процесів						
		1	2	3	4	5	6	7
Чавун, кг	23,8	1280	605	–	597	–	–	–
Металобрухт, кг	0,2	–	495	1093	489	1080	1064	300
Металізовані окатки, кг	14,0	–	–	–	–	–	–	900
Феросплави, кг	62,7	15	15	15	15	15	15	15
Кокс, кг	40,4	–	–	–	–	30	6	–
Антрацит, кг	31,0	–	14	85	–	–	–	–
Мазут, кг	41,0	–	–	–	20	50	–	–
Природний газ, м ³	37,6	–	11	37	50	130	–	–
Електроди, кг	186,0	–	–	–	–	–	4,7	7,0
Кисень, м ³	5,8	52	82	115	40	–	25	12
Вогнетриви, кг	16,5	5	6	10	11	15	12,3	16,5
Вапно, кг	5,4	80	70	70	10	10	70	70
Електроенергія, кВт*год.	11,25	–	–	–	–	–	540	665

2.3 Порядок виконання лабораторної роботи

2.3.1 Групу поділити на сім підгруп. Кожній підгрупі за вказівкою викладача проаналізувати один з зазначених процесів виробництва сталі.

2.3.2 Кожній підгрупі за одержаним завданням з табл. 2.1 вписати кількість компонентів шихти та інших матеріалів, необхідних для даного технологічного процесу, а також питому енергоємність виробництва E_i , кожного з них.

2.3.3 Визначити витрати енергії по кожному компоненту $m_i \cdot E_i$, підсумовуючи витрати первинної енергії на виробництво 1 т вуглецевої сталі за заданою технологією:

$$E = \sum_{i=1}^n E_i \cdot m_i.$$

Розрахунки звести у табл. 2.2.

2.3.4 За даними різних підгруп порівняти витрати первинної енергії на виробництво 1 т вуглецевої сталі за різними технологічними процесами, звівши результати підрахунків різних підгруп у табл. 2.3.

Таблиця 2.2 – Енергетичні витрати за технологічним процесом

№№ п.п.	Компоненти шихти і матеріали, що витрачаються	Питома енергоємність E_i , МДж/од.	Витрати вихідних матеріалів m_i , од.	Витрати енергії по компоненту $E_i m_i$
			$E = \sum_{i=1}^n E_i \cdot m_i$	

Таблиця 2.3 – Витрати первинної енергії на виробництво 1 т вуглецевої сталі

Варіант	Вид технологічного процесу	Витрати первинної енергії E_i , МДж/т
1	Киснево-конвертерний, 100 % рідкого чавуну	
2	Киснево-паливний, 50% металобрухту	
3	Киснево-паливний, 100 % металобрухту	
4	Мартенівський скрап-рудний, 45 % металобрухту	
5	Мартенівський скрап-процес, 100 % металобрухту	
6	Електродуговий, 100 % металобрухту	
7	Електродуговий, 25 % металобрухту, 75 % металізованих окатків	

2.4 Зміст звіту

2.4.1 Коротко описати технологічний процес виробництва сталі згідно з отриманим завданням; його особливості і недоліки, область застосування.

2.4.2 У таблицю 2.3 записати кількість кожного компонента t_i , питому енергоємність їх виробництва E_i згідно з технологічним процесом, що аналізується. Провести розрахунки енергетичних витрат на виробництво 1 т сталі за заданим варіантом технологічного процесу.

2.4.3 У таблиці 2.4 навести результати підрахунків енергетичних витрат різних підгруп.

2.4.4 За даними табл. 2.3 порівняти енергетичні витрати за різними технологічними процесами, а також проаналізувати вплив змін у складі шихти на енергоємність виробництва 1 т сталі.

2.4.5 Зробити висновки про переваги і недоліки проаналізованих технологічних процесів і вплив кількості металобрухту на собівартість 1 т вуглецевої сталі.

2.5 Контрольні запитання

2.5.1 Назвіть основні способи виробництва сталі.

2.5.2 Які основні види шихти можуть використовуватися при виробництві?

2.5.3 У чому суть киснево-конвертерного процесу?

2.5.4 Який процес називається киснево-паливним?

2.5.5 Чим відрізняються мартенівські скрап-рудний і скрап-процеси?

2.5.6 Як виробляють сталь в електродугових печах?

3 ЛАБОРАТОРНА РОБОТА №3. ЕЛЕКТРОТЕРМІЧНИЙ СПОСІБ ВИРОБНИЦТВА АЛЮМІНІЄВИХ СПЛАВІВ

3.1 Мета роботи

Вивчити спосіб електротермічного виробництва алюмінієво-силіцієвих сплавів та розрахувати шихту для виплавляння первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву.

3.2 Загальні відомості

На Дніпровському ордена Леніна алюмінієвому заводі імені С.М. Кірова (нині ВАТ «Запорізький виробничий алюмінієвий комбінат» – ВАТ «ЗАЛК») у 1934 р. вперше у світовій практиці впроваджено промисловий спосіб отримання алюмінієво-силіцієвих сплавів прямим відновленням природних алюмосилікатів вуглецем у потужних руднотермічних електропечах. Спосіб електротермічного виробництва алюмінієво-силіцієвих сплавів розроблено Всесоюзним науково-дослідним і проектним інститутом алюмінієвої, магнієвої та електродної промисловості (ВАМІ) і значно удосконалено на ВАТ «ЗАЛК». 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.

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

Сировиною для виплавляння сплавів (силікоалюмінію) є руди, що містять одночасно глинозем Al_2O_3 і кремнезем SiO_2 : каоліни ($Al_2O_3 \cdot x \cdot 2SiO_2 - 2H_2O$), кіаніти ($Al_2O_3 \cdot SiO_2$), дистенсиліманіти ($Al_2O_3 \cdot SiO_2$), низькозалізні боксити, різні алюмосилікати.

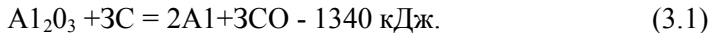
Переваги цього способу порівняно зі способом сплавляння електролітичного алюмінію з кристалічним силіцієм такі:

- із застосуванням способу усувається протиріччя між значною поширеністю алюмінію в природі і практичною обмеженістю застосування його сировини для промислової переробки;

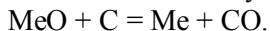
- сучасна руднотермічна піч (потужність 22,5 МВт) еквівалентна за потужністю 20 – 30 великим електролізерам. Оскільки електролізери працюють на низькій напрузі (5В), потужності їх дуже незначні (не більш як 1,3 МВт). Введення в дію великої кількості електролізерів пов'язане зі значними капітальними затратами та втратами енергії на численних контактах, електродах і шинопроводах. Крім того, за електротермічного способу виключаються втрати на перетворення струму, а також витрати на інші види енергії (пара, паливо), на виробництво глинозему та кріоліту.

Добова продуктивність за алюмінієм на 1 м² череня електролізера становить близько 40 – 50 кг, у потужній електропечі – 1400 кг/(м²× добу) алюмінієво-силіцієвого сплаву (900 кг у перерахунку на алюміній).

Реакцію відновлення оксиду алюмінію вуглецем можна виразити рівнянням



У загальному вигляді відновлення відбувається за рівнянням



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

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:



При відновленні чистого глинозему вуглецем утворюється суміш металевого алюмінію, карбіду алюмінію, глинозему і вуглецю, що являє собою в'язкий продукт (через велику кількість твердих включень Al₄C₃ і Al₂O₃). Зазначені труднощі можуть бути майже

цілком усунути, якщо процес проводити за наявності достатньої кількості будь-якого високо-киплячого матеріалу, що утворює сплав з алюмінієм (наприклад, залізо (3200 °C), силіцій (2600 °C), мідь (2600 °C)). У такому разі алюміній у момент відновлення розчиняється в цьому металі, утворивши з ним сплав.

Під час отримання алюмінієво-силіцієвих сплавів крім глинозему Al_2O_3 відновлюється кремнезем SiO_2 . Процес цей відбувається легше, ніж відновлення Al_2O_3 , завдяки нижчій температурі відновлення SiO_2 (близько 1500 °C), далекій від температури кипіння (2440 °C), і нерозчинності карбіду SiC в силіції, а також силіцію і карбіду SiC у кремнеземі.

При відновленні SiO_2 залежно від температурних умов можуть відбуватися такі реакції:



Для перебігу другої реакції потрібно більше теплоти, ніж для першої.

Відновлений силіцій розчиняє алюміній при його відновленні, не розчиняючи при цьому неметалеві сполуки (Al_4C_3 і Al_2O_3), і тим самим виводить метал із зони реакції.

З підвищенням концентрації алюмінію в алюмінієво-силіцієвому сплаві збільшується імовірність утворення Al_4C_3 .

Чистий металевий сплав утворюватиметься лише до відомої межі вмісту алюмінію (70 – 72 % алюмінію в сплаві) внаслідок перебігу реакції взаємодії карбіду алюмінію і кремнезему:



Як впливає з рівняння реакції, при таких відношеннях Al_4C_3 і SiO_2 утвориться сплав, що містить 72 % Al і 28 % Si, що і визначає межу вмісту алюмінію, вільного від карбіду, якої можна досягти в сплаві.

Електротермічний спосіб отримання конструкційних ливарних алюмінієвих сплавів складається з трьох основних стадій:

- підготовка сировини і готування шихти;
- пряме безшлакове відновлення природних алюмосилікатів у руднотермічній електропечі для отримання первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву;
- переробка первинного сплаву на марочні ливарні алюмінієві сплави.

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

Вимоги до сировини різні залежно від призначення отриманого сплаву. Найважливіша домішка, на яку слід звертати увагу, – залізо.

Вміст заліза має бути мінімальним, якщо сплав надалі використовують для приготування конструкційного сплаву. Значна кількість заліза допустима, якщо сплав призначений для розкислення.

Головна вимога до сировини – високий вміст оксиду алюмінію (53 – 58 %) і низький вміст оксидів заліза, титану, кальцію та лужних металів.

Як відновник застосовують різні види вуглецевих матеріалів: деревне вугілля, торф'яний або нафтовий кокс, малозольне вугілля.

Для успішного проведення процесу відновлення необхідне тісне змішування основних компонентів шихти що досягається подрібненням вихідних матеріалів до крупності приблизно 0,1 мм і брикетуванням шихти. Для отримання досить міцних брикетів застосовують в'язуче (сульфітно-спиртову барду).

Достатня міцність брикетів (окотків) зумовлюється:

а) пластичністю, пористістю і поверхневими властивостями речовин, що брикетуються; б) технологією брикетування (ступінь подрібнення, вид і кількість в'язучого, спосіб перемішування, тиск при пресуванні, сушіння брикетів).

Підготовка шихти для виплавляння алюмінієво-силіцієвих сплавів складається з таких процесів:

– тонке подрібнення сировини і відновника до розміру 0,1 мм у кульових млинах;

– дозування сировини й відновника;

– сухе змішування у змішувачах;

– зволоження (водою або розчином в'язучого) та змішування шихти;

– брикетування у вальцьових пресах (тиск 20 МПа);

– сушіння на конвеєрних сушилах (за температури до 230 °С).

Для розрахунку шихти зазвичай приймають такі умови:

– витрата вуглецю, необхідна на відновлення оксидів алюмінію, силіцію, феруму, титану, кальцію і магнію до металів (враховується вміст оксидів не тільки у вихідній сировині, а й у золі відновника);

– відновник – тільки нелеткий вуглець. Залежно від виду відновника вводять коефіцієнт, який або дещо збільшує кількість відновника (для деревного вугілля – 1,03), або зменшує його (для кам'яного вугілля – 0,94).

Дозування компонентів шихти проводять залежно від заданого складу отриманого сплаву, причому вважається, що процес безшлаковий. Якщо у вихідній сировині є дефіцит оксиду алюмінію, то в шихту вводять розрахункову кількість глинозему чи іншої глиноземвмісної сировини.

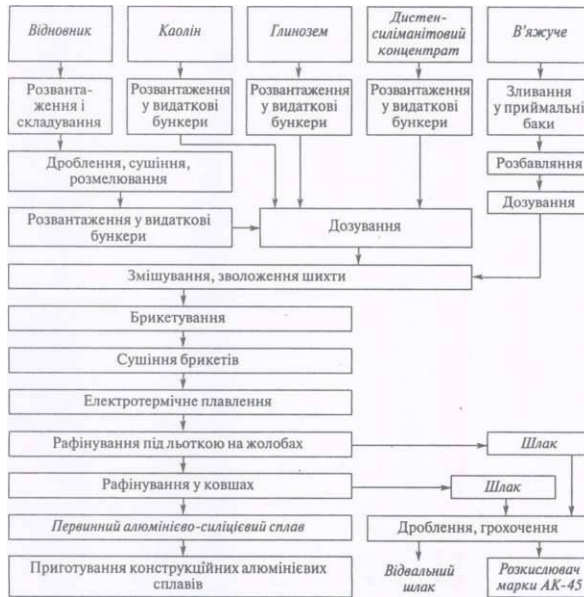


Рисунок. 3.1 – Технологічна схема виробництва первинного алюмінієво-силіційового сплаву

Приклад. Розрахувати шихту для виплавляння первинного алюмінієво-силіційового сплаву. При розрахунку прийняти, що відновлення всіх оксидів шихти відбувається за рахунок твердого вуглецю. Видобування алюмінію із шихти (каоліну і глинозему) дорівнює 80 %; видобування силіцію із шихти (каоліну) – 75%.

Вихідні дані:

– розрахунковий вміст алюмінію в сплаві із шихти становить 60,7 %;

– дозування вуглецю (від теоретично необхідної кількості для відновлення оксидів шихти) становить 94 %;

– склад відновників за твердим вуглецем $C_{ТВ}$: 68 % газового вугілля і 32 % нафтового коксу;

– добавка сульфїтного лугу становить 5,5 % маси сухих компонентів шихти;

– вологість шихти дорівнює 15 %.

Склад шихтових матеріалів:

а) відновники:

1) газове вугілля містить, %: золи – 3,98; летких – 33,4; загального вуглецю – 78,8; інших компонентів – 1,2;

2) нафтовий кокс містить, %: золи – 0,35; летких – 8,0; загального вуглецю – 94,9; в.п.п. (втрати при прожарюванні) – 13,5;

б) каолін містить, %: SiO_2 – 47,5; Al_2O_3 – 37,5;

в) глинозем містить, %: Al_2O_3 – 98,8; інших компонентів – 1,2.

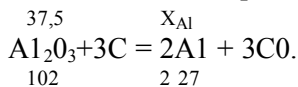
Розв'язання.

Розрахунок складаємо на 100 кг каоліну.

1. Розраховуємо склад первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву.

До складу сплаву 100 кг каоліну внесуть:

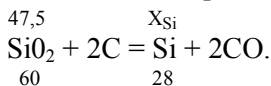
а) алюмінію при його відновленні за реакцією (3.1)



Звідси $x_{Al} = 37,5 \cdot 2 \cdot 27 / 102 = 19,85$ кг, або з урахуванням видобування алюмінію

$$19,85 \cdot 0,80 = 15,88 \text{ кг};$$

б) силіцію при його відновленні за реакцією (3.4)



Звідси $x_{Si} = 47,5 \cdot 28 / 60 = 22,17$ кг.

З урахуванням видобування у сплав перейде силіцію

$$22,17 \cdot 0,75 = 16,63 \text{ кг}.$$

Відношення кількостей алюмінію і силіцію, внесених каоліном у сплав, становить $15,88 : 16,63 = 0,95$.

Задане в металі відношення алюмінію до силіцію має становити $60,7/36,0 = 1,69$. Нестача у сплаві алюмінію буде компенсована глиноземом:

$$16,63 \cdot 1,69 / 0,95 = 29,58 \text{ кг алюмінію.}$$

Отже, буде потрібно $29,58 : 0,988 = 29,94$ кг глинозему.

2. Розраховуємо витрату відновника.

Вміст твердого вуглецю у відновниках визначаємо за формулою

$$C_{\text{ТВ}} = 100 - 1,3 \cdot A_{\text{C}} - V_{\text{Г}},$$

де 1,3 — коефіцієнт, що враховує витрату нелеткого вуглецю на відновлення оксидів золи; A_{C} — масова частка золи у вугіллі, %; $V_{\text{Г}}$ — вихід летких на суху масу, %.

Тоді масова частка твердого вуглецю в газовому вугіллі становитиме

$$C_{\text{ТВ,Г}} = 100 - 1,3 \cdot 3,98 - 33,40 = 61,43\%.$$

Масова частка твердого вуглецю в нафтовому коксі становить

$$C_{\text{ТВ,НК}} = 100 - 1,3 \cdot 0,35 - 8,00 = 91,55\%.$$

На 100 кг каоліну буде потрібно вуглецю:

а) для відновлення алюмінію за реакцією (2.1)

$$x_1 = 19,85 \cdot 3 \cdot 12 / (2 \cdot 27) = 13,23 \text{ кг};$$

б) для відновлення силіцію за реакцією (2.4)

$$x_2 = 22,17 \cdot 2 \cdot 12 / 28 = 19,00 \text{ кг.}$$

Для відновлення алюмінію з глинозему за реакцією (2.1) потрібно відновника

$$x_3 = 29,58 \cdot 3 \cdot 12 / (2 \cdot 27) = 19,72 \text{ кг.}$$

Усього буде потрібно вуглецю

$$13,23 + 19,00 + 19,72 = 51,95 \text{ кг}$$

або $51,95 \cdot 0,94 = 48,83$ кг нелеткого вуглецю,

в тому числі з газового вугілля $48,83 \cdot 0,68 = 33,20$ кг,

з нафтококсу $48,83 \cdot 0,32 = 15,63$ кг.

Тоді буде потрібно:

газового вугілля $33,20 : 0,6143 = 54,04$ кг,

нафтококсу $15,63 : 0,9155 = 17,07$ кг.

3. Розраховуємо кількість в'язучого. Кількість сухого сульфітного луку становить

$$(100,00 + 29,94 + 54,04 + 17,07) \cdot 5,5 / 100 = 11,06 \text{ кг.}$$

Отже, суха шихта містить 100 кг каоліну, 29,94 кг глинозему, 54,04 кг газового вугілля, 17,07 кг нафтококсу. Загальна маса сухих матеріалів дорівнює

$$100,00 + 29,94 + 54,04 + 17,07 + 11,06 = 212,11 \text{ кг.}$$

Кількість вологи в шихті становить

$$x_{\text{в}} = 212,1 \cdot 15/85 = 37,43 \text{ кг.}$$

Отже, загальна кількість розчиненого сульфітного лугу дорівнює

$$11,06 + 37,43 = 48,49 \text{ кг.}$$

Результати розрахунків складу шихти заносимо у табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Склад шихти для виплавляння первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву

Компонент	Кількість	
	кг	%
Каолін	100,00	40,07
Глинозем	29,94	12,00
Газове вугілля	59,04	21,66
Нафтовий кокс	17,07	6,84
Сульфітно-спиртова барда	48,49	19,43
Усього	249,54	100,00

3.3 Порядок виконання лабораторної роботи

3.3.1 Вивчити спосіб електротермічного виробництва алюмінієво-силіцієвих сплавів.

3.3.2 Кожній підгрупі за завданням, даним викладачем, розрахувати кількість компонентів шихти та інших матеріалів, необхідних для даного технологічного процесу.

3.4 Зміст звіту

3.4.1 Коротко описати технологічний процес виробництва первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву.

3.4.2 Навести розрахунок складу шихти для виплавляння первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву, результати підрахунків надати у вигляді таблиці.

3.5 Контрольні запитання

3.5.1 Чим відрізняється спосіб електротермічного виробництва алюмінієво-силіцієвих сплавів від електролітичного?

3.5.2 За якими реакціями відбувається виробництво алюмінієво-силіцієвих сплавів?

3.5.3 Які основні стадії електротермічного способу отримання алюмінієвих сплавів?

3.5.4 З яких процесів складається підготовка шихти для виплавляння алюмінієво-силіцієвих сплавів?

3.5.5 Чим відрізняються різні типи руднотермічних печей?

3.5.6 Яке улаштування має руднотермічна піч?

4 ЛАБОРАТОРНА РОБОТА №4. ВИВЧЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ВИРОБНИЦТВА ЕЛЕКТРИЧНИХ АПАРАТІВ

4.1 Мета роботи

Вивчення технологічних процесів виробництва електричних апаратів, їх деталей та вузлів, обладнання та оснастки, яка застосовується.

4.2 Загальні відомості

Електроапаратобудування є галуззю загального машинобудування з технологією близькою до електромашинобудування, але зі своїми специфічними особливостями. Ці особливості полягають в тому, що електроапаратобудування крім технології металів, як конструкційних матеріалів, містить в собі технологію металів-провідників з електроізоляцією і без неї, а також технологію магнітних та електроізоляційних матеріалів.

Це технологічні процеси загального машинобудування (чорне та кольорове виливання, кування, всі види механічної обробки та зварювання, паяння, штампування, термообробка, гальванопокриття, складання, фарбування), а також притаманні тільки електротехнічним виробам (холодне листове штампування електротехнічної сталі, лакування її листів, складання магнітопроводів, намотка та просякання обмоток та котушок). Від якості виконання цих процесів залежать технічні показники електричних апаратів, їх надійність та довговічність.

Матеріали для виготовлення електричних апаратів дуже різноманітні: обмоточна електротехнічна мідь, листова електротехнічна сталь, просякаючі лаки та компаунди, покривні емалі та електроізоляційні матеріали (папір, картон, лакотканина, склолакотканина, лавсанові плівки та стрічки, шаруваті пластики, пластмаси, слюда, азбест).

Особливістю виготовлення електричних апаратів є також багатонаменклатурність випускаємих виробів.

Технологічний процес – це частина виробничого процесу, яка містить в собі послідовну зміну розмірів, форми, зовнішнього виду або внутрішніх властивостей предмета виробництва та їх контроль.

Технологічна операція – це закінчена частина технологічного процесу, яка виконується на одному робочому місці.

Обладнання – це пристрої або механізми, на яких виконуються основні або допоміжні операції з виготовлення виробів.

Оснащення – змінна частина обладнання, пристрої для надійного закріплення, правильного розташування або контролю інструментів або деталей.

4.3 Порядок виконання лабораторної роботи

4.3.1 Вивчити технологічні процеси в електроапаратобудуванні в послідовності та за літературою, наведеними нижче (зміст процесу задається викладачем).

4.3.2 Навести основні технологічні операції, з яких складаються вивчені технологічні процеси.

4.3.3 Надати опис основного обладнання та оснащення, які застосовуються в вивчених технологічних процесах.

4.4 Зміст технологічних процесів

4.4.1 Механічна обробка матеріалів та деталей електричних апаратів. [2], с. 15...81; [3], с. 114...137, 163...200.

4.4.1.1 Різка заготованок із профільного прокату, відрізні верстати. Різка заготованок із листового прокату (гільйотинні ножиці, плазмово-дугова різка, газолазерна різка).

4.4.1.2 Виливання в піщано-глинисті та оболонкові форми. Виливання в металеві форми (під тиском, з противотиском). Відцентрове виливання. Виливання за витоплюваними моделями.

4.4.1.3 Виготовлення заготованок тиском. Вільне кування та застосовуване обладнання. Основні операції кування. Гаряче об'ємне штампування та застосовуване обладнання. Виготовлення заготованок та деталей методами порошкової металургії, основи технології, переваги.

4.4.1.4 Холодне листове штампування, галузь застосовування, основи технології.

4.4.1.5 Типові методи обробки деталей різанням. Основні поняття та визначення.

4.4.2 Технологія виготовлення пружин. [2], с. 82...91; [3], с. 200...210.

4.4.2.1 Значення пружин в електроапаратобудуванні. Матеріали, які використовуються при виготовленні пружин, їх властивості та галузь застосовування.

4.4.2.2 Виготовлення витих циліндричних пружин.

4.4.2.3 Виготовлення спіральних стрічкових пружин.

4.4.2.4 Виготовлення плоских листових пружин.

4.4.3 Технологія виготовлення магнітопроводів і котушок. [2], с. 34...37, 138...167; [3], с. 210...267, 280...303.

4.4.3.1 Застосовування магнітопроводів в електроапаратобудуванні. Види магнітопроводів, основні вимоги до магнітопроводів. Матеріали для виготовлення магнітопроводів.

4.4.3.2 Технологія виготовлення суцільних (не шихтованих) магнітопроводів (для електромагнітів постійного струму) із листового та круглого прокату.

4.4.3.3 Технологія виготовлення шихтованих пластинчастих магнітопроводів. Особливості процесу штампування пластин.

4.4.3.4 Технологія виготовлення пресованих магнітопроводів.

4.4.3.5 Технологія виготовлення постійних магнітів.

4.4.3.6 Технологія виготовлення котушок.

4.4.3.7 Класифікація та конструктивні виконання котушок. Основні вимоги до котушок.

4.4.4 Технологія виготовлення струмоведучих деталей, контактів та контактних матеріалів. [1], с. 172...224; [2], с. 104...115; [3], с. 210...228.

4.4.4.1 Технологія виготовлення струмоведучих з'єднань. Конструктивні форми та матеріали.

4.4.4.2 Технологія виготовлення контактів. Конструктивно-технологічна класифікація контактів і контакт-деталей.

4.4.4.3 Виготовлення контактів методами порошкової металургії.

4.4.4.4 Технологія виробництва комутуючих контактів із дугостійких композицій.

4.4.4.5 Технологія кріплення контактних накладок до основин контактів.

4.4.5 Технологія виготовлення електроізоляційних та керамічних деталей. [1], с. 254...287; [2], с. 129...137, 168...175; [3], с. 303...373.

4.4.5.1 Основи технології переробки пластмас в вироби. Стисла характеристика пластмас, основні компоненти. Термореактивні та термопластичні пластмаси.

4.4.5.2 Виробництво деталей із термореактивних пластмас.

4.4.5.3 Виробництво деталей із термопластичних пластмас.

4.4.5.4 Виробництво деталей із шаруватих пластиків.

4.4.5.5 Полімерні ізоляційні матеріали. Технологія виробництва склопластикових профілів методом безперервного протягування.

4.4.5.6 Виробництво виливної епоксидної ізоляції. Види та властивості виливної ізоляції в електричних апаратах. Обладнання та оснащення для виготовлення виливної ізоляції. Технологія епоксидного виливання.

4.4.5.7 Виготовлення деталей апаратів із кераміки. Види кераміки.

4.4.5.8 Основні операції типового технологічного процесу виготовлення деталей із кераміки.

4.4.6 Технологія виготовлення резисторів. [3], с. 268...280.

4.4.6.1 Галузі застосування резисторів в електроапаратобудуванні. Класифікація елементів резисторів за конструктивно-технологічними ознаками. Застосовувані матеріали та їх характеристики.

4.4.6.2 Технологія дротяних та стрічкових безкаркасних елементів резисторів.

4.4.6.3 Виготовлення зигзагоподібних елементів резисторів.

4.4.6.4 Технологія дротяних та стрічкових елементів резисторів на жорсткому каркасі.

4.4.6.5 Технологія штампованих елементів резисторів.

4.4.6.6 Технологія чавунних елементів резисторів.

4.4.7 Технологія захисних покриттів. [2], с. 116...128; [3], с. 373...396.

4.4.7.1 Підготовка поверхонь деталей до нанесення покриття (механічна, хімічна та електрохімічна обробка).

4.4.7.2 Технологія гальванічних покриттів.

4.4.7.3 Технологія хімічних покриттів.

4.4.7.4 Технологія лакофарбних покриттів.

4.5 Література

4.5.1 Література основна

1. Технология электроаппаратостроения. / Под ред. Ю. А. Филиппова. – Л.: Энергоатомиздат, 1987. – 360 с.

2. Зайцев И. В. Технология электроаппаратостроения. – М.: Высшая школа, 1982. – 215 с.

3. Сахаров П. В., Селянин В. И. Технология и оборудование производства электрических аппаратов. – М.: Энергия, 1972. – 464 с.

4. Селянин В. И. Технология и оборудование производства электрической аппаратуры. – М.: Энергия, 1980. – 315 с.

4.5.2 Література додаткова

1. Волков В. А. Совершенствование частотного пуска гидроагрегата гидроаккумулирующей электростанции в насосном режиме / В. А. Волков, Д. В. Довбищук // Електротехніка та електроенергетика. - 2015. - № 1. - С. 55–61.

2. Циленков Д. В. Методи та засоби зниження технічних втрат електроенергії в елементах систем електропостачання / Д. В. Циленков, П. Ю. Красовський // Електротехніка та електроенергетика. - 2015. - № 1. - С. 77–82.

3. Качан Ю. Г. Застосування просторових електричних полів задля створення теплових перешкод у камерних печах / Ю. Г. Качан, А. А. Візер, А. В. Сибір // Електротехніка та електроенергетика. - 2017. - № 1. - С. 18-23.

4. Мацуй А. М. Теоретичне і експериментальне дослідження магнітоелектричної системи, що сприймає крупність пісків односпірального класифікатора / А. М. Мацуй, В. О. Кондратець // Електротехніка та електроенергетика. - 2017. - № 2. - С. 38-49.

5. Лобов В. Й. Управління газоповітряною енергетичною установкою промислового підприємства / В. Й. Лобов, К. В. Лобова, А. В. Даць // Електротехніка та електроенергетика. - 2017. - № 2. - С. 84-95.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Плескач В. М., Волчок І. П. Технологія конструкційних матеріалів. Практикум: Навч. посібник. – Запоріжжя: Дике поле, 2007. – 168 с.

2. Нестеренко Т. М., Нестеренко О. М., Колобов Г. О., Грицай В. П. Виробництво алюмінієвих сплавів з рудної та вторинної сировини: Навч. посібник. – К.: Вища школа, 2007. – 207 с.

Додаток А

Руднотермічні печі для виплавляння первинного алюмінієво-силіцієвого сплаву

А.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 печах потужністю 16 – 22 МВт.

Первинні алюмінієво-силіцієві сплави виплавляють як у трифазних, так і в однофазних шахтних печах. Для успішного промислового виплавляння алюмінієво-силіцієвих сплавів 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.

У трифазній печі з симетричним розміщенням електродів по вершинах трикутника фази працюють неоднаково. За цих умов при переміщенні трьох електродів на різній висоті виникають порушення процесу, до яких процес плавлення особливо чутливий (нерівномірне сходження шихти, обвали під електроди, місцеві перегрівання, порушення вже сталих сусідніх зон плавлення).

Для виплавляння алюмінієво-силіцієвого сплаву однофазна піч з одним електродом (типу Міре—Перрон) має такі переваги перед трифазною:

- а) сприятливіший розподіл струму і створення однієї плавильної зони з високою концентрацією енергії;
- б) легше регулювання ходу печі;

в) успішне вирішення на потужних однофазних печах проблеми механізації й автоматизації операцій рівномірного завантаження брикетів, шурування колошника, відсмоктування газів;

г) легші умови випуску сплаву;

д) досягнення мінімального значення шихтової провідності.

Основні показники для 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 %.

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

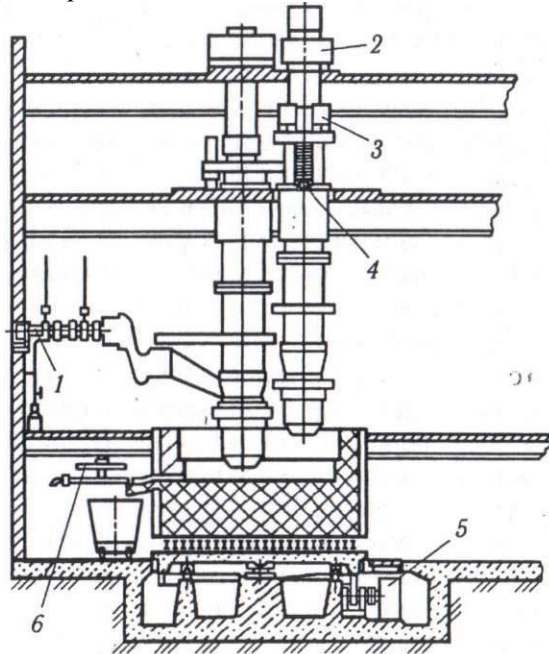
Позитивних результатів виплавляння сплавів у трифазних триелектродних печах можна досягти при забезпеченні достатнього шару шихти над реакційною зоною, який запобігає втратам алюмінію внаслідок випаровування та високій витраті електроенергії, а також при дотриманні оптимальної відстані від електрода до череня – 250 – 350 мм.

А.2 Конструкція і принцип дії руднотермічної печі

Руднотермічна піч являє собою футеровану вогнетривкою цеглою і вугільними блоками ванну (рисунок А.1). Процес ведуть так, що на бічних стінках ванни утворюється гарнісаж, який і захищає їх.

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 завантажуються 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 шік

підвісного електродотримача підведені струмоведучі шинопроводи від пічних трансформаторів.



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

Рисунок. А.1 – Руднотермічна електропіч

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 вигорання електрода, тому електрод безупинно опускається разом із кожухом, що оплавляється у ванні. Для утримання електрода є спеціальний механізм, що складається з верхнього і нижнього кільця та гідропідіймника. Кільця складаються з двох півкільць, 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 гідропідіймника 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.

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.

Важливою санітарно-гігієнічною особливістю конструкції застосовуваних руднотермічних печей є відсутність склепіння над колошником (крім надколошникового зонта) для локалізації й видалення пічних газовиділень. Бічні стінки зонта виконані у вигляді штор, а верхня частина сполучена з газоходами витяжної вентиляції.

Руднотермічні печі працюють у змішаному режимі – частина енергії виділяється в електричних дугах, частина – під час проходження струму через омичний опір шихти. Струм проходить крізь тверду шихту, що оточує електрод, шар розплавленого силікоалюмінію на черені ванни та крізь шихту на інший електрод. Для концентрації великої потужності в порівняно малому об'ємі необхідно мати шихту з високим електроопором і глибокою посадкою електродів, тобто невелику відстань від електрода до череня.

Під кожним електродом утворюється ніби окремий «тигель», але «тиглі» повинні сполучатися між собою, оскільки піч має одну льотку. Для руйнування перемичок між «тиглями» піч має механізм обертання. Однак фактично відбувається не обертання, а повільне повертання печі від деякого середнього положення то в один, то в інший бік так, що переміщення кожуха становить приблизно 400 мм від цього середнього положення.

У кожній фазі печі є знижувальний трансформатор, що використовується також для регулювання напруги. З боку низької напруги електричне коло має бути по можливості коротким для зниження індуктивного опору; напруга з низького боку має становити 130 – 170 В. Для підвищення коефіцієнта потужності ($\cos \varphi$) печі мають конденсатори для компенсації реактивної потужності, що підключаються з боку високої чи низької напруги.