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)

Кваліфікаційна робота бакалавра

рівень вищої освіти__перший (бакалаврський) рівень_____

на тему Технологічні основи виробництва олова з електролітичного брухту_

Виконав: студент _4_курсу, гр. *6.1362-м*
___Санжаров Всеволод Михайлович
(ПІБ) (підпис)
спеціальності
____*136 Металургія*_____
(шифр і назва)
спеціалізація
_____
(шифр і назва)
освітньо-професійна програма
*Металургія*__
(шифр і назва)

Керівник _Скачков В.О._____
(прізвище та ініціали) (підпис)
Рецензент _Нестеренко Т.М._____
(прізвище та ініціали) (підпис)

Запоріжжя - 2026 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 *перший (бакалаврський) рівень*

Спеціальність *136 металургія*
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма *металургія*
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри *МТЕТБ*
Ю.О. Бєлоконь

"____" _____2025 року

З А В Д А Н Н Я
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ СТУДЕНТУ

Санжарову Всеволоду Михайловичу
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи (проєкта) Технологічні основи виробництва олова з електролітичного брухту
керівник роботи (проєкту) *Скачков Віктор Олексійович, д-р. т. н., проф.*
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом вищого навчального закладу від "23" грудня 2025 року № 1831-с
2. Строк подання студентом роботи (проєкта) *28.05.2026 р.*
3. Вихідні дані до роботи (проєкта) *науково-технічна література, періодичні видання за фахом, патентний пошук.*
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)*: Пріоритетні напрями застосування оловмісних сплавів. 1.2 Сировинна база вторинного олова. 1.3 Визначення видів та параметрів олововмісної вторинної сировини. 2.1 Аналіз методів рециклінгу рудної та техногенної сировини. 2.2 Методологія технологічної переробки олововмісних відходів. 2.3 Електрохімічні та апаратурно-технологічні аспекти деметалізації лудженої вторинної сировини. 2.4 Гідрометалургійні методи переробки олов'яновмісної вторинної сировини в лужних середовищах. 3.1 Метод фазового розділення компонентів олов'яного розплаву на основі температурної залежності їх розчинності. 3.2 Методи відцентрової сепарації. 3.3 Кінетичні закономірності відцентрового рафінування стануму від феродомішок. 3.4 Процес*

відцентрового фільтрування олова з метою видалення інтерметалідних сполук миш'яку та заліза.

4. *Презентаційний матеріал 11 слайдах (на 11 сторінках)*

5. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата завдання прийняв
1 Загальні відомості про виробництво та споживання олова	*Скачков В.О., професор кафедри*	
2 Технологічні аспекти утилізації брухту та відходів радіоелектронного обладнання	*Скачков В.О., професор кафедри*	
3 Технологія та наукове обґрунтування технологій рафінування олова	*Скачков В.О., професор кафедри*	
4 Безпека життєдіяльності, охорона праці та цивільний захист у системі техногенної безпеки	*Скачков В.О., професор кафедри*	
Нормоконтроль	*Бєлоконь Ю.О., зав. кафедри*	

7. Дата видачі завдання: *01.02.2026 р.*

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	*Загальні відомості про виробництво та споживання олова*		
2	*Технологічні аспекти утилізації брухту та відходів радіоелектронного обладнання*		
3	*Технологія та наукове обґрунтування технологій рафінування олова*		
4	*Безпека життєдіяльності, охорона праці та цивільний захист у системі техногенної безпеки*		

Студент _____ *Санжаров В.М.*
(підпис) (прізвище та ініціали)

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

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до дипломної роботи: 103 с., 4 частини, 18 рисунків, 9 таблиць, 32 посилання.

ОЛОВО, БРУХТ, ОЧИЩЕННЯ, ФІЛЬТРАЦІЯ, РОЗПЛАВ, ДОМІШКИ, РАФІНУВАННЯ

Тема диплома: «Технологічні основи виробництва олова з електролітичного брухту»

Мета роботи – дослідження механізмів сепарації металобрухту, що містить олово.

Проведено аналіз процесів очищення та апаратне забезпечення очищення оловміщіючих відходів. Виконано порівняльний аналіз сучасних методів рафінування олова від гетерогенних домішок. Визначено оптимальні технологічні схеми та апаратні комплекси, що забезпечують максимальний ступінь чистоти металу при мінімальних енерговитратах, що дозволило обґрунтувати вибір обладнання для практичної реалізації проєкту.

Досліджено механізмів сепарації. Ідентифікувати найбільш ефективні конфігурації фільтрувальних установок та спеціалізованих фільтрів для розділення системи «олово — домішкові атоми.

В розділі охорона праці та техногенна безпека розроблено заходи для мінімізації небезпечних та шкідливих факторів. Розраховано систему пожежної безпеки.

ЗМІСТ

ВСТУП 7
1. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ВИРОБНИЦТВО ТА СПОЖИВАННЯ ОЛОВА 10
1.1. Пріоритетні напрями застосування оловмісних сплавів 10
1.2 Сировинна база вторинного олова 12
1.3 Визначення видів та параметрів олововмісної вторинної сировини 15
2. ТЕХНОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ УТИЛІЗАЦІЇ БРУХТУ ТА ВІДХОДІВ РАДІОЕЛЕКТРОННОГО ОБЛАДНАННЯ 24
2.1 Аналіз методів рециклінгу рудної та техногенної сировини 24
2.2 Методологія технологічної переробки олововмісних відходів 30
2.3 Електрохімічні та апаратурно-технологічні аспекти деметалізації лудженої вторинної сировини 44
2.3.1 Хлорування олова 44
2.3.2 Гідрометалургійна переробка радіоелектронного брухту в кислих середовищах 52
2.4 Гідрометалургійні методи переробки олов’яновмісної вторинної сировини в лужних середовищах 53
Висновки до розділу 2 64
3. ТЕХНОЛОГІЯ ТА НАУКОВЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЙ РАФІНУВАННЯ ОЛОВА 66
3.1 Метод фазового розділення компонентів олов’яного розплаву на основі температурної залежності їх розчинності 66
3.2 Методи відцентрової сепарації 68
3.3 Кінетичні закономірності відцентрового рафінування стануму від феродомішок 73
3.4 Процес відцентрового фільтрування олова з метою видалення інтерметалідних сполук миш’яку та заліза 76
3.2.1 Кінетичні закономірності процесу рафінування олова від домішок арсену та феруму методом фільтраційного розділення 77

3.4.2 Організація циклічного потоку олов’яного розплаву через зону фільтрації для інтенсифікації рафінування 80
3.4.3Аналіз показників виходу олова у шлікери (знімання) залежно від варіативності масового співвідношення феруму до арсену (Fe/As) 81
4. БЕЗПЕКА ЖИТТЄДІЯЛЬНОСТІ, ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЦИВІЛЬНИЙ ЗАХИСТ У СИСТЕМІ ТЕХНОГЕННОЇ БЕЗПЕКИ 84
4.1 Ідентифікація та характеристика ключових небезпечних і шкідливих чинників 84
4.2 Розробка заходів щодо мінімізації та елімінації небезпечних і шкідливих виробничих чинників 86
4.3. Безпечна експлуатація електротехнічного обладнання 88
4.4. Проєктування систем природного та штучного освітлення 90
4.5. Вентиляційні системи та кондиціювання повітряного середовища 91
4.6 Побутові та допоміжні приміщення 92
4.7. Обґрунтування та порядок застосування засобів індивідуального захисту (ЗІЗ) 94
4.8. Система пожежної безпеки на об'єкті 96
4.9. Профілактичні протипожежні заходи 97
ВИСНОВКИ ЗА РЕЗУЛЬТАТАМИ ДОСЛІДЖЕННЯ 100
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ 101

ВСТУП

У структурі сучасної промисловості стратегічне значення має залучення брухту та металовідходів як джерел вторинних кольорових металів. Характерною рисою цього сектору є щорічне зростання ресурсної бази. Протягом останніх п'яти десятиліть обсяги заготівлі вторинної сировини продемонстрували експоненціальне зростання, збільшившись понад десятиразово.

Динамічний розвиток галузі зумовлений сукупністю детермінованих факторів. Глобальне зростання попиту на кольорові метали в провідних секторах економіки (промисловість, транспорт, агропромисловий комплекс) корелює зі збільшенням обсягів металофонду, що вибуває, формуючи значний потенціал для рециклінгу.

Виробництво вторинних металів характеризується вищою рентабельністю порівняно з первинним циклом. Собівартість продукції переробки є значно нижчою, а питомі капітальні витрати на розгортання виробничих потужностей — менш ресурсомісткими. Дефіцитність окремих елементів, низький кларковий вміст металів у земній корі, а також ускладнення гірничо-геологічних умов видобутку призводять до здорожчання первинної сировини. Технологічна складність збагачення руд лише посилює актуальність переходу на вторинний ресурс.

Зазначені фактори обумовлюють необхідність подальшої інтенсифікації використання вторинних ресурсів з метою забезпечення замкненого циклу виробництва. На сучасному етапі світова індустрія вторинної металургії досягла рівня розвитку, за якого вторинні метали стали повноцінним складником глобального балансу металопродукції.

Розвиток індустрії рециклінгу забезпечується діяльністю спеціалізованих заготівельних підприємств. Їхні функції включають акумуляцію металобрухту, первинне сортування та попередню механічну обробку сировини для подальшого переділу. Олово позиціонується як один із

найбільш критичних та високовартісних кольорових металів. Його висока ринкова ціна обумовлена низьким рівнем концентрації в літосфері порівняно з іншими важкими металами.

Через високу вартість металу в промисловості впроваджуються заходи з мінімізації його витрат шляхом використання субститутів (замінників). Попри політику ресурсозбереження, загальне споживання олова демонструє стійку тенденцію до зростання, що пояснюється інтенсифікацією виробництва високотехнологічної продукції

Ключовим споживачем виступає сектор виготовлення припоїв — багатокомпонентних матеріалів, що характеризуються низькою температурою плавлення відносно з'єднуваних металів. Крім того, значна частка первинного олова (близько 13% світового обсягу) щорічно спрямовується на антикорозійне покриття сталевого прокату.

Аналіз структури споживання олова дозволяє ідентифікувати потенційні джерела формування вторинних ресурсів. Процес утворення оловмісних відходів та брухту охоплює декілька ключових категорій сировини, що підлягають подальшій переробці.

Класифікація джерел вторинної сировини. Технологічні відходи виробництва: Субпродукти виготовлення білої жерсті (зокрема, висічка та обрізки). Шлами, флюсовий та масляний скрап, що утворюються в процесі гарячого лудіння. Амортизаційний брухт: Вироби, що вичерпали свій експлуатаційний ресурс. Відпрацьована консервна тара (жерстяний скрап), рекуперація якої з твердих побутових відходів є актуальним завданням для екологічного менеджменту. Техногенні родовища: Шлакові відвали та «хвости» збагачувальних фабрик. Відходи, накопичені в процесі первинної переробки рудної сировини.

Технологічні аспекти та економічний ефект

Сучасна світова практика демонструє ефективність використання міських сортувальних ліній як стабільного джерела постачання використаної тари для регенерації олова. Розвиток технологічних схем екстракції металу з

низькоконцентрованих відходів (хвостів, шламів та імамів) дозволяє суттєво розширити ресурсний потенціал галузі.

Ключовою перевагою переробки оловмісного брухту є його мультикомпонентність. Оскільки олово часто використовується у складі багатокомпонентних сплавів, технологічний процес вторинного переплаву забезпечує не лише рекуперацію *Sn*, але й повернення в промисловий обіг супутніх кольорових металів, що підвищує загальну рентабельність виробництва.

1. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ВИРОБНИЦТВО ТА СПОЖИВАННЯ ОЛОВА

1.1. Пріоритетні напрями застосування олововмісних сплавів

У сучасній світовій економіці олово (Sn) виступає стратегічно важливим компонентом, оскільки його фізико-хімічні властивості є незамінними для широкого спектра промислового виробництва та товарів масового вжитку. Розвиток наукомістких галузей промисловості безпосередньо корелює з наявністю стабільної ресурсної бази цього металу. Навіть за умови незначної питомої частки олова в кінцевому виробі, саме воно часто є лімітуючим фактором для масштабування промислових обсягів випуску продукції.

Основними сферами використання олова, окрім виготовлення білої жерсті, є синтез багатокомпонентних сплавів із міддю (Cu), свинцем (Pb), цинком (Zn), сурмою (Sb) та іншими металами. Найпоширенішими в індустріальній практиці є такі групи сплавів.

Олов'янисті бронзи: Характеризуються низькою термічною чутливістю до перегріву, високою корозійною стійкістю та антифрикційними властивостями. Завдяки відсутності магнітних властивостей та іскроутворення при механічних ударах, вони широко застосовуються в машинобудуванні, електротехніці та паперовій промисловості.

Легкоплавкі припої: Сплави системи Sn-Pb, що використовуються для прецизійного з’єднання металевих компонентів та вузлів.

Бабіти: Спеціалізовані антифрикційні сплави (системи Sn-Sb-Cu-Pb), призначені для заливання підшипників ковзання.

У зв’язку з високою вартістю та обмеженістю світових запасів олова, матеріалознавство розвивається шляхом створення альтернативних складів. Зокрема, у виробництво впроваджуються без'олов'яні або низькоолов'яні замінники, такі як: кальцієві бабіти та свинцево-сурм’янисті бабіти. Крім того, олово інтегрується до складу спеціальних сортів латуней для підвищення

їхньої корозійної стійкості та покращення технологічних характеристик при обробці тиском.

Спеціальні сорти латуней, леговані оловом, знаходять широке застосування в морському суднобудуванні та при виготовленні теплотехнічної апаратури завдяки їхній високій опірності корозійному впливу агресивних середовищ. Важливим вектором розвитку є використання особливо чистого олова у напівпровідниковій індустрії, що зумовлено стрімкою цифровізацією та розвитком електронної техніки.

Задоволення промислових потреб забезпечується комбінованим використанням первинного та вторинного металу. Процес регенерації дозволяє отримувати олово з брухту та відходів як у чистому вигляді, так і у формі хімічних сполук чи багатокомпонентних сплавів. У середньому близько 50% обсягів первинного олова спрямовується на виробництво білої жерсті. Решта розподіляється між виготовленням припоїв, бронз та інших спеціальних сплавів. Наприклад, у Великій Британії частка олова, що використовується для лудіння жерсті, становить 40–45%. А у США спостерігається тенденція до переважного використання вторинного олова у формі сплавів, при цьому рівень споживання регенерованого металу досягає 50% відносно обсягів використання первинної сировини.

Суттєве зниження питомих витрат олова в металургійному секторі пов'язане з переходом від традиційних методів гарячого лудіння до електролітичних методів. Останні дозволяють здійснювати прецизійне нанесення покриття, що мінімізує надлишкові витрати дорогоцінного металу.

Попри домінування електролітичних ліній, метод гарячого лудіння залишається актуальним для певних видів продукції. Сучасна модернізація цього процесу та впровадження високотехнологічного устаткування дозволили значно оптимізувати витратні показники:

Тип виробництва	Питома витрата олова на 1 т жерсті
Стандартні сорти (гаряче лудіння)	1 – 16 кг
Високотехнологічні спецсорти	близько 10 кг

Удосконалення технологічних схем дозволяє забезпечувати необхідні експлуатаційні характеристики антикорозійного покриття при одночасному дотриманні принципів ресурсозбереження.

Спостерігається стійка тенденція до щорічного зростання обсягів споживання олова в секторі виробництва багатокомпонентних сплавів. Дана галузь виступає основним реципієнтом вторинної сировини, акумулюючи переважну частку загального обсягу регенерованого металу.

Аналіз сировинного балансу свідчить, що витрата первинного олова в процесах сплавоутворення становить у середньому 50% відносно обсягів використання вторинного ресурсу. Це підкреслює високу роль рециклінгу у забезпеченні потреб металургії та дозволяє суттєво знизити антропогенне навантаження на природні родовища.

В інших галузях промислового виробництва частка використання вторинного олова залишається відносно незначною, що вказує на вузьку спеціалізацію основних потоків рециркуляції металу.

1.2 Сировинна база вторинного олова

Аналіз кількісних показників споживання олова в різних секторах економіки є необхідним інструментом для детермінації потенційних джерел формування оловмісних відходів.

Диверсифікація джерел утворення оловмісних відходів ставить перед галуззю завдання щодо розробки ефективних алгоритмів ідентифікації та збору ресурсів. Максимальна регенерація цього дефіцитного металу має

критичне значення для забезпечення стійкого розвитку народного господарства.



Рисунок 1.1 – Структурно- логічна схема формування вторинних олововмісних ресурсів

Ефективність системи рециклінгу безпосередньо корелює з якістю організаційних заходів, серед яких пріоритетними є системний облік та технологічний контроль, що включає впровадження прецизійного моніторингу обсягів відходів безпосередньо на підприємствах-споживачах чистого олова та його сплавів та аудит процесів на переробних підприємствах для мінімізації безповоротної втрати металу.

Розуміння векторів використання кольорових металів у промисловому комплексі та прогнозування обсягів генерації вторинних ресурсів ґрунтується на аналізі структурно-логічних схем їх обігу (циркуляції) у народному господарстві.

На рис. 1.2 наведена структурно-логічна схема відображає повний життєвий цикл олова в промисловості — від видобутку первинної руди та виробництва різноманітних кольорових сплавів і металургійної продукції до

процесів рециклінгу амортизаційного брухту й відходів для повторного залучення металу у виробничий обіг.



Рисунок 1.2 Структурно- логічна схема циркуляції та переробки олова

Незважаючи на певну генералізацію та необхідність адаптації до сучасних умов, дана модель є репрезентативною для оцінки ресурсного потенціалу вторинної сировини та орієнтації в технологічних аспектах регенерації олова з металобрухту та відходів.

З метою оптимізації процесів рециклінгу олововмісну сировину класифікують за походженням на дві основні категорії:

- Технологічні відходи (Оборотна сировина)

Окремі види брухту та відходів характеризуються високим рівнем хімічної чистоти та однорідності складу, що дозволяє залучати їх у виробничий цикл як оборотні матеріали безпосередньо на підприємствах-генераторах. До цієї групи відносять: відходи виробництва та металообробки олововмісних сплавів: літники, сплески, стружка, обрізки прокату та висічка та технологічні відходи виробництва білої жерсті: флюсовий скрап, масляний скрап, шлами та інші відходи, що містять олово.

Амортизаційний брухт.

Іншу значну частину сировинної бази складає амортизаційний брухт — відходи, що утворилися внаслідок механічного та морального зносу олововмісних виробів, їх експлуатаційного руйнування, корозійної деградації та інших факторів, що призвели до втрати споживчих властивостей. У цій категорії виділяють промисловий та побутовий брухт кольорових металів, що містить олово.

У структурі сучасної промисловості стратегічне значення має залучення брухту та металовідходів як джерел вторинних кольорових металів. Характерною рисою цього сектору є експоненціальне зростання ресурсної бази: за останні п'ятдесят років обсяги заготівлі вторинної сировини продемонстрували десятиразове збільшення.

Динаміка галузі зумовлена сукупністю об'єктивних чинників: масштабування металофонду, економічна рентабельність, природно- ресурсні обмеження.

Глобальне зростання споживання металів у провідних секторах економіки (промисловість, транспорт) корелює зі збільшенням обсягів металовідходів, що вибувають. Собівартість виробництва вторинних металів є значно нижчою порівняно з первинним циклом, а питомі капітальні витрати на розгортання відповідних потужностей характеризуються меншою ресурсомісткістю. Дефіцитність окремих елементів, спричинена низьким кларковим вмістом у земній корі та складністю гірничо-геологічних умов розробки, призводить до зростання вартості первинної сировини.

1.3 Визначення видів та параметрів олововмісної вторинної сировини

Ефективність утилізації вторинних ресурсів, що містять олово, безпосередньо корелює з якісними показниками зібраних відходів та брухту. Згідно з чинними нормативами, під час заготівлі сировини недопустимим є її змішування з іншими металами, забруднення сторонніми домішками або

недотримання належних умов зберігання. Суворе дотримання цих вимог є визначальним фактором для забезпечення максимальної рентабельності подальшої переробки.

Порушення регламенту зберігання та потрапляння сторонніх включень суттєво детермінують ускладнення технологічного циклу. Це зумовлює необхідність впровадження додаткових етапів сепарації та сортування для видалення шкідливих компонентів.

Навпаки, використання чистих відходів сплавів та брухту, не засміченого сторонніми металами, дозволяє:

- Застосовувати відносно прості методи пірометалургійної або хімічної переробки.
- Отримувати вторинні сплави, ідентичні або близькі за хімічним складом до первинних.
- Досягати повної екстракції всіх цінних компонентів сировини, що є найбільш раціональним підходом з екологічної та економічної точок зору.

Одним із ключових джерел отримання вторинного олова є бляшаний скрап (виробничі обрізки жерсті та використана консервна тара). Попри те, що даний вид сировини класифікується як «бідний» за вмістом цільового компонента, він має низку технологічних переваг. Масштабованість: вилучення олова можливе як на великих промислових об’єктах, так і в межах локальних виробництв. Технологічність: процес дестанування (зняття олов'яного покриття) здійснюється за допомогою відносно простих операцій.

Водночас критичною проблемою галузі залишається логістика та організація збору бляшаного скрапу. Саме труднощі на етапі накопичення та сортування цієї сировини є основним обмежувальним фактором, що визначає реальні обсяги її промислової переробки.

Удосконалення технологій виробництва білої жерсті зумовило значну інтенсифікацію економії олова та зниження його питомих витрат на одиницю продукції. Скорочення вмісту олова в структурі білої жерсті, спричинене як широким впровадженням електролітичних методів лудіння, так і оптимізацією

параметрів гарячого лудіння, закономірно детермінувало зменшення концентрації цього металу в бляшаному скрапі.

Для проведення об’єктивної оцінки вмісту олова в сировині, що надходить на регенерацію, необхідно враховувати сукупність чинників, які сприяють зниженню маси олов’яного покриття порівняно з вихідними виробничими показниками. Диференціація вмісту металу в скрапі відбувається внаслідок його поступового розчинення в харчових продуктах під час термічного зберігання в жерстяній тарі, а також через розвиток корозійних процесів за умов тривалої експозиції використаної тари в місцях накопичення вторинних ресурсів.

Характерне потьмяніння внутрішньої поверхні консервних банок свідчить про частковий перехід олова в консервовану масу, швидкість якого, згідно зі статистичними даними, варіюється в діапазоні від 0,001 до 1,0 мг/дм² на добу залежно від специфіки продукту [13]. За відсутності прецизійних даних щодо втрат у різних видах консервів, усереднений показник дефіциту олова з цієї причини становить приблизно 5–10% від його початкової кількості на поверхні жерсті.

Додатковим чинником дефіциту олова є втрати, зумовлені корозійними процесами у відходах. У разі деструкції захисного олов’яного шару та оголення сталевої основи у вологому середовищі ініціюється функціонування гальванічної пари Fe−Sn, де олово виступає катодом через більш електропозитивний потенціал відносно заліза. У цій системі анодом є залізо, що піддається інтенсивному окисненню з утворенням гідратів оксидів (іржі), які, поширюючись на суміжні ділянки, руйнують цілісність поверхні та призводять до перфорації жерсті, що супроводжується значними втратами олова.

Для мінімізації зазначених втрат необхідно дотримуватися регламенту зберігання використаної тари, зокрема уникати складування відходів на відкритих майданчиках для запобігання впливу атмосферних опадів, а також скорочувати термін накопичення бляшаного скрапу перед його спрямуванням

на переробку. Окрім корозії, на вихід регенерованого олова негативно впливає формування під час лудіння проміжного інтерметалідного шару залізоолов’яного сплаву ($FeSn_2$), на який нашаровується чистий метал. Згідно з наявними даними, близько 5–10% нанесеного олова перебуває у формі цього сплаву, що створює технологічні труднощі при його вилученні під час регенерації.

З урахуванням усіх вищезазначених факторів сумарні втрати олова у бляшаному скрапі можуть становити приблизно 20–25% від його початкової кількості, фактично нанесеної на поверхню жерсті в процесі виробництва.

Значно менші втрати олова фіксуються на обрізках жерсті, що утворюються в процесі виготовлення консервної тари, оскільки дана категорія відходів не піддається хімічному впливу харчових продуктів і, за умови регламентованого зберігання на підприємствах, практично не зазнає корозійної деградації. При оцінці середнього вмісту олова у відходах жерсті необхідно враховувати домінування електролітичних методів лудіння та тенденцію до зниження норм витрат металу навіть при гарячому способі нанесення покриття.

Виробництво білої жерсті гарячим методом супроводжується генерацією значного обсягу олововмісних відходів, зокрема флюсового та масляного скрапу, а також «важкого металу», що актуалізує потребу в удосконаленні методів регенерації олова з цієї сировини. Виробнича практика свідчить, що у відходи переходить близько 20% (а в окремих випадках і більше) від загальної маси олова, використаного в процесі лудіння, що підтверджує доцільність його вторинного вилучення для оптимізації ресурсоспоживання. Окрім зазначених категорій, суттєвий потенціал мають промислові відходи збагачення олов'яних руд (хвости), які наразі класифікуються як відвальні попри середній вміст олова на рівні 0,12–0,2%.

Експериментальні дослідження підтверджують ефективність додаткового перечищення таких хвостів, що дозволяє отримувати напівпродукти з концентрацією олова до 3% при рівні вилучення близько 40%.

Зважаючи на відносно низькі експлуатаційні витрати на процеси дозбагачення, металургійна переробка матеріалів із 3-відсотковим вмістом олова є технологічно можливою та економічно обґрунтованою.

У багатьох випадках олов'яні концентрати, що надходять на металургійну переробку, характеризуються низьким вмістом цільового компонента (15–25%), що робить їх безпосередню плавку економічно недоцільною через інтенсивний перехід олова у шлакову фазу. Формування багатих на олово шлаків зумовлює необхідність їх повторної переробки, що суттєво підвищує вартість металургійного переділу та збільшує загальні втрати металу.

Багаторічний досвід роботи олов’яної промисловості підтверджує ефективність двостадійної схеми переробки, яка передбачає попереднє збагачення низькопроцентної сировини на доводочних фабриках до вмісту 50–70% з подальшою плавкою отриманих багатих концентратів. Попри впровадження досконалих технологічних схем доводки, процес супроводжується неминучою втратою частини металу у хвостах збагачення, де концентрація олова може досягати 1–2%; такі відвали доводочних фабрик наразі розглядаються як потенційне джерело бідної вторинної сировини для додаткової екстракції.

Сучасна технологія плавки високосортних концентратів із застосуванням попередньої підготовки шихти та електроплавки дозволяє отримувати бідні шлаки з вмістом олова не вище 0,3%. Мінімальна концентрація олова у відвальних шлаках досягається переважно при плавці малозалізистих чистих концентратів, тоді як використання сировини із значною кількістю домішок та різних оборотних олововмісних матеріалів призводить до отримання багатих шлаків, що спрямовуються у відвали.

Крім того, при електроплавці залізистих концентратів паралельно зі шлаковою фазою утворюється певна кількість феросиліцію; останній формується внаслідок додавання у піч кремнію для зв’язування відновленого заліза та його витіснення з олов'яного сплаву.

Феросиліцій сепарується від шлакової фази та виводиться з технологічного циклу як окремий продукт із вмістом олова на рівні 2–6%. Екстракція олова з даного сплаву характеризується значною технологічною складністю, що призводить до його акумуляції на виробничих потужностях ряду підприємств. У процесі переробки брухту та відходів складних сплавів кольорових металів, що містять олово, утворюються вторинні продукти у вигляді шлаків та пилу, які характеризуються наявністю значних концентрацій цільового металу поряд з іншими кольоровими компонентами.

Зазначені матеріали, що накопичуються на спеціалізованих заводах із вторинної металургії, становлять перспективну ресурсну базу для регенерації вторинного олова. На рис. 1.3 представлено орієнтовний хімічний склад ряду оловмісних матеріалів з низькою концентрацією цільового елемента, які диференціюються за вмістом олова та супутніх компонентів.



Рисунок 1.3 – Фізико-хімічні показники олововмісних матеріалів та продуктів переробки

На сучасному етапі розвитку металургії зазначені матеріали не доцільно класифікувати як відвальні, оскільки впровадження інноваційних технологічних схем переробки бідних олововмісних продуктів забезпечує високу рентабельність екстракції олова. Зокрема, електропічні шлаки, що

утворюються в процесі плавлення олов'яних концентратів та оборотних матеріалів у відновлювальній атмосфері, характеризуються високою концентрацією кремнезему при відносно низькому вмісті заліза.

Мінімізація залишку олова в таких шлаках досягається шляхом введення до складу шихти вапняку, що сприяє витісненню закису олова зі шлакової фази з його наступним відновленням до металевого стану, чому додатково сприяє підтримка стабільно високого температурного режиму в умовах електропечі. Правильне поводження з вторинною олововмісною сировиною, що виключає змішування з іншими металами та сторонніми домішками, є визначальним фактором ефективності її переробки, оскільки порушення регламенту зберігання суттєво ускладнює технологічний цикл через необхідність додаткової сепарації.

Використання чистого брухту та відходів сплавів дозволяє застосовувати спрощені методи пірометалургійної переробки для отримання вторинних сплавів, ідентичних за складом первинним, забезпечуючи раціональне та повне вилучення всіх цінних компонентів. Основним джерелом вторинного олова залишається бляшаний скрап (виробничі обрізки жерсті та використана тара), який, попри низьку концентрацію металу, піддається переробці за допомогою доступних технологічних прийомів як у промислових, так і в локальних масштабах, хоча загальні обсяги регенерації суттєво лімітуються труднощами на етапі збору та логістики даної сировини.

У зв’язку з нижчими температурними показниками та відмінними умовами плавки у відбивних печах порівняно з електропечами, склад отримуваних шлаків характеризується вищим вмістом олова й заліза за відносно меншої концентрації кремнезему. Залізо у шлаках відбивної плавки переважно перебуває у формі оксидів, тоді як олово представлене здебільшого закисом та металевими включеннями («корольками»). Результати мінералогічного аналізу вказують на наявність у складі таких шлаків магнетиту [9], фаяліту та склоподібної фази, причому олово концентрується переважно у багатій на кремнезем склоподібній складовій. Питома вага

шлакових продуктів варіюється в межах 3–3,6 (з переважанням вищих значень для високозалізистих різновидів), а орієнтовна насипна вага становить 2–2,5 т/м³.

Гранулометричний склад шлаків є неоднорідним: вони можуть бути представлені як сипучою масою з зернами неправильної форми розміром 1–10 мм, так і великими фрагментами. Шлакові відвали часто містять великогабаритні блоки діаметром 300–500 мм і більше, змішані з зернистим матеріалом. Технологія розробки зернистих відвалів є відносно простою і передбачає використання стандартної екскаваторної техніки. Водночас переробка відвалів, що містять значні монолітні фрагменти застиглого шлаку в поєднанні з феросиліцієм та гартлінгами, потребує складнішого підходу, який включає попереднє руйнування брил за допомогою копрових установок із наступним подрібненням отриманих фракцій у дробарках.

Важливо констатувати, що при виробництві первинного олова сукупність витрат на основні та допоміжні матеріали, а також експлуатаційні видатки повністю переноситься на собівартість металу, внаслідок чого техногенні відходи (шлаки, хвости збагачення тощо), що акумулюються у відвалах, не мають власної балансової вартості. Вартість таких матеріалів, що спрямовуються на довилучення олова, детермінується виключно витратами на розробку відвалів.

Розрахунки свідчать, що вартість одиниці олова в таких відходах у два-три рази нижча за аналогічний показник для концентратів, отриманих із природної рудної сировини. Хоча питомі виробничі витрати на екстракцію металу з бідної техногенної сировини можуть перевищувати витрати на переділ багатої сировини, цей фактор нівелюється суттєво нижчою вхідною ціною відвальних продуктів. Впровадження інноваційних методів сепарації дозволяє досягти підсумкової собівартості вторинного олова, яка є конкурентоспроможною або навіть нижчою за собівартість первинного металу.

З огляду на значні обсяги вже накопичених шлаків та динаміку поточного формування відходів, пошук ефективних способів їх переробки набуває особливої актуальності. Відвали, що утворюються під час збагачення олововмісної сировини у формі шламових та кварцових хвостів, диференціюються за хімічним складом від шлаків меншою фракційністю, а також наявністю сірки (S) та арсену (As). До категорії бідної вторинної сировини, придатної для регенерації металу, належать також різноманітні промислові відходи використання олова та його сплавів, зокрема ізгар, зола, сплески та інші матеріали з варіативним вмістом цільового компонента.

Системний аналіз сировинної бази для виробництва вторинного олова демонструє широку гетерогенність олововмісних відходів, що вимагає розробки та застосування диференційованих технологічних схем залежно від їхніх фізико-хімічних характеристик та концентрації металу.

2. ТЕХНОЛОГІЧНІ АСПЕКТИ УТИЛІЗАЦІЇ БРУХТУ ТА ВІДХОДІВ РАДІОЕЛЕКТРОННОГО ОБЛАДНАННЯ

2.1 Аналіз методів рециклінгу рудної та техногенної сировини

У сучасних світових умовах спостерігається стійка тенденція до подорожчання процесів видобутку руди та отримання кольорових і благородних металів. Це зумовлено передусім виснаженням родовищ із високим вмістом корисних компонентів, що тягне за собою зростання енергетичних та фінансових витрат на їх збагачення. Поряд із цим актуалізується питання державного та міжнародного контролю над ціноутворенням на сировинні ресурси, а також прагнення країн забезпечити власну стратегічну незалежність через використання внутрішніх резервів.

Важливим чинником є посилення екологічних стандартів, згідно з якими процеси переробки та утилізації відходів стають технологічно складнішими та витратнішими. В умовах стрімкого зростання цін на енергоносії вторинне використання ресурсів (рециклінг) демонструє вищу економічну ефективність порівняно з експлуатацією первинних природних джерел.

Металургія вторинних дорогоцінних металів (ДМ) наразі сформована як автономна галузь, що базується на методологічній базі первинної металургії. Вона охоплює процеси селективного відбору проб, підготовчі та збагачувальні операції, плавку, а також системи очищення газоподібних викидів і стічних вод. Ключовою особливістю цієї галузі є значна морфологічна різноманітність та складний хімічний склад вхідної сировини. Вторинні ресурси ДМ можуть бути представлені технологічними відходами виробництва, бракованою продукцією або виробами, що вичерпали свій експлуатаційний ресурс. Згідно з чинними нормами, брухт і відходи дорогоцінних металів підлягають обов’язковій стандартизації за їхнім видом, фізико-хімічними характеристиками та якісними показниками.

Ключовими постачальниками вторинних дорогоцінних металів (ДМ) виступають кольорова металургія, а також приладобудівна та електронна галузі. Техногенні відходи часто характеризуються вищою концентрацією цінних компонентів, зокрема золота, срібла та платини, порівняно з природними рудами. Висока вартість вилучених елементів забезпечує значну рентабельність їхньої переробки, що зумовлює стале зростання частки вторинної сировини у глобальному металургійному виробництві. У розвинених країнах обсяг виробництва вторинних кольорових металів (КМ) сягає 30–40 % від загальних показників галузі [2]. Зокрема, у США частка вторинного золота становить близько 20 %, а срібла — до 30 %, причому в європейському регіоні ці показники є ще вищими.



Рисунок 2.1 – Замкнений цикл переробки електричних та електронних відходів

Пріоритетність збору та рециклінгу сировини, що містить ДМ, обґрунтована високою ліквідністю таких металів на ринку та їх значно вищим вмістом у вторинних джерелах порівняно з природними родовищами. Економічна доцільність підкріплюється тим, що собівартість отримання ДМ із вторинних ресурсів у 6–10 разів нижча, ніж при первинному видобутку. У зв'язку з цим накопичені запаси, особливо брухт військово-промислового комплексу, розглядаються як стратегічно важливий резерв шляхетних металів.

Останнім часом науково-технічний інтерес зміщується в бік переробки багатокомпонентного брухту з низьким вмістом металів. До такої сировини належать зняті з експлуатації військово-технічні засоби, електронно-обчислювальна та електрична апаратура, а також технологічні відходи електротехнічної, автомобільної та машинобудівної індустрій. Відходи радіоелектроніки є постійно відновлюваним джерелом КМ та ДМ внаслідок швидкого морального та фізичного старіння техніки.

Аналіз складу традиційних електронних плат свідчить про наявність у них золота в межах 0,05–0,09 % за масою. Основна металева частка, що становить близько 40 % від загальної маси відходів, представлена міддю (50 %), залізом (20 %), оловом (10 %), а також нікелем, свинцем, алюмінієм (по 5 % кожного) та цинком (3 %). Розрахункові дані вказують, що одна тонна електронного брухту містить приблизно 1,8 кг срібла, 930 г золота та 45 г паладію. Через складну структуру та різнорідність матеріалів такий багатокомпонентний брухт потребує обов'язкової попередньої підготовки та первинної обробки для селективного виділення окремих компонентів перед процесом плавки.

Технологічна схема комплексної переробки зазначеної сировини зазвичай охоплює стадії демонтажу, попереднього сортування вузлів апаратури, механічного подрібнення та сепарації брухту. Кінцевим етапом є отримання чистих металів або продуктів, придатних для використання як домішки до первинної сировини. За критерієм здатності до збагачення багатокомпонентні відходи класифікують на три основні групи: матеріали, що

легко сепаруються (зокрема мікросхеми та транзистори з покриттям із золота, паладію або срібла); субстрати, що важко сепаруються (брухт електронної продукції складної структури); та компоненти, що не підлягають сепарації (гомогенні метали та сплави кольорових металів).

Первинна обробка гетерогенного брухту спрямована на його фрагментацію та дроблення, що забезпечує дезінтеграцію металевих і неметалевих складників з утворенням механічної суміші. Лом електронної продукції являє собою складну сукупність міді, алюмінію, сталі та інших металів, які перебувають у поєднанні з різними видами пластику або кераміки. Через високу неоднорідність такої суміші благородні метали зазвичай зосереджені у формі гальванічних покриттів різної товщини, припоїв або мікрокомпонентів у складі сплавів. Дорогоцінні метали переважно сконцентровані в контактних групах телефонних та інших видів реле, язичкових перемикачах, крайових роз’ємах та провідних структурах друкованих плат обчислювальної техніки.

Багатокомпонентні відходи диференціюють за показником здатності до збагачення на три основні категорії. До першої належать об’єкти, що легко піддаються сепарації, зокрема мікросхеми та транзистори з гальванічним покриттям золотом, паладієм або сріблом. Другу групу становить складний брухт електронної продукції, що важко сепарується, а до третьої відносять матеріали, які зовсім не підлягають сепарації, як-от окремі метали та сплави кольорових металів.

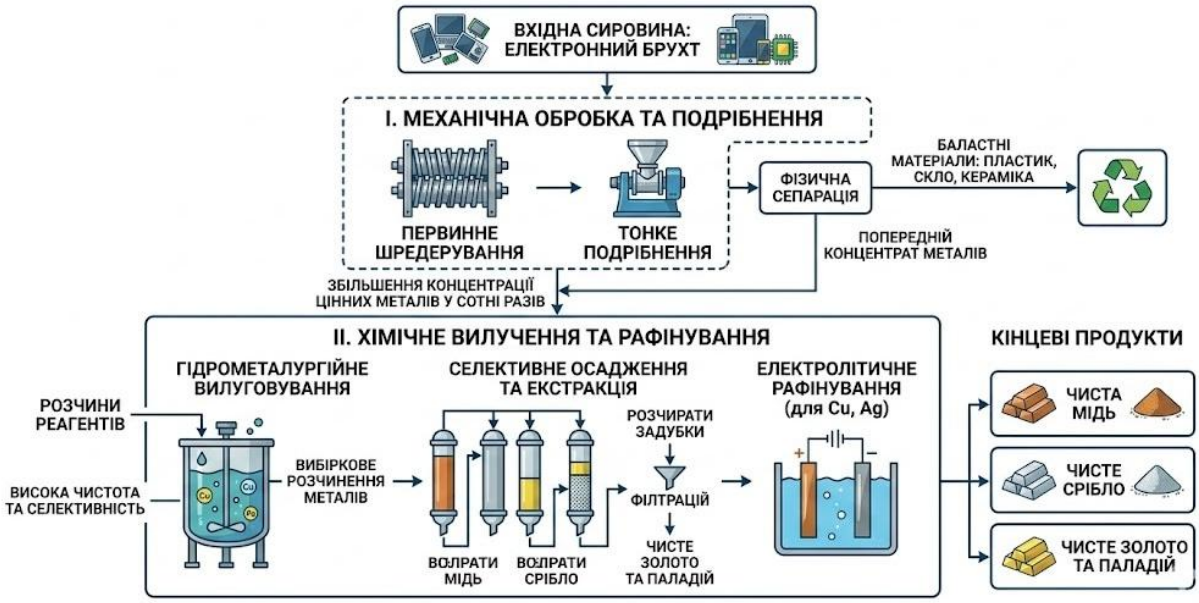


Рисунок 2.2 – Комплексний цикл переробки електронного брухту

Початкова стадія обробки такого гетерогенного брухту зазвичай полягає у послідовній фрагментації, дробленні та подрібненні сировини. Ці операції забезпечують ефективну дезінтеграцію металевих і неметалевих складників, що дозволяє отримати проміжну механічну суміш.

Лом електронної техніки є полікомпонентною сумішшю, яка містить мідь, алюміній, сталь та інші метали у поєднанні з різноманітними полімерами або керамічними матеріалами [1]. Через високу морфологічну неоднорідність благородні метали найчастіше присутні у вигляді тонкошарових покриттів, компонентів припоїв або мікродомішок у складі сплавів. Значна концентрація дорогоцінних металів зосереджена в контактних групах телекомунікаційних реле, язичкових перемикачах, а також у крайових роз’ємах та провідних елементах друкованих плат комп’ютерної апаратури.

У сучасній практиці виділяють чотири фундаментальні підходи до переробки електронного брухту, що базуються на механічних, гідрометалургійних процесах, а також їх комбінаціях із залученням пірометалургійних методів. Технологічні рішення охоплюють обробку як несортованої суміші відходів, так і селективну утилізацію окремих

компонентів, зокрема друкованих плат та напівпровідникових елементів. Провідний досвід у цій галузі належить підприємствам Західної Європи, зокрема Німеччини, Франції, Швеції та Швейцарії. Спільними рисами їхніх технологічних циклів є обов'язкове механічне оброблення змішаної сировини, багатостадійне подрібнення з подальшою сепарацією в гідроциклонах або методами флотації, а також фінальна пірометалургійна переробка чи електролітичне очищення.

Рентабельність зазначених технологій зумовлена високим ступенем вилучення чистих кольорових і благородних металів. Для стабілізації сировинних потоків доцільно організовувати комплексне перероблення змішаного промислового, побутового та електротехнічного брухту на єдиній виробничій базі. Процес демонтажу радіоелектронної апаратури передбачає вилучення плат із подальшим відокремленням масивних деталей (трансформаторів, дроселів, конденсаторів тощо) за допомогою ручного або механізованого інструменту. Дрібні компоненти, такі як діоди та мікросхеми, демонтуються із застосуванням спеціалізованого пневматичного обладнання.

Окрему проблему становить утилізація плат, що пройшли етап демонтажу навісних елементів. Такі плати містять залишки виводів радіодеталей із покриттям дорогоцінними металами та мідні струмопровідні доріжки, проте наразі вони часто переробляються з недостатньою ефективністю або підлягають захороненню. Попри низьку концентрацію дорогоцінних металів у таких субстратах, їхня цінність як вторинної сировини визначається значним вмістом міді та олов'яно-свиневих припоїв [2,3]. З огляду на специфічний агрегатний стан, такі матеріали потребують обов'язкових підготовчих операцій перед пірометалургійним переділом.*

2.2 Методологія технологічної переробки олововмісних відходів

Гідрометалургійна технологія вилучення дорогоцінних металів (ДМ) з радіоелектронного брухту є двостадійним процесом. На першому етапі здійснюється хімічне розкриття сировини у водному середовищі за участю мінеральних та органічних реагентів. Залежно від фізико-хімічних характеристик вихідного матеріалу та обраної реагентної бази можлива реалізація двох варіантів: або селективне вилучення ДМ із відокремленням їх від супутніх кольорових металів (КМ), або повне переведення всього металевого складника в розчин. При реалізації сценарію селективного відокремлення в рідку фазу може бути переведена або благородна, або неблагородна фракція. Друга стадія технологічного циклу передбачає вилучення цільових цінних компонентів безпосередньо з отриманого розчину.

Поряд із гідрометалургією, у вторинній пірометалургії шляхетних металів широко застосовуються такі процеси, як колективна плавка та окиснювальне рафінування. У промисловій практиці переробки відходів термічні методи продовжують посідати домінуюче положення, часто у поєднанні з попереднім механічним збагаченням сировини. Більшість існуючих способів переробки радіоелектронного брухту базуються на плавці з використанням флюсів та спеціальних колекторів для концентрування благородних металів. Як колектори використовують як індивідуальні метали (свинець, мідь, залізо, алюміній), так і сплави (наприклад, мідь-срібло). Вибір оптимального металу-колектора ґрунтується на сукупності критеріїв, зокрема: висока розчинність шляхетних металів у колекторі та забезпечення максимального вилучення ДМ при мінімальному залишкові вмісті шляхетних металів у кінцевому шлаку.

Сучасна світова тенденція характеризується стрімким подорожчанням процесів видобутку рудної сировини та подальшого вилучення кольорових і благородних металів. Дане явище зумовлене сукупністю чинників, серед яких першочергове значення має виснаження запасів багатих руд, що призводить

до суттєвого зростання питомих витрат на їх переробку. Водночас спостерігається посилення уваги до стабілізації та контролю цін на сировинні ресурси як на національному, так і на міжнародному рівнях. Важливим аспектом також є прагнення держав забезпечити стратегічну автономність шляхом використання власних джерел сировини. Додатковим фактором зростання вартості первинного виробництва є необхідність дотримання жорстких екологічних стандартів, які значно ускладнюють процеси переробки та захоронення відходів. На тлі інтенсивного підвищення цін на енергоносії та сировину рециклінг відпрацьованих продуктів стає економічно ефективнішою альтернативою порівняно з переробкою первинної сировини.

Металургія вторинних дорогоцінних металів (ДМ) виокремилася у самостійну галузь, яка інтегрує теоретичний та практичний досвід первинної металургії, зокрема у сферах пробовідбору, підготовки сировини, збагачувальних і плавильних процесів, а також систем очищення газових викидів та стічних вод. Специфіка даної галузі зумовлена значною варіативністю фізичних форм та хімічного складу відходів, що містять цінні компоненти. Лом і відходи ДМ та їхніх сплавів є об’єктами стандартизації та класифікуються за назвою металів, фізичними ознаками, хімічним складом і показниками якості.

В Україні лідером у сфері переробки радіоелектронного брухту є ВАТ «Дніпро-ВДМ» (м. Дніпро), де впроваджено технологію [4] вилучення кольорових та дорогоцінних металів зі склоподібних друкованих плат із навісним монтажем. Комплексний технологічний процес охоплює стадії ручної диференційованої обробки, механічного дроблення, гравітаційного збагачення концентратів, а також металургійного переділу та гідрометалургійної переробки.

На етапі ручного оброблення здійснюється розбирання блоків і вузлів із застосуванням спеціалізованого пневматичного та механічного інструментарію, такого як пневмозубила, пневмокусачки та дискові ножиці. Продуктивність праці при цьому становить 150–200 кг на особу за зміну. В

результаті первинної підготовки отримують кілька типів концентратів: друковані плати з навісним монтажем, трансформатори (мість, залізо, органіка), роз’єми, що містять ДМ, а також суміш недорозділених блоків.

Подальша обробка передбачає видалення навісного монтажу з друкованих плат за допомогою пневмоінструменту з наступним спрямуванням ДМ-містких фракцій на гідрометалургійний переділ. Трансформатори піддають термічній обробці у випалювальній печі з подальшим дробленням та магнітною і повітряною сепарацією, що дозволяє виділити залізо, мідь та оксиди. Роз’єми піддають подрібненню в молоткових або ножових дробарках і магнітній сепарації для вилучення сталі, після чого немагнітний концентрат (мідь, латунь, покриття срібла, золота та паладію) також направляють на гідрометалургійну переробку. Склотекстолітову підкладку, яка містить залишкові кількості міді, свинцю, олова та ДМ, спалюють у спеціалізованих печах із системами газоочищення. Отриманий огарок плавлять у роторних газокисневих печах з окиснювальною атмосферою для отримання чорнової міді (97–98 % Cu), що містить мікрокількості срібла, золота, платини та паладію, а також шлаку.

У процесі металургійного переділу отриману чорнову мідь розливають у форми для виготовлення анодів, які в подальшому піддають електролітичному рафінуванню для досягнення високого ступеня чистоти металу. Шлак, що утворюється під час плавки, спрямовують на відновлювальну плавку в електродугових печах (зокрема типу ДСП-1,5). Це дозволяє отримати додатковий металевий концентрат із виходом цінного компонента на рівні 4–5%, тоді як залишковий третинний (відвальний) шлак містить не більше 1,5% міді, що відповідає вимогам ефективного ресурсозбереження.

Аналіз міжнародного досвіду свідчить про використання різноманітних інноваційних підходів до інтенсифікації процесів подрібнення. Зокрема, німецька технологія фірми «Schneck» передбачає кріогенне охолодження попередньо подрібненого брухту рідким азотом[4]. Такий вплив критично

низьких температур суттєво підвищує крихкість матеріалів, що значно полегшує подальшу магнітну сепарацію та механічну дезінтеграцію компонентів.

У американській практиці на установках типу PRV реалізується комплексна багатостадійна схема обробки, яка зображена на рис. 2.3. Вона охоплює двостадійне подрібнення в молоткових дробарках із наступним використанням спеціалізованих повітряних сепараторів (системи Bauer) та магнітних сепараторів (системи Eriez). Для обробки надрешітного продукту немагнітної фракції застосовуються валкові дробарки Exolon.

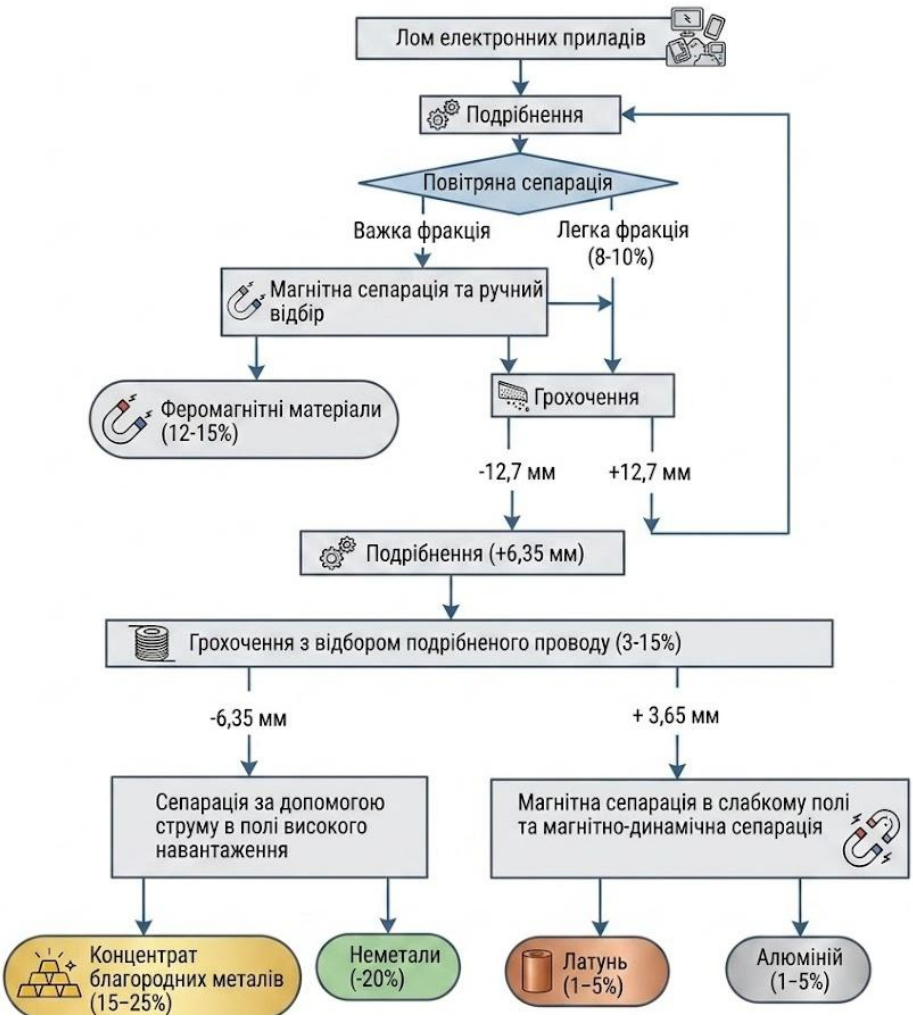


Рисунок 2.3 - Блок-схема переробки електронного брухту з гуркотінням установках типу PRV

Кінцевий етап сепарації базується на принципах електродинамічної сепарації у вихрових струмах: використання слабких полів дозволяє ефективно виділяти залізо, тоді як сильні поля застосовуються для селективного вилучення кольорових сплавів, зокрема латуні та бронзи.

Таким чином, поєднання механічних методів попередньої підготовки, кріогенних технологій та сучасних методів електродинамічної сепарації дозволяє досягати високого ступеня вилучення кольорових і благородних металів навіть із бідної та багатокомпонентної електронної сировини.

У сучасних технологічних циклах рециклінгу електронних відходів широкого застосування набули методи сепарації в середовищах різної густини, що є адаптацією класичних процесів збагачення руд кольорових металів. Зокрема, у наукових розробках ДонНДІПІКМ (Україна) ці підходи інтегровані в спеціалізовані лінії для переробки друкованих плат, електронно-вакуумних приладів, компонентів надвисокочастотної (НВЧ) техніки, а також складних зразків спеціальної апаратури та її вузлів.

Реалізація однієї з базових технологічних схем (рис. 2.4) забезпечує можливість комплексного перероблення багатокомпонентної техногенної сировини. Процес спрямований на отримання проміжних збагачених концентратів, фізико-хімічні властивості яких дозволяють ефективно здійснювати фінальне вилучення чистих металів на подальших етапах гідро- та пірометалургійного переділу. Такий системний підхід дозволяє значно підвищити вихід цінних компонентів при одночасному зниженні енерговитрат на одиницю готової продукції.

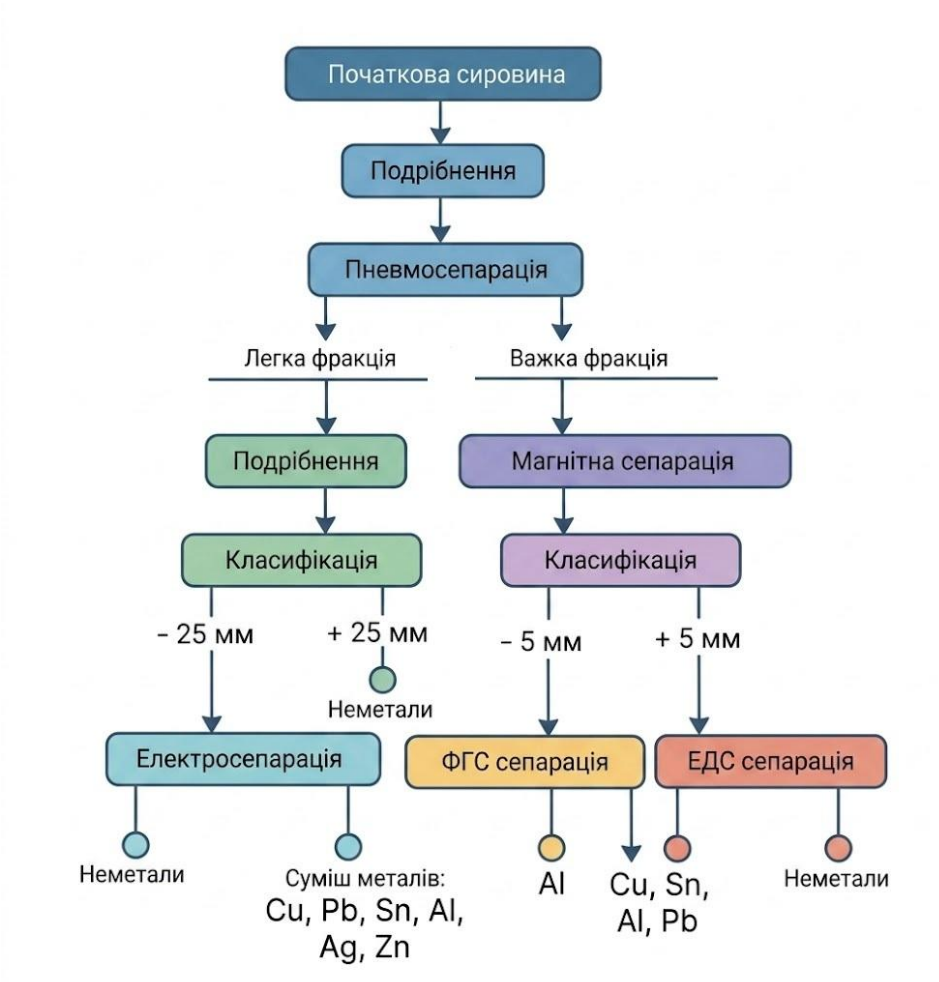


Рисунок 2.4 – Блок - схема переробки електронного брухту ДонНІПІКМ

Представлена технологічна схема базується на принципах послідовної механічної дезінтеграції та багатостадійної класифікації компонентів за їхніми фізико-хімічними властивостями. Початковий етап передбачає первинне подрібнення вихідної сировини з наступною пневмосепарацією, що дозволяє розділити потік на легку та важку фракції. Легка фракція, обсяг якої становить 8–10%, підлягає повторному подрібненню та класифікації за розміром часток. Матеріал фракції понад 25 мм класифікується як неметалева складова, тоді як дрібніша фракція піддається електросепарації для вилучення складної суміші металів, що включає мідь, свинець, олово, алюміній, срібло та цинк.

Важка фракція проходить етап магнітної сепарації, що забезпечує вилучення залізовмісних компонентів, після чого залишок піддається класифікації за межею 5 мм. Дрібнодисперсний матеріал проходить через

стадію ФГС-сепарації (ферогідростатичної сепарації) для виділення алюмінію та колективного концентрату міді, олова та свинцю. Фракція розміром понад 5 мм спрямовується на електродинамічну сепарацію (ЕДС), де відбувається фінальне відокремлення неметалевих включень від цільових металевих компонентів. Така розгалужена структура процесу забезпечує високу селективність вилучення кольорових і шляхетних металів при одночасному отриманні очищених неметалевих відходів.

Сучасна металургійна галузь характеризується сталим зростанням частки вторинної сировини, що обумовлено високою концентрацією дорогоцінних (ДМ) та кольорових металів (КМ) у техногенних відходах порівняно з природними рудами. В економічно розвинених регіонах, зокрема в США та країнах Європейського Союзу, виробництво вторинних КМ сягає 40% від загального обсягу, при цьому частка вторинного золота та срібла становить до 30%. Висока рентабельність переробки забезпечується тим, що собівартість вилучення ДМ із вторинних джерел у 6–10 разів нижча за первинний видобуток, що робить електронний та військово-технічний брухт стратегічним ресурсом шляхетних металів.

Особливу цінність становить лом радіоелектронної промисловості, який є постійно відновлюваним джерелом сировини внаслідок високої швидкості морального старіння техніки. Середній вміст золота в традиційних друкованих платах варіюється в межах 0,05–0,09% мас., а загальна металева частка (мідь, залізо, олово, нікель) становить близько 40% від загальної маси відходів. За розрахунковими даними, одна тонна електронного брухту містить приблизно 1,8 кг срібла, 930 г золота та 45 г паладію [2]. Через високу гетерогенність та багатокомпонентність така сировина не підлягає безпосередній плавці та потребує обов’язкової первинної обробки для селективного виділення компонентів.

Технологія комплексної переробки зазвичай охоплює стадії дезінтеграції, механічного дроблення та сепарації, що дозволяє розділити відходи на три групи за здатністю до збагачення: легкосепаровані компоненти

(мікросхеми та транзистори з гальванічним покриттям ДМ), важкосепаровані структури та гомогенні металеві сплави. Вилучення цільових елементів реалізується чотирма основними способами: механічним, гідрометалургійним, а також їх комбінаціями з пірометалургійними процесами.

Гідрометалургійний цикл вилучення ДМ традиційно поділяють на дві стадії: хімічне розкриття сировини у водних розчинах мінеральних реагентів (селективне або повне розчинення) з наступним вилученням цінних компонентів із рідкої фази. У вторинній пірометалургії домінуюче значення мають процеси колективної плавки з використанням флюсів та металів-колекторів (свинцю, міді, заліза або алюмінію). Критеріями вибору оптимального колектора є висока розчинність у ньому шляхетних металів та мінімізація їхнього залишку в шлаковій фазі.

Міжнародний досвід впровадження технологій рециклінгу демонструє різноманітність методологічних підходів. Так, технологія фірми «Valmet» (Франція) базується на трифракційному поділі брухту з подальшим електролітичним рафінуванням, тоді як японська система «Tekon Sanso» фокусується на процесах глибокого подрібнення для отримання надчистих матеріалів у повторному циклі. Американські та німецькі розробки (наприклад, «Inter Recycling» та «VEB») активно використовують методи мокрого збагачення на концентраційних столах, електростатичну сепарацію та комбіновані процеси вилуговування в сумішах сильних кислот.

Підсумовуючи, ефективність сучасної переробки електронного брухту визначається глибиною попередньої механічної підготовки та селективністю подальших хіміко-металургійних операцій, що дозволяє не лише вилучати дорогі метали, а й мінімізувати обсяги техногенних відходів, які вивозяться на сміттєзвалища.

Технологія швейцарської компанії «Galika» передбачає подрібнення брухту[4], зокрема телевізорів, за допомогою молоткової дробарки, яку можна розмістити на вантажівці. Після дроблення залізо вилучається магнітним барабанним сепаратором, тоді як великі шматки алюмінію та вузли

електронних схем відбираються вручну; саму ж плавку проводять у барабанній печі під захисним шаром розплавленого скла. Інший [5] підхід пропонує вилучати свинець та олово з друкованих плат шляхом їх занурення в тигель із розплавленою сумішшю гідроксиду натрію та гідроксиду калію (по 50% кожного) на 20–30 хвилин для очищення від лаку та клею. Для безпосереднього видалення припою плати протягом 25–40 хвилин контактують із розплавом, що містить 90–95% NaOH та 5–10% $NaNO_3$, при одночасному пропусканні постійного струму з щільністю 500–800 А/м^2. Також існує метод переробки в похилому конверторі з дуттьовими фурмами, який дозволяє ефективно працювати навіть із нероздробленими платами при температурах 1200–1400 °C. У цьому процесі спочатку вводять шлакоутворювач, потім подають газ та надлишкову кількість кисню для спалювання органіки, а на фінальному етапі метали виділяють із розплаву завдяки додаванню відновника та продуванню повітрям.

Патент [6] описує спосіб переробки вторинної сировини, що містить мідь. Основна мета винаходу — ефективне вилучення міді з промислових відходів та шламів.

Технологія базується на спеціальних режимах термічної обробки або плавки, які дозволяють відокремити чистий метал від домішок і шлаків з мінімальними втратами. Винахід спрямований на раціональне використання ресурсів, зниження енерговитрат та покращення очищення металу під час його регенерації з відходів виробництва. Процес реалізується шляхом попереднього нагріву агрегату до температури понад 1200 °C та введення обмеженої кількості шлакоутворювальних реагентів. Завантаження електронного брухту здійснюється паралельно або послідовно з подачею газу через рухому фурму. Протягом усього циклу продування в реакційній зоні підтримується температурний режим у діапазоні 1200–1400 °C. Через пальники та фурму подається надлишкова кількість кисню, достатня для повного окиснення органічних складових сировини. Кінцеве виділення металів із гомогенізованого розплаву досягається шляхом додавання

відновника та інтенсивного продування повітрям. Така технологія була актуальною для промисловості НДР у 1980-х роках, оскільки дозволяла замикати цикл виробництва та економити дефіцитну первинну сировину за рахунок ефективної утилізації промислового сміття та шламів.

У статті [7] В. Г. Леонтьєва та співавторів розглядається вдосконалення процесу вогневого рафінування міді через заміну традиційного повітряного дуття на пароповітряну суміш. Автори доводять, що введення водяної пари в газовий струмінь дозволяє ефективніше окиснювати та видаляти небажані домішки (залізо, цинк, олово тощо) з розплавленого металу. У роботі представлено технологію рафінування мідних розплавів від цинку, олова та свинцю шляхом продування пароповітряною сумішшю у співвідношенні 3:1. Процес здійснюється в індукційній печі при витраті дуття 60–70 м³/год та стабільному температурному режимі 1230–1250 °C. Механізм видалення домішок базується на їх випаровуванні: цинк переходить у газову фазу в металевій формі, свинець — у вигляді металу та оксиду, а олово — виключно у формі оксиду.

Технологічний цикл розділений на два етапи. На першій стадії розплав насичують киснем для забезпечення режиму «м’якого» окиснення, що сприяє очищенню міді через безпосереднє випаровування домішок із відкритої поверхні дзеркала металу та їх перехід у гетерогенний шлак. Друга стадія розпочинається після припинення подачі пароповітряної суміші та передбачає наведення спеціального рафінувального шлаку. Тривала витримка розплаву під цим шлаком забезпечує ефективне вилучення залишкових оксидних сполук і фінішне доочищення металу.

Запропонована технологія сприяє інтенсифікації масообмінних процесів у ванні печі, що дозволяє скоротити час плавки та знизити втрати міді зі шлаками. Окрім покращення ступеня очищення металу, використання пари допомагає краще дегазувати розплав, забезпечуючи вищу якість кінцевої чорнової або анодної міді.

Патент [8] описує гідрометалургійний спосіб вилучення золота та інших металів із відпрацьованих вузлів радіоелектронної апаратури. Метод базується на хімічній обробці друкованих плат, виготовлених на основі епоксидних ламінатів, з метою регенерації позолочених фрагментів, вміст золота в яких становить 0,4–0,9% за масою.

Для вилуговування компонентів використовується суміш концентрованих мінеральних кислот: сульфатної (10–20%), нітратної (2–10%) та хлоридної (0,5–3,0%). Процес розчинення реалізується за стабільного температурного режиму в діапазоні 80–120 °C, що забезпечує інтенсивне переведення металів у розчин. Технологія дозволяє ефективно відокремлювати золото від супутніх елементів, таких як нікель, мідь, олово та свинець, створюючи умови для подальшого селективного осадження дорогоцінного металу та його повторного використання у виробництві.

Для переробки вторинної електронної сировини, зокрема друкованих плат на основі складного епоксидного ламінату, застосовують методи хімічної екстракції. Об'єктом обробки є плати з позолоченими фрагментами (масова частка золота 0,4 – 0,9 %), що також містять мідь, нікель, олово та свинець [8]. Процес вилуговування здійснюють за температурного режиму 80 – 120 ^{o}C із використанням багатокомпонентної кислотної суміші. Подальше вилучення золота з продуктивних розчинів реалізується за допомогою апробованих методів осадження.

Згідно з патентним рішенням [9], для друкованих плат із покриттям на основі олов’яних сплавів передбачено стадію попередньої обробки 16% розчином HCl. Це забезпечує отримання розчинів із концентрацією золота 0,15 - 0,75 г/л та отримання концентратів із вмістом цільового металу 75 - 79,1%. Встановлено, що типовий вміст металічних компонентів у таких платах становить: олово (2,19 - 6,13%), мідь (1,68 - 2,08%), нікель (0,49 - 0,50 %) та золото (0,04 - 0,05%). Видалення припою системи «олово-свинець» із поверхні друкованих плат здійснюється шляхом гідрохімічної обробки за кімнатної температури [10]. Як реакційне середовище використовують розчин, що

містить HNO_3 (400 - 500 мг/л), тетрафтороборну кислоту HBF_4 (1,0 - 11,5 г/л) та поверхнево-активну речовину ОС-20 (1,0 - 1,5 г/л) відповідно до ГОСТ 10730-82).

Запропоновано технологію гідрохімічної деметилізації припою із золотовмісних концентратів [11], яка базується на використанні азотнокислих розчинів із додаванням комплексоутворювача — похідної карбонової кислоти. Об'єктом дослідження слугував концентрат, що мав наступний елементний склад (мас. %): 63,90 Cu; 18,00 Sn; 10,30 Pb; 0,60 Au; 0,50 Pd; 0,17 Zn та 0,10 Ag.

Внаслідок термохімічної обробки сировини було отримано три фази: очищений від припою золотовмісний матеріал, нітратний розчин, у який переходить основна частина компонентів припою, та шлам. Аналіз шламу продемонстрував концентрацію металів на рівні (мас. %): 32,70 Sn; 5,00 Cu; 3,00 Au; 2,50 Pb; 0,50 Ni; 0,10 Ag; 0,10 Mg; 0,06 Fe та 0,06 Ca. Масовий вихід шламової фракції становить 0,12–0,15% від вихідної наважки концентрату. Ступінь вилучення металів у цільовий продукт із припійної складової досягає: для золота — до 99,6%, срібла — 99,99%, паладію — 100%, а олова — у межах 96–98%.

У патенті [12] представлено метод екстракції благородних металів із друкованих плат, що базується на розчиненні вихідної сировини в «царській горілці» або в кислотних середовищах із додаванням нітрозилу. Селективне відновлення цільових компонентів із отриманих розчинів реалізується шляхом введення відновників, таких як формальдегід, гіпофосфати лужних металів або гідроксиламін.

Використання електрохімічних методів забезпечує високу селективність розділення дорогоцінних та кольорових металів, що містяться у брухті радіоелектронної техніки. У роботі [13] наведено результати екстракції срібла з механічно обробленого концентрату (сплющені роз'єми та штекери з мідною/латунною основою та гальванічним срібним покриттям). Елементний склад вихідного матеріалу (мас. %): 67,1 Cu; 11,3 Ag; 7,6 Pb; 5,1 Sn; інше — Zn

та неметалічні домішки. На 15–20% поверхні матеріалу зафіксовано наявність припою системи Sn-Pb (аналог ПОС-60).

Електроліз здійснювали в обертовому дзвоновому апараті (кут нахилу 45°, швидкість обертання 15 $хв^{-1}$) із застосуванням лужного родуватого електроліту, ніобієвого анода та катода з нержавіючої сталі, розділених скловолоконною діафрагмою. Загальний ступінь вилучення срібла в електроліт та катодний осад склав 82–83%, при цьому основна частина міді зберігалася в анодному залишку. Встановлено, що присутність олов'яно-свинцевого припою є лімітуючим фактором для подальшої інтенсифікації процесу.

Також досліджено комплексну переробку концентрату, що містить (мас. %): 68,10 Cu; 4,46 Sn; 2,40 Ni; 0,30 Ag; 0,30 Pb; 0,06 Pd; 0,05 Pt та 0,02 Au. Процес проводили в сульфатному електроліті (H_2SO_4 - 70 г/л) у діафрагмовому електролізері з віброагітацією анодного матеріалу та графітовим струмопідводом. На титановому катоді формувався порошковий осад (склад: 81,0% Cu; 18,9% Sn; 0,1% Ni), тоді як золото, срібло, платина та паладій концентрувалися в анодному шламі. Показники вилучення у шлам становили: для платини — 99,9%, паладію — 99,8%, срібла — 98,7%.

Отриманий шлам піддавали пірометалургійному переплавлянню за температури 1200–1250 °C під шаром флюсу ($Na_2B_4O_7$ та вугільний порошок) для виготовлення вторинних анодів. Їх подальше електрохімічне рафінування в електроліті (H_2SO_4 - 150 г/л, $CuSO_4$ - 25 г/л) при анодній щільності струму 2500 $А/м^2$ дозволило отримати мідний порошок чистотою 99,7%. Підсумкове наскрізне вилучення благородних металів у вторинний шлам склало: 99,6% Au; 99,5% Pt; 99,4% Pd та 97,4% Ag.

Згідно з патентом [14], вилучення золота та супутніх кольорових металів (КМ) із відходів електронної промисловості реалізується у два етапи. На першій стадії сировину завантажують у титановий анодний кошик із каталітичним покриттям. Як робоче середовище використовують хлоридний

електроліт, що містить солі металів змінної валентності (Fe, Cu, Ti) у концентрації 0,01–0,3 моль/л та комплексоутворювач.

Особливістю методу є генерація окиснювача безпосередньо на анодній поверхні, що забезпечує стабільний окиснювально-відновний потенціал. Це ініціює процеси самоокиснення-відновлення, внаслідок яких золото випадає в осад безпосередньо з об’єму електроліту, а інші метали осаджуються на катоді.

На другому етапі отримане анодне золото переплавляють у зливки та піддають електролітичному рафінуванню в розчині золотохлористоводневої кислоти. Процес проводиться із накладанням змінного асиметричного струму, що забезпечує осадження високочистого золота на катоді. Срібло при цьому акумулюється на дні електролізера у формі хлориду. Для вилучення залишкових домішок та золота з розчину використовується додатковий катодний вузол, оснащений аніонітовою або пористою діафрагмою.

З метою підвищення ступеня вилучення дорогоцінних (ДМ) та кольорових металів (КМ) запропоновано метод електролізу в азотнокислому середовищі із застосуванням змінного струму промислової частоти [15]. У процесі електрохімічного розчинення зливків золото та олово переходять у шлам, який піддають термічній обробці при 500–550 °С для пасивації олова перед подальшою екстракцією благородних компонентів у «царській горілці».Для деметалізації дефектних олов'яних та свинцевих покриттів використовують анодне розчинення в лужних (для Sn) або кислотних середовищах (H_2SiF_6, HBF_4, HSO_3NH_2). Це забезпечує високу електропровідність системи та ефективне переведення КМ і БМ у розчинні та шламові форми відповідно.

Згідно з наданими даними [16], технологічний процес деметалізації брухту електронної промисловості від сплавів системи Sn-Pb базується на електролітичному розчиненні в гексафторсилікатному середовищі.

Параметри та інтенсифікація процесу:

1. Склад електроліту: розчин, що містить 370–430 мл/л H_2SiF_6 та 10–20 г/л NH_4NO_4.Режим електролізу: процес реалізується за густини струму 23 А/дм² та температурного діапазону 20–22°С.

2. Ультразвукова обробка: застосування ультразвукового поля є ефективним методом інтенсифікації, оскільки воно сприяє деполяризації електродів та зниженню напруги на електролізері. Це дозволяє збільшити швидкість електровідкладення металів у 4,0–4,5 раза порівняно з методами механічного перемішування[17].

Апаратурне оформлення: Традиційно для вилучення дорогоцінних (ДМ) та кольорових металів (КМ) застосовують електролізери з литими електродами[18]. Проте перспективним напрямком є використання насипних електродів, зокрема:

Насипних шарів із механічним перемішуванням лопатевими пристроями.

1. Електродів із перекочуванням частинок, що досягається шляхом обертання робочого простору реактора.

2. Ключовими перевагами насипних електродних систем є розвинена питома поверхня та високі показники масопереносу, що підвищує загальну ефективність рекуперації металів.

2.3 Електрохімічні та апаратурно-технологічні аспекти деметалізації лудженої вторинної сировини

2.3.1 Хлорування олова

Процес хлорування є одним із базових методів переробки олов’яновмісної сировини, який базується на високій реакційній здатності олова до хлору з утворенням летких хлоридів. Нижче наведено науковий опис цього процесу, сформульований на основі загальних принципів металургії та доповнений методами інтенсифікації.

Теоретичні засади хлорування олова. Хлорування олова здійснюється переважно газоподібним хлором. Основними продуктами реакції є дихлорид $SnCl_2$ та тетрахлорид олова $SnCl_4$. Тетрахлорид олова є леткою сполукою (температура кипіння близько 114°C), що дозволяє ефективно відокремлювати його від основної маси відходів шляхом дистиляції.

Основні хімічні реакції:

$$Sn + Cl_2 = SnCl_2$$

$$SnCl_2 + Cl_2 = SnCl_4$$

У контексті переробки радіоелектронного брухту та луджених металів, хлорування може виступати як самостійний етап або комбінуватися з іншими методами обробки. Апаратурне оформлення: Аналогічно до процесів, описаних у, для підвищення ефективності взаємодії фаз доцільно використовувати реактори з інтенсивним перемішуванням або насипні електродні системи у випадках електрохімічного хлорування.

Процес може проводитися як у газовому середовищі, так і в розчинах (гідрохлорування) з використанням мінеральних реагентів. Це дозволяє забезпечити селективне вилучення олова, переводячи його в розчинну фазу, тоді як благородні метали залишаються в осаді або відокремлюються на наступних стадіях.

Важливими параметрами є температурний контроль та концентрація активного хлору. Висока питома поверхня сировини, що досягається шляхом механічного подрібнення, суттєво прискорює дифузійні процеси та повноту перетворення металевого олова на хлориди.

Метод має деякі переваги, так як висока селективність, гнучкість, отримання цінних продуктів. Можливість відокремлення олова від заліза, міді та інших компонентів сплавів. Метод підходить як для бідної сировини, так і для концентратів. Тетрахлорид олова є затребуваною сировиною для хімічної

промисловості (виробництво органоолов’яних сполук, скління тощо). Для досягнення максимальних показників вилучення (аналогічно до 4,0–4,5 кратного прискорення при електролізі) рекомендується поєднання хімічного хлорування з механічною активацією поверхні або ультразвуковим впливом для руйнування пасивуючих шарів на поверхні металу.

Промислова деметилізація відходів жерсті методом хлорування тривалий час розглядалася як один із найбільш економічно доцільних способів підготовки брухту до вторинної переробки. Основою даного процесу є екзотермічна взаємодія металевого олова з газоподібним хлором, що описується рівнянням $SnCl_4$ + 127 250 кал, при цьому значення теплоти утворення тетрахлориду олова, за різними джерелами, варіюються в діапазоні від 121 250 до 129 600 кал. Крім того, утворений $SnCl_4$ здатний до подальшої реакції з надлишком металевого олова на поверхні жерсті, що призводить до формування дихлориду олова за схемою $SnCl_4 + Sn=2SnCl_2$. Критичною технологічною умовою ефективності даного методу є повна відсутність вологи та органічних домішок, таких як папір або лакофарбові покриття, на оброблюваному матеріалі. За умови застосування осушеного хлору та попередньої термічної підготовки сировини залізна основа залишається інертною, тоді як наявність слідів води ініціює небажане утворення хлориду заліза ($FeCl_3$). Отриманий тетрахлорид олова знаходить подальше застосування в текстильній галузі, зокрема для обтяження шовкових волокон.

Незважаючи на перевагу методу у вигляді можливості масштабування та використання реакторів великої одиничної потужності, практична реалізація хлорування пов'язана з певними технологічними труднощами. Значний тепловий ефект реакції вимагає впровадження системи безперервного відведення тепла, оскільки надмірне зростання температури в реакційній зоні стимулює активну корозію залізної підкладки та утворення $FeCl_3$, що негативно впливає на селективність процесу та якість кінцевих продуктів.

У промисловій практиці процес деметилізації реалізується у вертикальних циліндричних ретортах, виготовлених із листової сталі

завтовшки 15–20 мм шляхом зварювання або клепання. Вихідна сировина, представлена очищеними та дегідратованими відходами жерсті, завантажується в реактор у спеціалізованих металевих контейнерах («кошиках»), виготовлених із дротяної сітки або перфорованого сталевого листа.

Геометричні та кількісні характеристики установки:

- Типовий реактор висотою 5 м та діаметром 3 м вміщує приблизно 15 т пресованої сировини.

- При середньому показнику вмісту олова 20 кг на тонну відходів, сумарна маса металу, що підлягає вилученню в межах одного робочого циклу, становить близько 300 кг.

Термодинамічні параметри та система охолодження носить екзотермічний характер реакції. Хлорування в апаратах зазначеного об'єму зумовлює генерацію надлишкового тепла в кількості близько 10000 ккал на кожну тонну переробленої сировини. Для стабілізації температурного режиму та ефективного терморегулювання реторти монтуються попарно й оснащуються системою примусової циркуляції. Використання вентиляційних установок дозволяє перекачувати газову фазу між реакторами через теплообмінний контур (холодильник) рис 2.5, що забезпечує безперервне відведення теплової енергії та запобігає перегріву робочої зони.

Рівномірне зняття олова з поверхні відходів жерсті досягається шляхом забезпечення стабільного контакту газової фази з усією площею завантаженого матеріалу, що реалізується через безперервну циркуляцію робочого газу для підтримки ізотермічних умов у всьому об’ємі реторти. Оскільки реакція хлорування з утворенням $SnCl_4$ супроводжується зниженням об’єму газової суміші, технологічний процес передбачає подачу реагенту під тиском, а припинення падіння тиску в системі слугує індикатором завершення хімічної взаємодії.

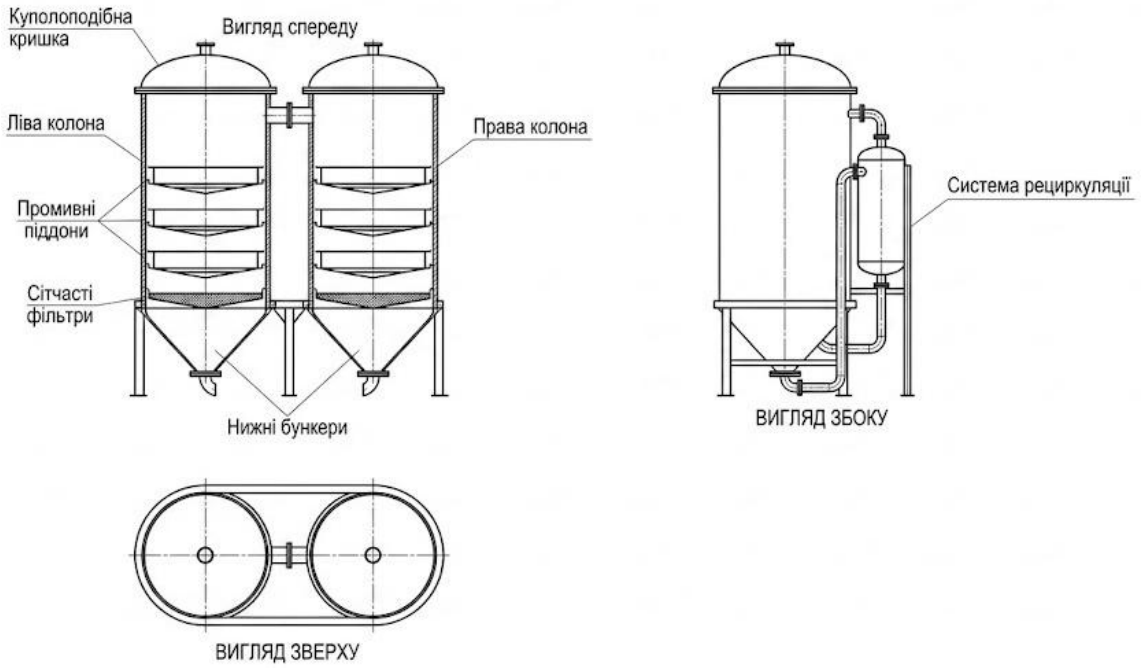


Рисунок 2.5 - реслення двоколонної роторної системи для хлорного відгону олова

Практичний досвід промислової експлуатації подібних установок (зокрема на заводі в м. Ессен) свідчить про використання герметичних реторт місткістю 50 - 70 т, куди завантажувалися пакети жерсті стандартного розміру вагою близько 50 кг. Режим хлорування передбачав початкову подачу газу під тиском 0,75 атм із подальшим його підвищенням до 2 атм, при цьому найвища інтенсивність реакції спостерігалася протягом перших 3 - 4 годин, а повний цикл деметалізації тривав до 12 годин. Для підвищення коефіцієнта вилучення олова рідкий хлорид, що акумулювався в нижній частині апарату, рециркулював за допомогою насосної установки у верхню зону реторти, забезпечуючи додаткове зрошення пакетів сировини.

Промислова реалізація методу часто базується на вакуумно-хлорній технології, яка передбачає попередню евакуацію повітря з реактора перед подачею реагенту. Конструктивно реторти являють собою залізні циліндри з товщиною стінок 22 мм, що завершуються конічним днищем, герметично закриваються кришками та оснащуються контрольно-вимірювальними приладами (манометрами та вакуумметрами). Підготовлені пакети очищеної

білої жерсті масою близько 500 кг розміщуються в залізних кошиках діаметром 1400 мм та висотою 800 мм, які встановлюються в реторту по шість одиниць за допомогою кранового обладнання. Весь логістичний цикл завантаження шести контейнерів триває близько 30 хвилин і потребує залучення обмеженого персоналу, а безпосередня подача хлору здійснюється циклічно порціями по 8 - 10 кг/годину з постійним моніторингом перебігу реакції.

За завершенням процесу хлорування передбачено стадію охолодження реторти тривалістю 1–2 години, після чого рідкий тетрахлорид олова виводиться через нижній конічний штуцер реактора. З огляду на інтенсивне газовиділення під час дренування продуктів, кожна одиниця обладнання оснащується системою примусової вентиляції для забезпечення належних санітарно-гігієнічних умов праці. Перед проведенням наступного завантажувального циклу проводиться дегазація робочого простору шляхом вакуумування або водної промивки. Слід зауважити, що використання водної промивки ініціює формування слабких розчинів хлоридної кислоти, що призводить до корозійної деструкції сталевого корпусу реторти; за таких умов конструкційні матеріали апарата повинні мати високу кислотостійкість, хоча методично доцільнішою альтернативою є видалення залишків газів за допомогою вакуум-насосів.

Існує декілька етодів переробки тетрахлориду олова. Одержаний $SnCl_4$ піддають дистиляційному очищенню від домішок заліза та вільного хлору або використовують як сировину для синтезу олов’яних солей та отримання металевого олова.

Відновлення металевої фази з тетрахлориду здійснюється двома основними способами:

Цементація: заміщення олова в розчині більш електронегативними металами, зокрема цинком або алюмінієм.

Електроліз: процес із використанням нерозчинних анодів, де осадження олова відбувається на катоді з одночасним виділенням вільного хлору на аноді.

Показники ефективності хлорного методу знелуження, наведені в Таблиці 2.1, демонструють пряму залежність між вихідним вмістом олова в жерсті (1,3–2,0%) та тривалістю реакції, яка становить від 7,5 до 9 годин. Фактична витрата хлору перевищує теоретично необхідну, що зумовлено специфікою промислових втрат та повнотою проходження реакції.Якісні характеристики:Хімічний склад металу, отриманого за даною технологією, характеризується високим ступенем чистоти: вміст олова становить 99,5 - 99,8%, частка свинцю варіюється в межах 0,1 - 0,25%, а вміст заліза та цинку обмежується слідовими кількостями.

Аналіз одержуваного цим способом металевого олова наступний: 99,5-99,8% Sn, 0,1-0,25% PbЬ, сліди Fe і Zn.

Процес рекуперації олова хлорним методом складається з наступних етапів:

1. Сортування: на початковому етапі відходи жерсті розділяють для видалення сторонніх домішок.

Таблиця 2.1 - Показники хлорного способу знелуження жерсті

Завантажено жерсті	3000	2800	3000
Олова %	1,8	1,3	2
Теоретично необхідна кіл-ть хлору, кг	64	44	73
Фактична витрата хлору, кг	83	7	93
Вихід хлоного олова, кг	115	79	130
Тривалість реакції, год	8	7,5	9

2. Сортування: на початковому етапі відходи жерсті розділяють для видалення сторонніх домішок.

3. Механічна та хімічна підготовка: сировина піддається подрібненню для збільшення питомої поверхні, а також промивці та знежиренню для видалення залишків органічних речовин і мастил.

4. Сушка: критично важливий етап, оскільки присутність вологи ініціює небажану корозію заліза під час хлорування.

5. Пресування в пакети: підготовлені відходи формують у пакети (вагою близько 50 кг або більше) для зручності завантаження в реактор.

6. Завантаження в реторти та хлорування: пакети поміщають у герметичні реторти, куди подається хлор. У результаті хімічної реакції олово переходить у стан хлориду.

7. Вихід продуктів: основним продуктом є рідке хлорне олово $SnCl_4$, а побічним - очищений залізний скрап, придатний для подальшої переробки.

Процес очищення деметилізованих відходів реалізується у два послідовні етапи. Початкова стадія передбачає обробку гарячою водою, після чого проводиться промивка розчином лугу, підігрітим до температури 90°C. Застосування такої технологічної схеми забезпечує інтенсивну дегідратацію вторинної сировини та запобігає виникненню корозійних процесів на поверхні металу.

Однією з ключових модифікацій хлорного процесу є забезпечення безперервної евакуації тетрахлориду олова $SnCl_4$ безпосередньо під час реакції. Впровадження цієї умови дозволяє підвищити робочу температуру хлорування до 300 °C, що суттєво перевищує стандартні показники, які на практиці становлять близько 38 °C. Такий температурний режим та постійне відведення продуктів реакції мінімізують імовірність утворення хлориду заліза FeCl3, що сприяє збереженню цілісності та подовженню експлуатаційного терміну технологічного обладнання.

Особливості подачі реагенту згідно з досвідом експлуатації хімічного заводу в Крейфельді, подача хлору в реакційну зону реторти здійснюється у

складі повітряно-газової суміші. Попереднє змішування компонентів у камерах змішування перед їх надходженням до реторти дозволяє досягти вищої рівномірності перебігу реакції, попри незначне зниження кінетичних показників (швидкості) процесу.

2.3.2 Гідрометалургійна переробка радіоелектронного брухту в кислих середовищах

Один із класичних методів деметалізації передбачає обробку відходів розчинами тетрахлориду олова $SnCl_4$, що призводить до утворення дихлориду олова ($SnCl_2$) з подальшим електролітичним вилученням металу на нерозчинних анодах. Електроліз характеризується початковою напругою на ванні 0,5–1,0 В, яка в міру збіднення електроліту зростає до 2 В, забезпечуючи формування кристалічного осаду олова на катоді, проте після декількох циклів циркуляції розчин деградує через накопичення хлориду заліза $FeCl_3$.

Альтернативний підхід базується на використанні хлоридної кислоти з введенням газоподібного хлору, де пасивуючий шар $FeCl_3$ обмежує розчинення залізної основи в концентрованому холодному середовищі. Для інтенсифікації цього процесу застосовують нагрівання сировини до 70–90 °C та обробку термічно активованим розчином HCl з додаванням окиснювачів, як-от перманганату калію, хроматів або біхроматів, що дозволяє досягти оперативного розчинення олова під впливом хлору, що генерується in situ. Також відомі способи деметалізації в середовищі винної кислоти за присутності кисню повітря, що реалізуються в перфорованих барабанних реакторах, де оптимальна концентрація 5 % забезпечує ефективне переведення металу в розчин з його подальшим осадженням сірководнем.

Крім того, зняття олова з білої жерсті можливе в розведеній хлоридній кислоті з додаванням нітратної кислоти або її замінників у вигляді хлоратів натрію чи калію, хоча останні демонструють нижчу кінетичну активність. Попри різноманітність описаних підходів, методи із застосуванням кислих розчинників не отримали масштабного впровадження в промисловій практиці.

2.4 Гідрометалургійні методи переробки олов'яновмісної вторинної сировини в лужних середовищах

Поряд із кислотною деметалізацією, широкого теоретичного та практичного обґрунтування набули методи зняття олова з відходів жерсті в лужних середовищах. Основною перевагою лужних реагентів порівняно з кислими є їхня висока селективність, що виражається у відсутності розчинення залізної основи.

Хімізм процесу та кінетичні особливості спрямовані на вибір основного розчинника, гідроксид натрію (NaOH), що призводить до переходу олова в розчинну фазу з утворенням натрію станнату. Сумарна реакція процесу має такий вигляд:

$$Sn + 2NaOH + H_2O \rightarrow Na_2SnO_3 + H_2O.$$

Низька швидкість даної реакції зумовлена значною перенапругою виділення водню на олові. Для інтенсифікації розчинення необхідне введення деполяризаторів (окиснювачів), зокрема кисню, що дозволяє прискорити процес за схемою:

$$Sn + 2NaOH + O_2 \rightarrow Na_2SnO_2 + H_2O$$

Окремим технологічним рішенням є використання ацетату свинцю $Pb(C_2H_3O_2)_2$ або оксиду свинцю PbO у гарячих лужних розчинах. У цьому випадку відбувається заміщення: олово переходить у розчин, а еквівалентна кількість свинцю відновлюється до металевої фази (осаду), який згодом розчиняють в оцтовій кислоті для повторного циклу. Взаємодія з оксидом свинцю описується рівнянням:

$$Sn + 2NaOH + 2PbO_2 = Na_2SnO_3 + 2Pb + H_2O$$

Апаратурне оформлення та вилучення продуктів:

- Реакційне обладнання: процес реалізується в перфорованих обертових барабанах, занурених у ванну з лужним електролітом, що забезпечує інтенсивне перемішування та рівномірність обробки.
- Приготування розчину: змішування ацетату свинцю та лугу проводять до стабілізації лужного середовища та припинення утворення каламуті.
- Осадження: для вилучення олова з отриманих лужних розчинів застосовують карбонізацію (діоксидом вуглецю), обробку вапняним молоком або іншими осаджувальними реагентами.

Процес переробки олов'яновмісних відходів жерсті гарячими розчинами гідроксидів металів може супроводжуватися застосуванням сильних окиснювачів, таких як діоксид марганцю MnO_2 або нітрат натрію $NaNO_3$. За умови підтримання високої концентрації лугу в реакційній системі продукти взаємодії можуть не переходити у розчинну фазу, а випадати в осад. Отриманий концентрат, що містить до 35% олова, піддається фільтрації та промивці з подальшим вилученням металу, тоді як регенерований фільтрат після корекції складу повертається в технологічний цикл.

Рівняння реакцій та роль деполяризаторів:

Термічна дисоціація нітрату: При взаємодії з оловом нітрат натрію виступає джерелом кисню, перетворюючись на нітрит:

$$2NaOH \rightarrow 2NaNO_2 + 0_2$$

Утворення станнату. Кисень ініціює окиснення олова в лужному середовищі:

$$Sn + 2NaOH + O_2 \rightarrow Na_2SnO_3 + H_2O$$

Роль нітриту як деполяризатора. Сформований $NaNO_2$ додатково сприяє проходженню реакції, відновлюючись до вільного азоту або аміаку залежно від умов:

$$4NaNO_3 + 6H_2 \rightarrow 2N_2 + 4NaOH + 4H_2O$$

$$4NaNO_3 + 6H_2 \rightarrow 2NH_3 + 2NaOH + 2H_2O$$

Загальний процес деметалізації з утворенням аміаку описується формулою:

$$4Sn + 6NaOH + 2NaNO_3 \rightarrow 4Na_2SnO_3 + 2NH_3$$

Рекуперація олова з натрію станнату може здійснюватися шляхом електролізу на нерозчинних анодах, дією мінеральних кислот (наприклад, H_2SO_4) або методами осадження:

Карбонізація: Під дією вуглекислого газу або гідрокарбонату натрію олово випадає в осад у формі діоксиду SnO_2:

$$Na_2SnO_3 + CO_3 \rightarrow SnO_2 + Na_2CO_3$$

$$Na_2SnO_3 + 2NaHCO_3 \rightarrow SnO_2 + 2Na_2CO_3 + H_2O$$

Взаємодія з гідроксидом кальцію призводить до утворення нерозчинного кальцію станнату:

$$Na_2SnO_3 + Ca(OH)_2 \rightarrow CaSnO_3 + 2NaOH$$

При обробці розчину натрію станнату сульфатною кислотою олово осаджується у формі гідроксиду за реакцією:

$$Na_2SnO_3 + H_2SO_4 + 2H_2O \rightarrow Sn(OH)_4 + Na_2SO_4 + H_2O$$

Використання CO_2 або $NaHCO_3$ для осадження призводить до утворення розчину соди, який підлягає каустифікації для повторного використання у циклі:

$$Na_2CO_3 + Ca(OH)_2 \rightarrow CaCO_3 + 2NaOH$$

Ефективність регенерації гідроксиду натрію становить приблизно 80% від стехіометричної кількості.

Параметри вилуговуючого розчину та інтенсифікація:

- Концентрація гідроксиду натрію в робочому розчині підтримується на рівні 10–12%.
- Для прискорення кінетики розчинення крізь електроліт барботується повітря як джерело кисню; як додатковий окиснювач вводиться селітра у пропорції 1 частина на 10 частин NaOH.

- Температурний режим процесу становить 70–80 °С, що забезпечується подачею гарячого повітря.
- Розчин вважається насиченим при досягненні концентрації олова близько 15 г/л, після чого він спрямовується на подальшу переробку.

Промислове оформлення та регламент:

- процес реалізується в баках висотою 2–3 м та діаметром 1,5–2,0 м.
- сировина завантажується в кошиках із дротяної сітки масою від 250 до 500 кг за допомогою кранового обладнання або тельферів.
- тривалість циклу знелуження становить зазвичай 3 години.
- через корозійну активність селітри щодо заліза, після завершення реакції скрап потребує ретельної промивки.

Альтернативою стаціонарним бакам із кошиками в процесі деметалізації є використання перфорованих обертових барабанів, занурених у ванни з робочим розчином. Процес осадження олова шляхом карбонізації вуглекислим газом CO_2 реалізується в апаратах, тип яких визначається масштабами виробництва: від послідовно встановлених закритих металевих баків із нижнім підведенням газу для барботажу до великогабаритних тарілчастих веж-колон або веж із насадкою.

У колонних апаратах розчин подається відцентровими насосами у верхню частину і стікає вниз, тоді як газ рухається в режимі протиточії, що забезпечує інтенсифікацію контакту фаз та повноту використання реагенту. Осад оксиду олова, що формується у вигляді пульпи, видаляється з тарілок спеціальними механізмами та накопичується в нижній частині апарата для подальшого розділення.

Контроль повноти осадження здійснюється шляхом відбору проб та їхнього додаткового насичення вуглекислотою. Як джерело CO_2 можуть бути використані відхідні гази промислових печей, котелень або двигунів внутрішнього згоряння. Вилучення оксиду олова з пульпи проводиться методом фільтрації на вакуум-фільтрах, фільтрпресах або центрифугуванням,

після чого висушений осад спрямовується або безпосередньо в промисловість (наприклад, керамічну), або на відновлювальну плавку для отримання металу.

Основними перевагами даного способу є апаратурна простота, зручність обслуговування та універсальність щодо видів сировини, водночас до недоліків належать необхідність оперування значними об’ємами розчинів та обов’язкова стадія очищення розчинів вилуговування для отримання чистого продукту.

Необхідність очищення розчинів від сторонніх домішок визначається подальшою сферою використання продукту: воно є обов'язковим для керамічної промисловості, проте зазвичай не потрібне для отримання металевого олова, оскільки метал проходить стадію рафінування після відновлювальної плавки.

Процес сепарації домішок свинцю, заліза та сурми реалізується шляхом додавання сульфіду натрію, що зумовлює їх осадження у формі сульфідів із подальшою металургійною переробкою отриманого осаду.

Одним із масштабних прикладів практичної реалізації гідрометалургійного знелуження в лужному середовищі є технологія фірми «Уайртон Стіл Ко» (США)[34], яка базується на таких принципах:

- параметри розчину: відходи жерсті піддають дії розчину, що містить $180–200$ г/л каустичної соди та $26–28$ г/л селітри.
- отримання продукту: процес спрямований на формування насиченого розчину станнату натрію, надлишок якого акумулюється на дні резервуарів у вигляді кристалічної маси.
- сепарація та очищення: кристали виділяють за допомогою центрифуг безперервної дії, що забезпечує безпеку роботи з гарячими концентрованими лугами та високу якість розділення фаз.
- переробка кристалів: виділений станнат натрію розчиняють у воді та відстоюють для видалення механічних домішок, захоплених під час вивантаження.

- кінцеве осадження: чистий розчин обробляють сульфатною кислотою для отримання гідроксиду олова.
- стабілізація виходу: з метою запобігання втратам олова через утворення розчинного сульфату (у разі надлишку кислоти) до системи додають карбонат натрію, що забезпечує повторне осадження розчиненої частини металу.

Завершальна стадія гідрометалургійної переробки передбачає розділення фаз шляхом фільтрації осаду гідроксиду олова. Для видалення залишкових кількостей сульфату натрію осад піддають ретельній промивці, після чого здійснюють його дегідратацію (висушування). Підготовлений концентрат шихтують із подрібненим антрацитом і спрямовують на відновлювальну плавку для отримання металевого олова.

Розрахункові та фактичні витрати реагентів: Відповідно до теоретичних стехіометричних розрахунків, питома витрата матеріалів на виробництво 100 кг металевого олова становить:

Гідроксид натрію (їдкий натр) — 67,4 кг;

Нітрат натрію — 31,8 кг;

Сульфатна кислота — 88,8 кг;

Вугілля (антрацит) — 10,1 кг.

Варто зазначити, що в умовах промислової експлуатації установки фактична витрата реагентів у 3–4 рази перевищує теоретично обґрунтовані значення.

Схема ланцюга апаратів технологічного процесу зняття олова на заводі Weirton Steel Co показано на рис. 2.6

Підготовка сировини: 1 - Рулон кромкової обрізі. 2 - Дискова пила для подрібнення обрізі. 3 - Листовий жерстяний скрап.

Реакційна зона та промивка: 4 - Бак із вилуговуючим розчином (NaOH + селітра) та обертовим барабаном. 5 - Ванна для промивання знелуженого скрапу водою. 6 - Гідравлічний прес для формування пакетів залізного скрапу перед відвантаженням.

Розділення та очищення: 7 - Центрифуга безперервної дії для виділення кристалів станнату натрію. 8 - Бак для розчинення виділеного станнату у воді (з виділенням нерозчинного осаду).

Отримання гідроксиду та відновлення: 9 - Реактор для осадження гідроксиду олова шляхом додавання сульфатної кислоти H_2SO_4. 10 - Рамний фільтр-прес для зневоднення гідроксиду олова. 11 - Газова барабанна сушарка для отримання сухої суміші оксидів/гідроксидів. 12 - Електропіч для відновлювальної плавки шихти з вугіллям та розливання металевого олова.

Блок схема технологічного процесу зняття олова на заводі Weirton Steel Co показано на рис. 2.7

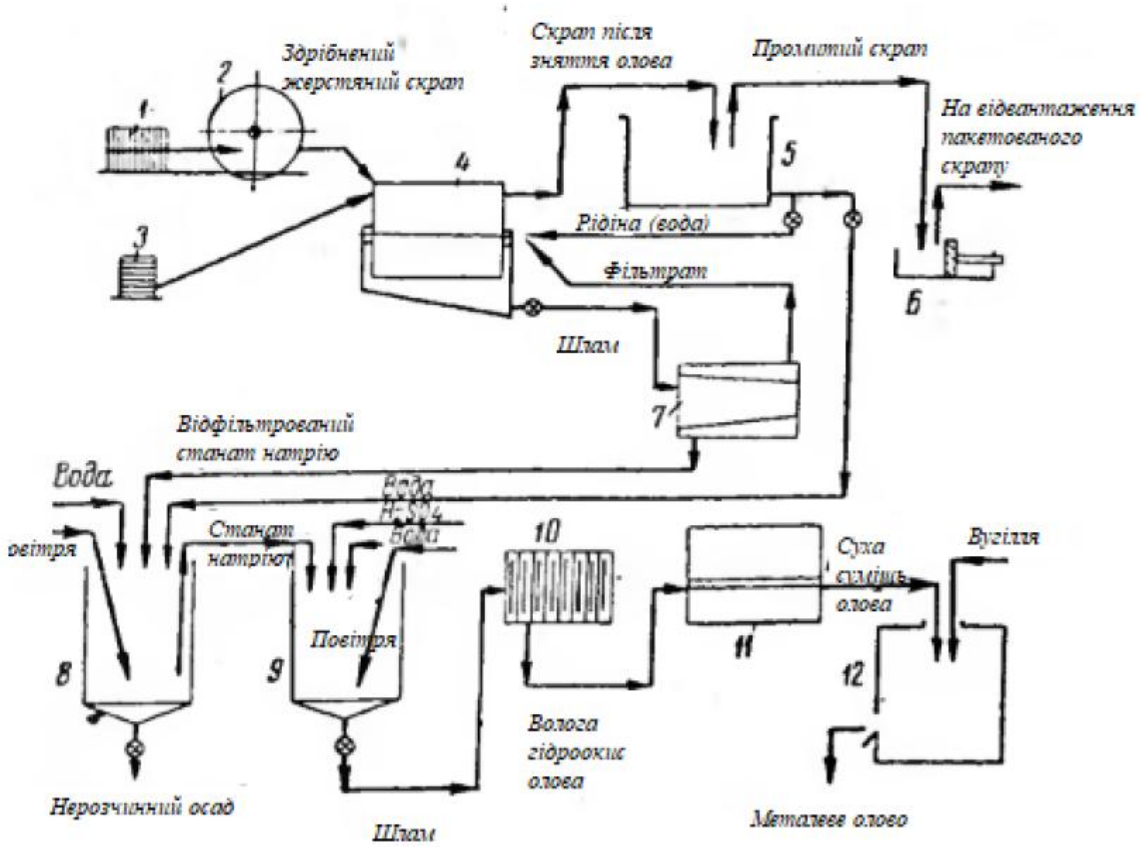


Рисунок 2.6 - Схема ланцюга апаратів для зняття олова з відходів жерсті на заводі Weirton Steel Co



Рисунок 2.7 Блок схема технологічного процесу зняття олова (Weirton Steel Co.)

Сировиною для процесу регенерації олова є бляшаний скрап, що надходить у формі рулонів кромкової обрізі електролітично лудженої жерсті або інших металевмісних відходів, зокрема бракованих листів гарячого лудіння. Рулони кромкової обрізі мають уніфіковані параметри (ширина — 1 м, діаметр — 0,75 м) та масу в діапазоні 680–815 кг, при цьому питомий вміст олова варіюється від 2,5 до 10 кг на тонну матеріалу залежно від якісних характеристик жерсті. Транспортування сировини до цеху регенерації здійснюється залізничним транспортом із застосуванням електромагнітних кранів для розвантажувальних робіт.

Первинна обробка полягає у механічному подрібненні рулонів за допомогою дискової пили (товщина — 3 мм, діаметр — 1,5 м), що функціонує від привода потужністю 265 кВт із частотою обертання 1800 об/хв. У зону різання під тиском подається вода для запобігання термічній деформації та оплавленню країв обрізі. Отримана дрібна фракція завантажується в обертові барабани (довжина — 3,3 м, діаметр — 2,4 м), конструкція яких передбачає обшивку товстою залізною сіткою та наявність поздовжніх сталевих ребер для інтенсифікації перемішування скрапу.

Завантаження та вивантаження матеріалу проводиться через знімну торцеву кришку, після чого барабан за допомогою гідравлічного механізму

переводиться в горизонтальне положення і встановлюється у ванну з лужним розчином. Робоча ємність кожного барабана становить 2,3–3,0 т скрапу, причому через різницю в насипній щільності кромкової обрізі та плоских обрізків жерсті рекомендується завантаження змішаних сортів сировини. Технологічне обертання барабана зі швидкістю 1 об/хв забезпечується електродвигуном потужністю 2,2 кВт, а опора здійснюється на чотири ребордні колеса, змонтовані на днищі бака.

Реакційні ємності для деметалізації відходів жерсті, виготовлені зі сталевого прокату завтовшки 9,5 мм і мають габаритні розміри 2,1 × 4,0 × 3,0 м. П'ять встановлених на підприємстві баків обладнані паровими змійовиками для нагрівання технологічного розчину, об'єм якого становить приблизно 17,5 м³ на кожну одиницю обладнання. Тривалість процесу зняття олова варіюється від 2,0 до 2,5 годин і детермінується товщиною олов'яного покриття, хімічним складом та температурним режимом електроліту.

Для мінімізації інтенсивного пароутворення при температурах понад 90 °С баки герметизуються захисними кожухами, що повністю ізолюють барабан протягом усього циклу знелуження. Рівень насичення розчину станнатом натрію є функцією від концентрації гідроксиду натрію та температури середовища.

Після завершення реакції барабан витримується над ємністю протягом 30 секунд для стікання залишків розчину, після чого проходить послідовну обробку у двох промивних баках для вимивання адсорбованого станнату натрію. Розвантаження скрапу здійснюється через торцевий отвір барабана за допомогою гідравлічного перекидача у прийомок, звідки матеріал електромагнітним краном (діаметр плити 140 см) транспортується до бункера пакетувального преса.

Сформовані пакети масою 250–300 кг подаються стрічковим конвеєром у залізничні вагони для подальшої переробки у мартенівських печах. Видалення кристалізованого станнату натрію проводиться в середньому кожні 60 годин роботи апарату (після 27 циклів завантаження), що при паралельній

роботі п'яти баків забезпечує вихід чергової порції продукту інтервалом у 11 годин. Отриманий осад станнату натрію містить нерозчинні домішки (дисперсний скрап, оксиди заліза тощо), які підлягають седиментації протягом 2,5 годин після переведення солі у розчинний стан у гарячій воді.

Освітлений розчин транспортується до спеціалізованих баків для осадження гідроксиду олова, які мають висоту 2,7 м, діаметр 3 м та об’єм 20 м³. Ці ємності оснащені паровими змійовиками з корозійностійкої сталі для підтримання необхідного температурного режиму. Процес осадження реалізується шляхом повільного введення сульфатної кислоти у станнатний розчин за умов інтенсивного пневматичного перемішування до досягнення слабкокислої реакції середовища, що верифікується індикаторним методом.

Для збереження цілісності гумованого покриття баків температура процесу лімітується значенням 70 °C, зважаючи на екзотермічний характер реакції нейтралізації надлишкового гідроксиду натрію та подальшого виділення гідроксиду олова з утворенням сульфату натрію. Завершальна стадія нейтралізації передбачає додавання карбонату натрію до досягнення показника $pH = 8$. Після виділення основної маси твердої фази перемішування продовжується протягом 30 хвилин з наступною седиментацією осаду. Прозорий декантат, що містить сульфат та нітрат натрію, спрямовується у стічну систему, після чого осад піддається промиванню водою при температурі 60–66 °C для десорбції залишків сульфатів. Термічна активація пульпи до 60 °C інтенсифікує процес фільтрації, що дозволяє за 2,5 години сформувати на пластинах фільтра шар кеку завтовшки близько 25 мм, що еквівалентно 180 кг сухого гідроксиду. Промивання кеку гарячою водою є критично важливим для повної елімінації Na_2SO_4, оскільки його наявність при відновлювальній плавці призводить до утворення сульфіду натрію та зростання втрат цільового металу. Після завершення водного промивання через фільтр-кек пропускається стиснене повітря протягом 15 хвилин для його ущільнення та дегідратації. Кек піддається термічній обробці у газовій сушильній печі при температурному діапазоні 425–540 °C, що забезпечує

продуктивність на рівні 545 кг сухого оксиду за годину. Кінцевий сухий продукт змішується з подрібненим антрацитом (фракція ~3 мм) у пропорції 16 кг вугілля на 100 кг оксиду для подальшого завантаження у відновлювальну установку.

Дегідратований оксид олова змішують із подрібненим антрацитом фракції приблизно 3 мм у пропорції 16 кг відновника на 100 кг оксиду, після чого отриману шихту завантажують в електропіч. Разова садка становить 270 кг оксиду та 40 кг вугілля, а процес відновлення протікає при температурному режимі 1200–1260 °C. Зі вказаної маси оксиду отримують близько 180 кг металевого олова; при цьому питомі витрати електроенергії на відновлення 272 кг оксиду становлять 250 кВт·год. Витрата вугільних електродів (параметрами 63,5×735 мм та масою 4 кг) складає 30 одиниць на місяць або 1 кг на 100 кг відновленого металу. Продукти плавки випускають у попередньо нагрітий сталевий ківш, де після ретельного видалення шлаку розплав протягом 5 хвилин піддають продувці струменем стисненого повітря для окислення сторонніх домішок. Рафіноване олово розливають у нагріті сталеві виливниці для формування чушок масою 45 кг. Хімічний склад отриманого металу характеризується вмістом Pb (0,01%), Sb (0,018%), Bi (0,001%), Al (0,003%), As (0,010%) та Cu (0,015–0,027%). Питомі витрати реагентів на виробництво 1 кг олова з відходів електролітично лудженої жерсті становлять: каустична сода (100% NaOH) - 4,25 кг, сульфатна кислота - 2,5 кг, нітрат натрію - 0,85 кг, карбонат натрію - 0,10 кг та вугільні електроди - 0,01 кг. Штат обслуговування установки налічує 16 осіб у зміну, а орієнтовна виробнича потужність за оброблюваним скрапом становить близько 40 000 тонн на рік.

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 2

Для малотоннажних виробництв найбільш раціональним вибором при вилученні дорогоцінних (ДМ) та кольорових металів (КМ) з друкованих плат є застосування пірометалургійних та електрохімічних процесів. Зокрема, метод електролізу забезпечує максимальний поділ компонентів з високим ступенем вилучення, дозволяючи селективно виділяти мідь на катод, переводити цинк, нікель і залізо у розчин, а дорогоцінні метали разом зі свинцем та оловом концентрувати у шламі для подальшої переробки. При цьому відпрацьований електроліт підлягає утилізації шляхом цементації з отриманням осаду, збагаченого нікелем, залізом та цинком.

Важливо зазначити, що вивезення оброблених плат у відвали є неприпустимим через значні втрати цінних ресурсів, а використання окисної плавки на мідний колектор призводить до втрати олова та свинцю, які складають основну вартість металів, що залишаються на платі. Найбільш перспективними визнано технологічні схеми, що передбачають попередню механічну обробку багатокомпонентного брухту для отримання окремих концентратів не лише металів, а й пластмас, дерева та скла.

На основі опрацьованої технологічної документації заводу «Уайртон Стіл Ко» можна зробити висновок, що процес регенерації олова є комплексною гідрометалургійною системою, яка базується на принципах циклічності та глибокого очищення сировини.

Технологія дозволяє ефективно переробляти великі обсяги бляшаного скрапу, забезпечуючи повернення у виробництво як дефіцитного олова у формі товарних чушок, так і високоякісної сталевої основи для металургійних печей. Ключовим фактором успішної реалізації процесу є суворе дотримання температурних режимів на етапах вилуговування та осадження, що запобігає деградації обладнання та втратам цільового компонента.

Висока чистота кінцевого металу досягається завдяки багатостадійній сепарації, тривалому відстоюванню розчинів та ретельному промиванню

проміжних продуктів від сульфатних сполук. Попри значну енергоємність та суттєві питомі витрати хімічних реагентів, які в промислових умовах значно перевищують теоретичні розрахунки, установка демонструє високу виробничу потужність на рівні 40 000 тонн скрапу на рік. Таким чином, дана схема є прикладом раціонального використання вторинних ресурсів, що поєднує в собі хімічну прецизійність та масштабне промислове впровадження.

3. ТЕХНОЛОГІЯ ТА НАУКОВЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЙ РАФІНУВАННЯ ОЛОВА

3.1 Метод фазового розділення компонентів олов'яного розплаву на основі температурної залежності їх розчинності

Процес ліквацийного рафінування стануму базується на використанні градієнта густини між інтерметалідними фазами домішок та рідкою матрицею основного металу, що створює передумови для їх сепарації за питомою вагою. Ефективність даного фазового розділення детермінується не лише різницею мас, а й параметрами взаємної розчинності компонентів, термодинамічною стійкістю утворюваних сполук, температурами їх плавлення, а також реологічними характеристиками розплаву, зокрема динамічною в'язкістю та міжфазним натягом.

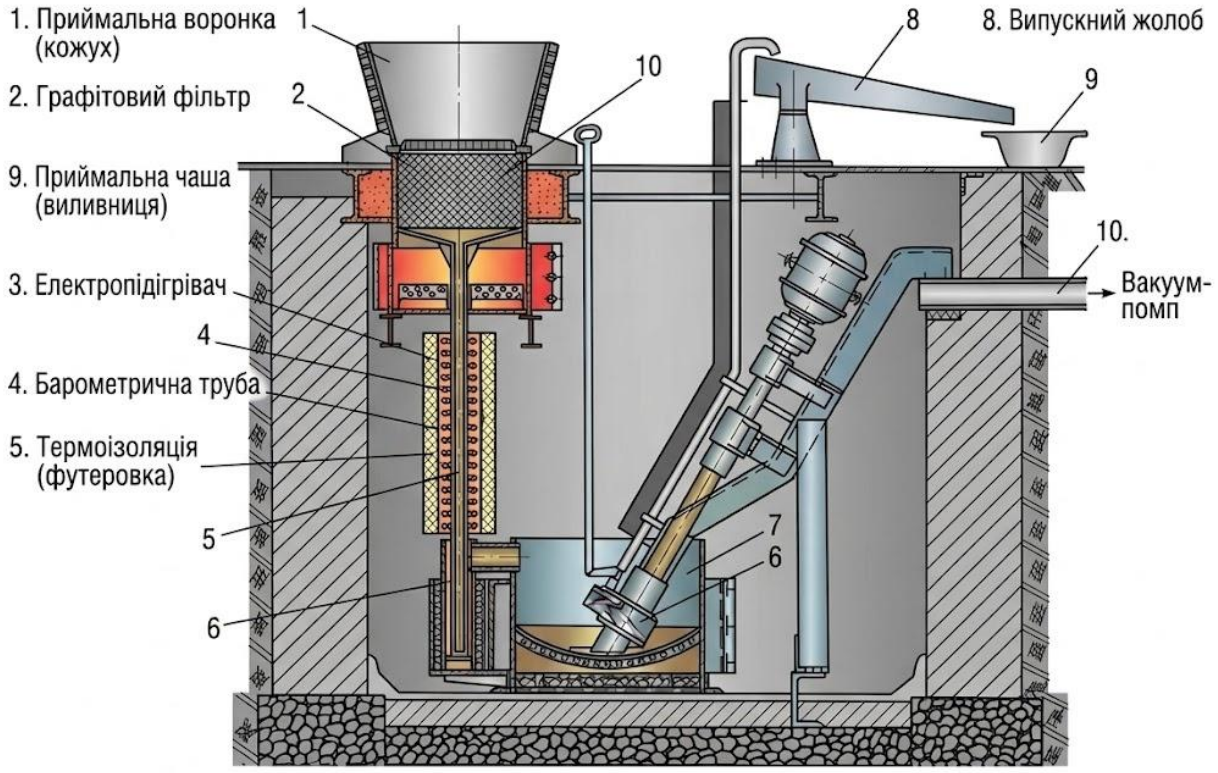
Традиційна технологія передбачає послідовну хемосорбцію та зв'язування домішок шляхом інверсії температурних режимів та введення специфічних реагентів, таких як вугілля, сірка, алюміній, а також хлоридів амонію та стануму.

Кристалізовані фази домішок видаляються з дзеркала розплаву у формі знімань, проте цей метод характеризується низькою селективністю, оскільки вміст олова у відходах становить 60–85%, а інтенсивна сублімація хлориду амонію спричиняє деградацію екологічних параметрів робочої зони та знижує експлуатаційний ресурс аспіраційних систем.

З метою інтенсифікації процесу та підвищення виходу чистого металу застосовують методи примусової фільтрації під тиском. Практична реалізація даного підходу, зокрема на заводі «Трейл»[1], демонструє можливість глибокої деметалізації: при продавлюванні розплаву через асбестові фільтруючі елементи у дзвоноподібних камерах при температурі 425 °C концентрація заліза знижується з 0,4% до 0,006%. При цьому осад на фільтрі

містить до 9,5% заліза та 80% олова, що свідчить про значне підвищення роздільної здатності системи порівняно з механічним видаленням шламів.

Дослідником Мурачем Н.М.[2] проведено комплексне вивчення процесів вакуумного фільтрування олова в лабораторних та напівзаводських умовах. У ході експериментів апробовано номенклатуру фільтруючих матеріалів, зокрема азбест, скловолокно та пористий графіт, що дозволило ідентифікувати температуру фільтрації як детермінуючий фактор ефективності розділення фаз. У межах напівпромислової апробації досліджено кінетику відокремлення олова від залізовмісних домішок шляхом вакуумного продавлювання розплаву крізь пористу графітову мембрану при градієнті тиску 2–5 МПа.



основні вузли: 2 – графітовий фільтр; 4 – барометрична труба;6 – насос; 10 - вакуумпровід

Рисунок 3.1 – Вакуумного фільтрування олова по технології Мурача Н.М

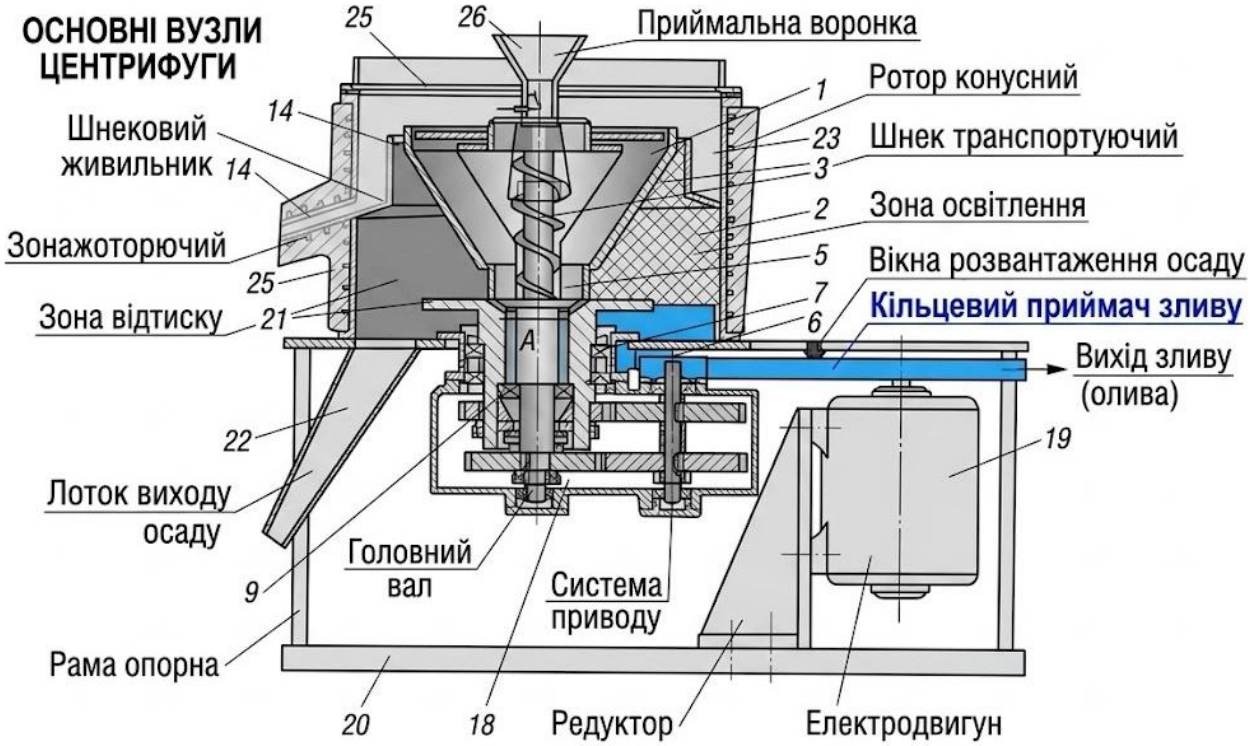
Ця установка реалізує метод безперервного вакуумного очищення, де рушійною силою є різниця тисків, що дозволяє ефективно відокремлювати дрібнодисперсні включення заліза та інших домішок.

3.2 Методи відцентрової сепарації

Перспективним вектором інтенсифікації процесів розділення фаз є застосування поля відцентрових сил у фільтраційних циклах. Для рафінування олова від феро- та арсеновмісних домішок розроблено методику [3], що базується на примусовому продавлюванні розплаву крізь шар інертного зернистого матеріалу під дією відцентрового прискорення.

Для верифікації запропонованого способу було спроєктовано та апробовано експериментальну модель лабораторної центрифуги для розділення гетерогенних систем (суспензій) [4]. Технологічний алгоритм роботи установки (рис. 3.2) передбачає подачу суспензії через приймальну лійку (поз. 26) та розподільні отвори (поз. 27, 28). Під дією відцентрових сил рідка фаза олова транспортується крізь щілинний канал (поз. 16), локалізований між диском (поз. 10) та ротором (поз. 2), до кільцевого приймача (поз. 23), тоді як тверда фаза (осад) концентрується в зоні сепарації.

Суттєво більшою площею фільтрувальної поверхні характеризується апарат, описаний у праці [5]. Процес відцентрового розділення фаз реалізується в перфорованому роторі циліндричної конфігурації. Функцію фільтрувального шару виконує сипке інертне середовище (кварцовий пісок, гранульований шлак, коксик, керамічна крихта) або азбестовий текстиль. Технологічний регламент передбачає завантаження чорнового стануму в ротор при температурі 400 °C, при цьому подача металу здійснюється аксіально через центральний трубопровід. Видалення накопиченого твердого осаду (знімань) забезпечується виштовхувачем з гідравлічним приводом. Для підтримання необхідного теплового балансу та запобігання передчасній кристалізації ротор оснащений системою зовнішнього газового підігріву.



основні елементи 2 – ротор конусний, 3 – шнек, 5 – вікна розвантаження осаду, 14 – шнек живильник, 23 – кільцевий приймач оливи

Рисунок 3.2 – Технічний скетч центрифуги безперервної дії для фільтрації олова

Мінімізація вищезгаданих технологічних недоліків досягається шляхом застосування фільтра занурювального типу (рис. 3.2) [9]. Конструкція робочого органу представлена парою конусоподібних тарілок, що зафіксовані торцями основ. Зазор між ними формує прецизійну фільтрувальну щілину з можливістю регулювання її ширини. Занурений у розплав апарат приводиться в обертання, внаслідок чого рідка фаза під дією гідродинамічних сил втягується в порожнину фільтра через апертури у верхівці конуса.

Механізм розділення базується на примусовому продавлюванні розплаву крізь щілину з наступним поверненням очищеного металу у ванну, тоді як гетерогенні включення (тверді домішки) акумулюються у внутрішньому об’ємі. Після завершення циклу накопичення осаду ротор піднімається над дзеркалом розплаву для фінального видалення залишків

рідкої фази. Даний метод забезпечує високу ефективність очищення в умовах поступового зниження температури аж до інтервалу 5–15 °C вище точки солідусу.

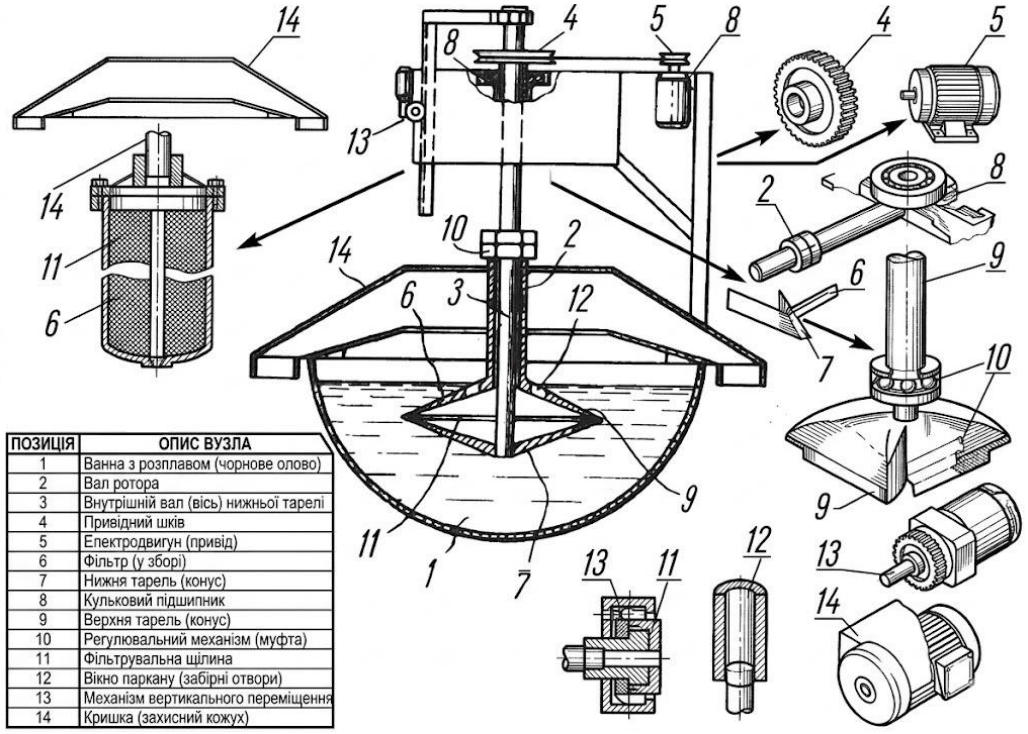
Конструктивна схема лабораторної центрифуги (рис. 3.3) інтегрує ванну для розплаву (поз. 1) та розташований над нею роторний вузол (поз. 2), кінематично пов'язаний із приводом (поз. 4). Функціональним елементом системи є занурювальний фільтр (поз. 6), жорстко зафіксований у нижній частині ротора. Конструкція фільтра представлена парою конусоподібних тарілок (поз. 7, 9), орієнтованих основами одна до одної.

Нижня таріль (поз. 7) жорстко закріплена на валу (поз. 3), який інтегрований в обойму кулькового підшипника (поз. 8) за допомогою рухомого шпонкового з'єднання. Верхня таріль (поз. 9) зафіксована відносно основи ротора (поз. 2) з можливістю осьового переміщення вздовж вала (поз. 3) та фіксації у заданих координатах за допомогою регулювального механізму (поз. 10).

Ефективність сепарації забезпечується через фільтрувальну щілину (поз. 11), утворену зазором між тарілками, параметри якої прецизійно налаштовуються механізмом позиціонування (поз. 10). Процес забору рідкої фази реалізується через технологічні отвори (поз. 12), локалізовані у верхівковій зоні конуса тарілок. Для забезпечення циклічності роботи ротор у зборі з фільтрувальним вузлом оснащений механізмом зворотно-поступального переміщення (поз. 13) вздовж поздовжньої осі апарата.

Під впливом відцентрових сил рідка фаза розплаву евакуюється з фільтрувального вузла (поз. 6) крізь технологічну щілину (поз. 11), у якій відбувається акумуляція твердодисперсних домішок. Сформований шар осаду виконує функцію додаткового фільтрувального середовища, що сприяє сепарації дрібнодисперсних включень.

Після досягнення критичного об’єму заповнення внутрішньої порожнини фільтра (поз. 6) твердою фазою, робочий орган у зборі з ротором



ПОЗИЦІЯ	ОПИС ВУЗЛА
1	Ванна з розплавом (чорнове олово)
2	Вал ротора
3	Внутрішній вал (вісь) нижньої тарелі
4	Привідний шків
5	Електродвигун (привід)
6	Фільтр (у зборі)
7	Нижня тарель (конус)
8	Кульковий підшипник
9	Верхня тарель (конус)
10	Регулювальний механізм (муфта)
11	Фільтрувальна щілина
12	Вікно паркану (забірні отвори)
13	Механізм вертикального переміщення
14	Кришка (захисний кожух)

Рисунок 3.3 – Розширена експлуатація вузлів центрифуги рафінування олова

(поз. 2) без припинення обертального руху піднімається за допомогою підйомного механізму (поз. 13) над дзеркалом розплаву. У цьому положенні за рахунок відцентрового прискорення забезпечується фінальне відокремлення залишків рідкого металу від маси твердих домішок.

Наступним етапом фільтр (поз. 6) транспортується до розвантажувального бункера (поз. 14), де за допомогою регулювального механізму (поз. 10) здійснюється розведення тарелей (поз. 7, 9) на відстань 3–10 см. Це призводить до інерційного викидання концентрованого осаду в бункер (поз. 14), після чого тарелі (поз. 7, 9) повертаються у вихідне зімкнуте положення для занурення в розплав. Даний технологічний цикл повторюється ітераційно до моменту досягнення заданого ступеня рафінування системи.

Напівпромислова модифікація центрифуги (рис. 3.4) [10] оснащена фільтрувальним вузлом на валу (поз. 3), на якому жорстко зафіксовано дискові елементи (поз. 16, 17). Останні кінематично пов’язані з поршневою групою (поз. 13) для забезпечення зворотно-поступального вертикального

переміщення. Зазори, сформовані між дисками (поз. 16, 17) та внутрішньою стінкою циліндра (поз. 15), утворюють фільтрувальні щілини (поз. 18) для відведення очищеної фракції металу. Процес забору робочого середовища реалізується через технологічний отвір (поз. 19), виконаний у площині диска (поз. 17).

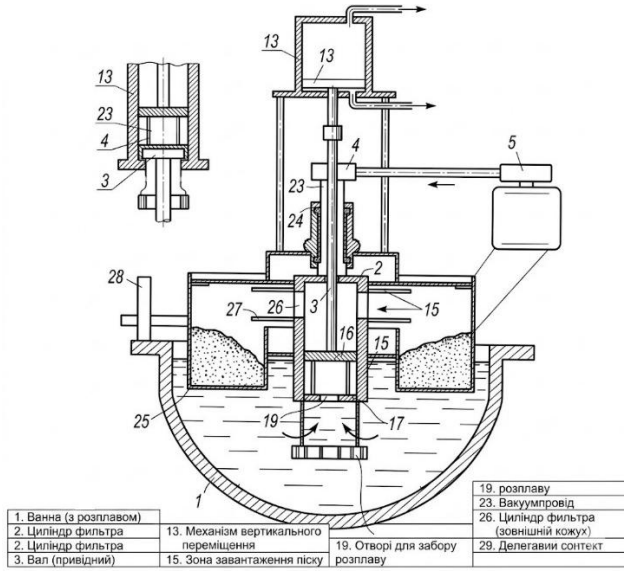


Рисунок 3.4 – Схема апаратури для незалежного фільтрування з циліндричним фільтром

Під час обертання фільтрувального вузла (поз. 6) відбувається інжекція розплаву через забірний отвір (поз. 19). Під дією відцентрового прискорення рідка фаза проходить крізь фільтрувальну щілину (поз. 18), сформовану зазорами між дисковими елементами (поз. 16, 17) та внутрішньою поверхнею циліндра (поз. 15).

У разі акумуляції твердодисперсних домішок у робочій зоні фільтра диски (поз. 16, 17) здійснюють зворотно-поступальні рухи з амплітудою 2–3 см, що забезпечує механічне очищення фільтрувальних щілин (поз. 18). При досягненні граничного рівня наповнення фільтра шламом поршень (поз. 13) переміщує диски (поз. 16, 17) у вертикальному напрямку до рівня розвантажувальних вікон (поз. 26).

Важливо, що процес підйому відбувається без припинення обертального руху. Це дозволяє під дією центробіжних сил інерційно відкидати накопичені

домішки в радіальному напрямку вздовж напрямних дисків (поз. 27) безпосередньо на збиральний піддон (поз. 25).

3.3 Кінетичні закономірності відцентрового рафінування олова від домішок залізі

Початковий етап рафінування чорнового олова передбачає селективне видалення заліза. Процес ліквацийного розділення реалізується шляхом введення кам'яного вугілля в розплав при ізотермічних умовах (400 °С). За цієї температури кристалічні фази інтерметалідів ($FeSn_2$, FeSn) адсорбуються вугіллям і спливають на поверхню[8] дзеркала розплаву у вигляді знімань для подальшої механічної евакуації. Враховуючи синергетичне осадження сполук арсену та стануму, що ускладнює аналіз кінетики окремих сполук заліза, дослідження параметрів фільтрації проводилися на техногенних відходах ванн гарячого лудіння сталі. Встановлено, що в процесі лудіння на дні агрегатів накопичується висококонцентрована залізиста фаза («важкий метал»), вміст заліза в якій варіюється в межах 8 - 10 %[15].

Апробація методу відцентрової фільтрації здійснювалася на лабораторній центрифузі з діаметром робочого органу 110 мм[9]. Методика передбачала:

- гомогенізацію розплаву відходів при температурах 550 – 600 °С з наступним охолодженням до цільових параметрів фільтрації.
- занурення фільтрувального вузла на глибину 10 - 30 мм при кутовій швидкості 250 об/хв протягом експозиції 3 - 5 хв.
- вертикальне переміщення фільтра над розплавом та інтенсифікацію обертання до 1200 об/хв (тривалістю 20 с) для повної десбсорбції рідкої фази з об'єму твердого осаду [15].

Експериментальні дані свідчать, що оптимальним температурним режимом для максимізації виходу рафінованого олова є діапазон вище 500 °С. Зниження температурного градієнта нижче цієї позначки призводить до

двократного зростання втрат олова з твердою фазою, що корелює з експоненціальним підвищенням динамічної в’язкості металу.

Особливістю систем із високою концентрацією домішок заліза є інтенсивне осадження кристалічних структур на дно реактора. Для забезпечення стабільної кінетики процесу та запобігання седиментації застосовувалося безперервне примусове перемішування розплаву пропелерною мішалкою [15]. Згідно з кінетичними даними, зафіксованими при 520°C, досягнуто зниження вмісту заліза в олові з 3,53% до 0,14%[21] та наведено у табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Кінетика відцентрового рафінування олова від заліза

Температура фільтрації, оС	Вміст Fe у зніманнях %	Sn у зніманнях, %	Співвідношення Sn/Fe
550	19,4	79,7	4,12
500	13,4	86,9	7,03
450	12,4	85,9	7,0
400	15,1	84,0	5,6
350	14,5	84,9	5,9

Експериментальні дані вказують на доцільність проведення фільтрації при ізотермічних умовах понад 500°C для мінімізації відносних втрат олова із твердою фазою. Встановлено, що при зниженні температури нижче цієї межі спостерігається двократне зростання винесення металу зі зніманнями, що обумовлено підвищенням динамічної в'язкості розплаву. Специфікою рафінування високозалізистих систем є седиментація кристалів інтерметалідів на дно реактора, що потребує безперервної гомогенізації середовища пропелерною мішалкою[15].

При досягненні ступеня очищення понад 90% зафіксовано суттєве зниження швидкості фільтрації. Дане явище пояснюється зміною

гранулометричного складу твердої фази - зменшенням частки макрокристалів та домінуванням дрібнодисперсної фракції. В умовах застосування занурювального фільтра великі кристали діють як адсорбційні центри для дрібніших частинок, тому для інтенсифікації процесу на кінцевих етапах доцільне введення зернистого агента - кам'яного вугілля. Порівняльний аналіз продуктивності показав, що добавка вугілля дозволяє підвищити швидкість фільтрації з 0,14 кг/хв до 0,33 кг/хв. Попри високий вихід чистого металу при температурах вище 500°C, такий режим не забезпечує необхідної глибини очищення, що вимагає коригування термодинамічних параметрів.

Оптимальний баланс між максимальною глибиною рафінування та мінімальними втратами стануму досягається за схемою: нагрівання розплаву до 450°C з подальшим контрольованим охолодженням та фільтрацією при 300°C. Оскільки поверхня інтерметалідів (FeSn, $FeSn_2$) характеризується високою змочуваністю, критичне значення має питома поверхня кристалів. Для зменшення механічного захоплення олова необхідно забезпечити укрупнення кристалічної фази.

Мікроструктурний аналіз підтверджує динаміку росту кристалів:

- при охолодженні розплаву від 550 до 500°C середній розмір кристалів $FeSn_2$ у шліфах становить 0,08 мм.[20]
- подальше охолодження до 300°C сприяє зростанню середнього розміру часток до 0,32 мм, що суттєво покращує умови наступного фазового розділення.

Ефективність видалення феродомішок із мінімальними втратами стануму суттєво залежить від процесів кристалізації розплаву при досягненні мінімально допустимих температурних показників [20]. Окрім морфологічного укрупнення кристалічної фази, оптимізація виходу металу забезпечується через зниження змочуваності домішок шляхом поверхневого окиснення кристалів $FeSn_2$ у складі суспензії.

Оскільки окиснення поверхневих плівок відбувається значно інтенсивніше, ніж в об'ємі рідкої фази, десбсорбція вільного олова

полегшується при зниженні змочуваності оксидованих поверхонь. Встановлено пряму кореляційну залежність (коефіцієнт 0,8) між виходом знімань ($V_{ix}C$, %) та швидкістю окиснення (V_{ok}, кг/хв), що описується рівнянням $V_{ix}C = 11{,}5 \cdot (Vok) + 1{,}5$

Слід враховувати, що надмірна інтенсифікація перемішування може призвести до диспергування металу та самозаймання знімань, тому для інгібування швидкості окиснення до розплаву додають кам'яне вугілля. Виробнича практика свідчить, що леткі компоненти розкладання вугілля ефективно знижують ступінь окиснення олова, зберігаючи при цьому селективне окиснення поверхні кристалів $FeSn_2$. Технологічний цикл реалізується у чавунних котлах із використанням центрифуги ПАВФС-650, де під дією відцентрових сил створюється розрідження, що забезпечує надходження металу через забірні вікна в порожнину фільтра. У результаті рідка фаза примусово продавлюється крізь фільтрувальну щілину між конусоподібними тарелями та повертається у ванну, тоді як тверді включення акумулюються в зоні щілини, забезпечуючи високу глибину рафінування.

3.4 Процес відцентрового фільтрування олова з метою видалення інтерметалідних сполук миш'яку та заліза

Ключовою операцією в технології рафінування олова є видалення арсену (миш'яку), основна маса якого вилучається у складі шлікерів (знімань) у вигляді тугоплавких інтерметалідних сполук із ферумом (залізом). Було запропоновано методику виплавки чорнового олова з олов'яновмісної сировини з попередньою фіксацією арсену залізом.

Для реалізації цього процесу олов'яні концентрати змішують із залізистими оборотними матеріалами (зокрема, залишками ванн лудіння) при забезпеченні масового співвідношення Fe:As у шихті в межах 2–10 одиниць. Плавка проводиться на шлак із вмістом заліза 4–10 % [25]. Подальше очищення отриманого чорнового олова від сполук арсену та заліза

здійснюється методом центробіжного фільтрування. Попри позитивні результати напівпромислових випробувань, метод не було впроваджено у постійну експлуатацію через логістичні складнощі з регулярним постачанням та труднощі в забезпеченні стабільного компонентного складу шихти

3.4.1 Кінетичні закономірності процесу рафінування олова від домішок арсену та феруму методом фільтраційного розділення

Після завершення етапу рафінування олова від феруму залишковий вміст розчинених у металі арсену та заліза становить 0,1–0,3 % та до 0,12 % відповідно. Дослідження кінетичних закономірностей центробіжного фільтрування розплавленого стануму здійснювали на лабораторній установці з тарілчастими елементами діаметром 150 мм при міжтарілочному зазорі 0,1 мм. Експериментальна наважка масою 50 кг із початковою концентрацією домішок 0,082 % As та 0,065 % Fe піддавалася нагріву до 550 °C з подальшою двогодинною експозицією та охолодженням до температури 300 °C. Процес акумуляції твердофазних включень у фільтрі тривав протягом 60 секунд при частоті обертання 300 об/хв, після чого виконувався віджим фільтрувального залишку (шлікерів) протягом 30 секунд при інтенсифікації обертання до 1500 об/хв. Контроль якості процесу шляхом аналізу проб металевих бризок на виході з апарату продемонстрував стабільність показників із середнім вмістом елементів на рівні 0,024 % Fe та 0,05 % As. Узагальнені результати визначення ефективності очищення олова від сполук арсену та феруму, що характеризуються розрахунковим співвідношенням

$$\frac{Sn}{Fe + As} = 14{,}5$$

систематизовано у таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 - Кінетика очищення олова від миш'яку із залізом

Тривалість, хв		1	2	3	4	5	6	7
Аналіз металу, %	Fe	0,058	0,05	0,04	0,023	0,014	0,008	0,006
	As	0,069	0,058	0,047	0,035	0,024	0,019	0,016
Виділені фільтра (знімання)	Вага, г	160	155	150	150	135	50	40
	Fe, %	2,24	2,77	3,41	4,17	4,97	5,28	4,81
	As, %	4,23	3,67	3,74	4,08	4,34	4,94	5,04
Ступінь видалення %	Fe	11,0	14,3	40,0	59,3	79,8	87,9	92,2
	As	16,5	30,3	43,9	58,8	73,7	78,7	84,3

Графік відображає динаміку ступеня видалення домішок протягом 7 хвилин процесу:

- ступінь видалення феруму (Fe) зростає з 11,0% до 92,2%.
- ступінь видалення арсену (As) зростає з 16,5% до 84,3%.

Як видно з візуалізації, найбільш інтенсивне вилучення обох компонентів спостерігається в інтервалі між 2-ю та 5-ю хвилинами фільтрації. Кінетика процесу рис. 3.5 показує, що ступінь очищення олова від As протікає однаково зі ступенем очищення Fe. Це можна пояснити тим, що миш'як відокремлюється як FeAs [22].

Порівняльний аналіз отриманих графічних залежностей дозволяє зробити наступні висновки щодо процесу рафінування.

Ефективність сепарації домішок: Графік кінетики демонструє високу ефективність центробіжної фільтрації, де кінцевий ступінь видалення феруму сягає 92,2%, а арсену - 84,3%. Це підтверджує доцільність використання центробіжного поля для розділення інтерметалідних сполук.

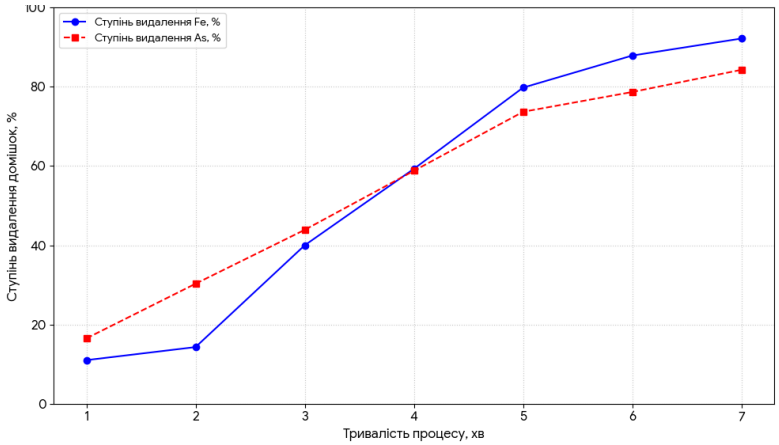


Рисунок 3.5 – Кінетика очищення олова від Fe та As (за даними Табл 3.2)

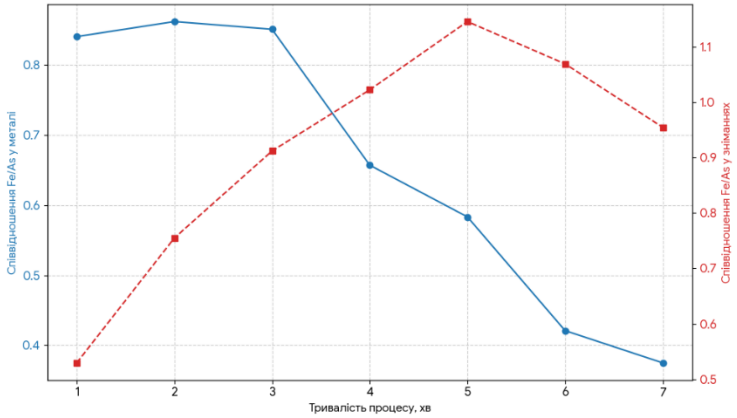


Рисунок 3.6 – Зміна співвідношення Fe/As у металі та зніманнях під час фільтрації

Динаміка очищення: Найбільш інтенсивне зростання ступеня видалення обох компонентів спостерігається у проміжку між 2-ю та 5-ю хвилинами процесу. Після цього швидкість очищення сповільнюється, що характерно для завершальних стадій рафінування.

Селективність процесу: Порівняння ступенів видалення та зміна співвідношення Fe/As у металі свідчать про вищу швидкість вилучення феруму порівняно з арсеном. Це відображається у зниженні показника Fe/As у розплаві протягом фільтрації.

Концентрування у фільтраті: Згідно з графіком співвідношень, у зніманнях (шлікерах) концентрація заліза відносно арсену поступово зростає до 5-ї хвилини. Це вказує на те, що на початкових етапах фільтрації

видаляються переважно сполуки, збагачені арсеном, тоді як з часом частка вилученого заліза у твердій фазі збільшується.

Стабільність показників: Попри логістичні складнощі, згадані в описі технології, експериментальні дані підтверджують високу повторюваність результатів, що доводиться стабільним складом металевих бризок на виході (Fe ~0,024%, As ~0,05%).

3.4.2 Організація циклічного потоку олов'яного розплаву через зону фільтрації для інтенсифікації рафінування

У процесі накопичення шлікерів у робочому просторі фільтра рафінований розплав через технологічний зазор повертається до основної ємності котла, що зумовлює поступове зниження концентрації домішок. Для повної акумуляції кристалічної фази в об'ємі порожнини фільтра необхідне проходження через сепарувальний пристрій певної кількості металу. Згідно з розрахунками, наведеними у таблиці 1.3 об'єм металу V_f який одноразово проходить крізь фільтр, визначається за формулою:

$$V_f = \frac{(Fe_c + As_c) * B_c * 0{,}01}{(Fe_k - Fe_f) + (As_k - As_f)}$$

де Fe_c, As_c - вміст феруму та арсену у шлікерах відповідного циклу; B_c - маса знімань; Fe_k, As_k - концентрація домішок у розплаві ванни Fe_f, As_f- залишковий вміст елементів у фільтраті.

Встановлено, що при занурювальній фільтрації великі кристали інтерметалідів виконують роль фільтрувального шару («сітки»), що сприяє затриманню дрібнодисперсних включень. На початковому етапі, за умови високої концентрації суспензії крупнокристалічної фази, об'єм металу, що проходить крізь пристрій, становить 159 кг, що втричі перевищує масу вихідного завантаження. На фінальних циклах рафінування цей показник зростає понад десятикратно, що свідчить про інтенсивну багаторазову рециркуляцію розплаву. Зниження частки великих кристалів у ванні на пізніх стадіях вимагає тривалішої циркуляції для повного заповнення корисного

об’єму фільтра. Динаміка вмісту домішок у ванні котла (рис. 3.7) вказує на те, що концентрація арсену знижується менш інтенсивно порівняно з ферумом.

Динаміка зниження концентрації феруму (Fe) у розплаві котла під час процесу фільтрації (рис. 3.7) апроксимується лінійним рівнянням регресії

$$(Fe)_k = 0{,}07 - 0{,}01 * N \;\; R^2 = 0{,}91$$

де N - порядковий номер циклу розвантаження фільтрувального пристрою;

$(Fe)_k$ - залишкова масова частка заліза у ванні котла після завершення відповідного циклу фільтрації.

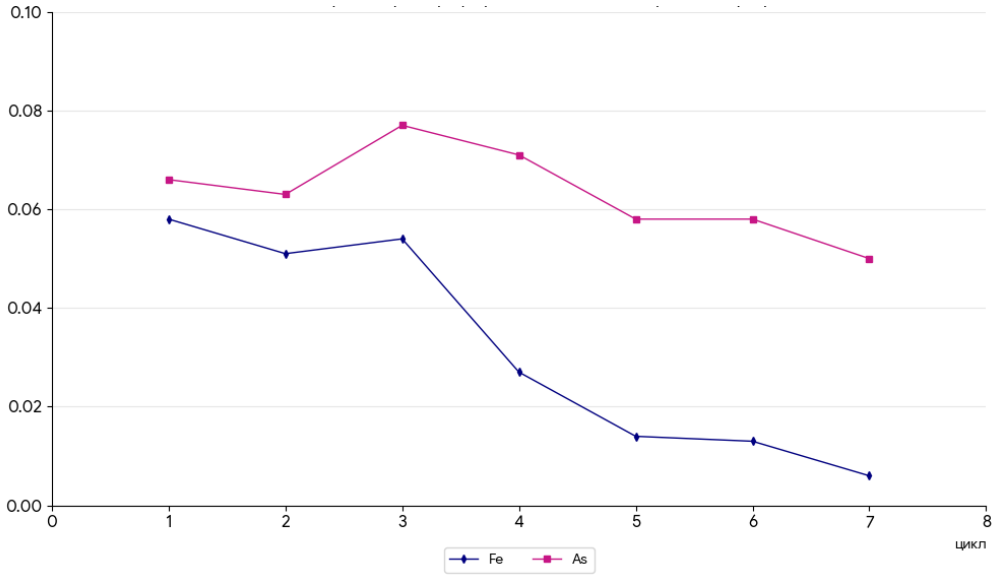


Рисунок 3.7 – Зміна складу металу, що рафінується, в котлі

3.4.3Аналіз показників виходу олова у шлікери (знімання) залежно від варіативності масового співвідношення феруму до арсену (Fe/As)

Питомий вихід олова на одиницю видалених домішок $Sn/(Fe + As)$ залишається відносно стабільним протягом більшості циклів рафінування. Проте, як демонструє рис. 3.8, починаючи з 4-го циклу фільтрації, спостерігається тенденція до зростання втрат олова зі шлікерами, яка набуває різкого характеру на 6-му циклі. Дане явище зумовлене зміною механізму кристалізації домішок: якщо на початкових етапах арсен вилучається переважно у формі інтерметаліду FeAs, то на фінальних стадіях при зниженні

температури він кристалізується у вигляді дрібнодисперсних сполук AsSn.Результати аналізу рис. 3.8 підтверджують, що співвідношення Fe/As у металі, який піддається рафінуванню, рівномірно знижується, тоді як у зніманнях (шлікерах) — зростає. У фільтраті (бризках металу) даний показник спочатку плавно зменшується, а після 4-го циклу зазнає стрімкого падіння. Це свідчить про зміну ефективності процесу: якщо на ранніх стадіях циркуляція розплаву через фільтрувальне середовище позитивно впливає на технологічні показники, то на завершальних етапах її вплив стає деструктивним. Автоматизована робота центрифуги на надлишкових циклах при критично низькому співвідношенні Fe/As призводить до нераціонального підвищення виходу олова[22] у шлікери. Таким чином, на 4-му циклі досягається оптимальний ступінь сепарації, що дозволяє припинити фільтрацію для запобігання надмірним втратам металу.

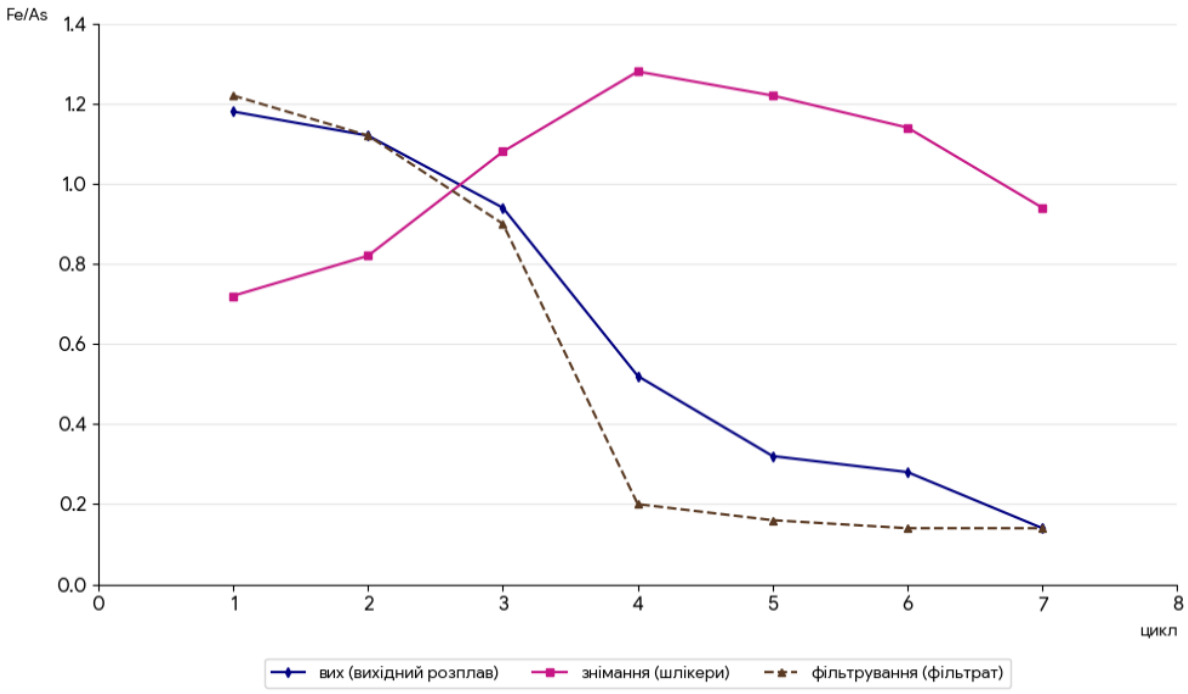


Рисунок 3.8 – Порівняння зміни співвідношення Fe/As протягом циклів рафінування

Він наочно демонструє зміну співвідношення Fe/As у трьох фазах протягом семи циклів рафінування:

Вихідний розплав (вих): Спостерігається стабільне зниження співвідношення Fe/As, що свідчить про поступове вилучення феруму з металу в котлі.

Знімання (шлікери): Співвідношення зростає до 4-го циклу, що вказує на активне концентрування феруму у твердій фазі. Після 4-го циклу показник починає знижуватися через зміну механізму кристалізації домішок (перехід від FeAs до AsSn).

Фільтрат (фільтрування): Після 3-го циклу відбувається різке падіння співвідношення, що підтверджує високу ефективність роботи фільтра у затриманні залізистих сполук на цьому етапі.

4. БЕЗПЕКА ЖИТТЄДІЯЛЬНОСТІ, ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЦИВІЛЬНИЙ ЗАХИСТ У СИСТЕМІ ТЕХНОГЕННОЇ БЕЗПЕКИ

4.1 Ідентифікація та характеристика ключових небезпечних і шкідливих чинників

Технологічний процес виробництва сплавів характеризується наявністю комплексу шкідливих чинників, серед яких домінуючими є інтенсивне теплове, світлове та газове випромінювання, значний рівень запиленості повітряного середовища, а також акустичне навантаження та вібрація.

Найвищі показники тепловиділення спостерігаються на етапах виплавки, приготування сплавів, лиття готової продукції, а також під час переробки фільтр-залишків і лігатур. Значні обсяги конвективного та променистого тепла генеруються під час розливання металу, сушіння ковшів та виконання супутніх технологічних операцій. Критичний рівень теплового опромінення фіксується на робочих місцях персоналу, що перебуває безпосередньо на горновому майданчику та поблизу льотки печі. Інтенсивність теплової радіації в цих зонах становить 28,5–37 Дж/(см²·хв). Варіативність даного показника детермінована ступенем заповнення виливниць (ковшів), температурою розплаву та параметрами струменя металу. Використання потужного нагрівального обладнання також зумовлює високу інтенсивність інфрачервоного та ультрафіолетового спектрів випромінювання.

Суттєвим чинником негативного впливу при виробництві олова та його сплавів є газопиловиділення. Параметри емісії шкідливих речовин безпосередньо залежать від фізико-хімічних характеристик шихтових матеріалів та специфіки металу, що виплавляється. Згідно з даними матеріального балансу плавки, газоподібна фаза становить 70–75% від загального обсягу продуктів плавки, що підкреслює високий ступінь потенційного ризику для органів дихання працюючих.

Умови праці персоналу також визначаються впливом шуму, вібрації та надмірної яскравості розплавленого металу. Основними джерелами шумового навантаження виступають агрегати для гуркотіння, дроблення та розмелювання сировини, транспортні системи (конвеєри, крани), вентиляційні установки та механізми для очищення ковшів. Еквівалентні рівні звукового тиску коливаються в широкому діапазоні: від фонового значення 60 дБ до небезпечних рівнів, що перевищують 100 дБ. Контроль та регламентація акустичного впливу здійснюються відповідно до вимог ДСТУ 12.1.003-83.

На проектованій дільниці генерується переважно середньо- та низькочастотна вібрація. Основними джерелами механічних коливань є робота потужного обладнання, зокрема редукторів та електродвигунів. Характерною особливістю даного чинника є обмежена зона локалізації, оскільки амплітуда коливань суттєво затухає на значних відстанях від джерела виникнення.

Під час проведення операцій з технічного обслуговування печей та міксерів персонал піддається комбінованому впливу електромагнітного випромінювання. Даний чинник поєднує сліпучу дію видимого спектра з інтенсивним інфрачервоним та ультрафіолетовим випромінюванням, що створює підвищене навантаження на органи зору.

Критичну загрозу становлять водоохолоджувальні елементи конструкції печей. Порушення їхньої герметичності призводить до потрапляння теплоносія (води) у робочу зону печі, де під впливом екстремальних температур відбувається миттєве пароутворення, що спричиняє вибухоподібні явища та неконтрольовані викиди розплавленого металу. Додатковими факторами ризику виникнення вибухонебезпечних ситуацій є:

- додавання вологої шихти або легуючих елементів у розплав;
- використання непідігрітих, вологих або заледнілих ковшів та виливниць;
- акумуляція легкозаймистих сполук, що утворюються внаслідок перебігу технологічного процесу всередині печі.

Перелічені деструктивні чинники найчастіше активізуються при екстремальних відхиленнях від технологічного регламенту, зумовлених температурними напруженнями, фазовими переходами або специфікою хімічних реакцій. Враховуючи сукупність ідентифікованих загроз, цехи з підготовки та виплавки алюмінієво-кремнієвих сплавів класифікуються як об'єкти з підвищеною небезпекою. У зв’язку з цим, допуск до виконання робіт надається виключно особам, які пройшли спеціалізовану підготовку, володіють знаннями технологічного циклу та вимог охорони праці.

4.2 Розробка заходів щодо мінімізації та елімінації небезпечних і шкідливих виробничих чинників

Комплекс заходів, спрямованих на нейтралізацію ідентифікованих чинників ризику, класифікується на засоби колективного (ЗКЗ) та індивідуального захисту (ЗІЗ).

Для зниження інтенсивності променистої енергії, що генерується обладнанням, передбачено встановлення захисних екранів. На горнових майданчиках доцільним є застосування водоохолоджуваних екранів, які забезпечують суттєве затухання теплового потоку. У зонах із помірним тепловим навантаженням ефективною мірою є використання екранів із прошарком азбокартону. Поряд із засобами колективного захисту, персонал забезпечується повним комплектом ЗІЗ (для захисту тулуба, кінцівок, органів зору, голови, обличчя та дихальних шляхів), експлуатація яких є обов'язковою протягом усієї робочої зміни.

Для підтримання параметрів мікроклімату та чистоти повітря в межах нормативних значень використовується поєднання припливно-витяжної вентиляції, аспірації та аерації:

- Витяжна вентиляція забезпечує депресію та виведення твердих аерозолів (пилу) і токсичних газів безпосередньо з робочої зони.

- Припливна вентиляція реалізує подачу підготовленого повітря (очищеного, з відповідними показниками вологості та температури) для компенсації видалених об'ємів забрудненого та перегрітого повітряного потоку.
- Аерація застосовується як загальнообмінна система для часткової евакуації забрудненого повітря з внутрішнього простору цеху.
- Аспіраційні установки виступають у ролі локальних витяжних систем, що інтегруються у вузли з найвищою інтенсивністю пилогазовиділення для запобігання поширенню контамінантів у робочу зону.

У випадках проведення робіт в умовах екстремального запилення, коли ефективність колективних засобів захисту є недостатньою, персонал зобов’язаний використовувати додаткові ЗІЗ органів дихання — респіратори або, за необхідності, фільтруючі протигази.

Враховуючи значні габаритні розміри джерел шуму, що унеможливлює їх повну ізоляцію від робочої зони, захист персоналу реалізується шляхом облаштування стаціонарних пультів керування із шумоізоляційними стінами. У разі неможливості дистанційного керування використовуються засоби індивідуального захисту (ЗІЗ) органів слуху — протишумові навушники та вкладні («беруші»). Для зниження загального рівня звукового тиску на дільниці шумогенеруюче обладнання за можливості розміщується за звукопоглинальними перегородками.

З метою нівелювання негативного впливу світлового випромінювання (відблисків розплавленого металу та відкритого вогню) персонал забезпечується окулярами зі світлофільтрами, що поглинають ультрафіолетовий та видимий спектри. Робочі зони плавильників та зварювальників підлягають обов’язковому екрануванню спеціальними непрозорими щитами.

Для мінімізації ризиків механічного травмування та термічних уражень розплавом до виконання робіт допускається виключно кваліфікований

персонал, забезпечений відповідним спецодягом. Система технічної безпеки включає:

- встановлення захисних огороджень на всі рухомі елементи механізмів;
- нанесення попереджувального маркування та кольорової індикації небезпечних зон;
- функціонування систем звукової сигналізації. Перебування сторонніх осіб у виробничих приміщеннях суворо регламентовано та заборонено.

Пріоритетною умовою безпечного ведення технологічного процесу є дотримання гранично допустимих концентрацій (ГДК) шкідливих речовин у повітрі робочої зони. Даний показник забезпечується функціонуванням витяжної вентиляції та застосуванням методів пилопригнічення.

Для запобігання вибухонебезпечним ситуаціям зусилля персоналу спрямовані на:

- виключення можливості витоку води в зону розплаву;
- підтримання належного технічного стану обладнання шляхом своєчасного ремонту;
- обов'язкове попереднє сушіння сировини, допоміжних матеріалів та технологічного інвентарю (ковшів, виливниць).
-

4.3 Безпечна експлуатація електротехнічного обладнання

Електроустановки проектованого цеху функціонують під напругою до 1000 В, що обумовлює необхідність реалізації комплексу заходів щодо профілактики електротравматизму. Система електрозахисту має забезпечувати безпеку персоналу як у штатному режимі експлуатації, так і при виникненні аварійних ситуацій.

Ризик ураження електричним струмом істотно корелює з параметрами виробничого середовища. Зокрема, в умовах гарячих цехів тяжкість наслідків електричного удару зростає внаслідок термічного перегріву організму, що спричиняє зниження електричного опору тіла людини.

Для забезпечення надійного захисту працюючих від дії електричного струму реалізуються наступні технічні рішення:

- Конструктивна ізоляція: вузли та деталі електроустаткування виготовляються з діелектричних матеріалів, а характеристики кабельно-провідникової продукції відповідають специфічним умовам експлуатації.
- Забезпечення недосяжності: струмопровідні частини розташовуються у важкодоступних місцях або закриваються спеціальними захисними огородженнями.
- Захисне заземлення: обов'язкове приєднання металевих неструмопровідних частин обладнання до контуру заземлення.
- Додаткова ізоляція: застосування теплостійких лаків, емалей, масляних фарб та спеціальних електроізоляційних плівок. Використовувані покриття повинні мати високу адгезію до поверхні, короткий час полімеризації (висихання) та утворювати суцільну струмонепровідну, гідрофобну та механічно міцну плівку.

У разі виникнення аварійних режимів роботи для забезпечення цілісності електромереж та захисту персоналу від термічної дії електричної дуги застосовується комплекс пристроїв автоматичного відключення. До основних компонентів системи належать:

Швидкодіючий релейний захист: забезпечує селективне виявлення несправної ділянки та подачу імпульсу на розмикання ланцюга за мінімальний проміжок часу (долі секунди).

Автоматичні вимикачі: інтегровані пристрої, що поєднують функції керування та захисту від надструмів (коротких замикань і перевантажень).

Плавкі запобіжники: пристрої одноразової дії, що здійснюють розрив електричного кола шляхом руйнування каліброваного плавкого елемента при перевищенні критичних значень сили струму.

Додатково (розширення): доцільно також передбачити встановлення пристроїв захисного відключення (ПЗВ) та диференційних автоматів, які

реагують на струми витоку, що суттєво підвищує рівень захисту від прямого дотику.

Організаційні заходи. Ефективність технічних засобів захисту безпосередньо корелює з якістю експлуатаційного обслуговування. Системне дотримання нормативно-правових актів з електробезпеки, а також залучення виключно кваліфікованого, спеціально підготовленого та атестованого персоналу є ключовим фактором детермінації ризиків. Статистично доведено, що суворе дотримання регламентів допуску до робіт та регулярна перевірка знань правил технічної експлуатації електроустановок споживачів (ПТЕЕС) дозволяють мінімізувати ймовірність випадків виробничого травматизму та ураження електричним струмом.

4.4. Проєктування систем природного та штучного освітлення

Раціональна організація світлового середовища є критичним чинником забезпечення безпечних і сприятливих умов праці. Незадовільні параметри освітленості негативно корелюють із продуктивністю праці та функціональним станом персоналу, а також підвищують ризик виникнення професійних офтальмологічних захворювань і виробничого травматизму.

Природне освітлення. Відповідно до архітектурно-планувальних рішень, природне освітлення цеху реалізується через світлові прорізи у зовнішніх стінах (вікна) та аераційні ліхтарі на покрівлі будівлі. У проєктованому об'єкті застосовується комбінована система природного освітлення. Враховуючи, що технологічні операції належать до 7–8 розрядів зорової роботи, нормоване значення коефіцієнта природної освітленості (КПО) становить 1–3%.

Система штучного освітлення на підприємстві класифікується за наступними ознаками:

- За конструктивним виконанням:

- Загальне освітлення (рівномірне або локалізоване), що забезпечує стаціонарну освітленість усього робочого простору.
- Комбіноване освітлення, яке складається із загального та місцевого освітлення безпосередньо на робочих місцях.

За функціональним призначенням:

Робоче: призначене для забезпечення нормального перебігу технологічних процесів у темний час доби або в зонах із недостатньою інсоляцією.

- Аварійне: активується у разі порушення електропостачання основної мережі для продовження критично важливих робіт.
- Евакуаційне: різновид аварійного освітлення, призначений для безпечного виведення персоналу з приміщень у надзвичайних ситуаціях.
- Чергове: реалізується за рахунок виокремленої групи світильників робочого або аварійного освітлення для використання в неробочий час.

Вимоги до світлотехнічного обладнання. Вибір джерел світла детермінований характером зорових завдань, параметрами мікроклімату та габаритами приміщень. Освітлювальні прилади мають відповідати вимогам електро- та вибухобезпеки. Згідно з нормативними документами, рівень освітленості робочих поверхонь для даного виду виробництва встановлюється в діапазоні від 20 до 200 лк.

4.5. Вентиляційні системи та кондиціювання повітряного середовища

У загальній системі заходів із протидії загазованості, запиленості та надлишковому тепловиділенню першочергове значення має раціональне проєктування вентиляційних установок. Їх функціональне призначення полягає у забезпеченні на робочих місцях нормативних метеорологічних параметрів (температурного режиму, відносної вологості, швидкості руху повітряних мас), а також в елімінації шкідливих домішок із робочої зони.

Враховуючи специфіку технологічних процесів у проєктованому цеху, передбачено впровадження змішаної системи санітарно-гігієнічної вентиляції, що складається з наступних компонентів:

- Природна вентиляція (аерація): здійснюється через аераційні ліхтарі та регульовані віконні прорізи. Рушійною силою повітрообміну є різниця густини внутрішнього та зовнішнього повітря (зумовлена температурним градієнтом), а також динамічний вплив вітрового тиску.
- Механічна вентиляція: представлена системами припливно-витяжного типу та локальними аспіраційними установками. За допомогою спеціалізованого обладнання здійснюється примусовий обмін повітря у закритих структурних одиницях дільниці, зокрема у майстернях, коморах та допоміжних технологічних приміщеннях.

Для об'єктів із підвищеними вимогами до мікроклімату та чистоти повітряного середовища (комп'ютерні зали, апаратні приміщення) передбачено застосування систем кондиціювання для автоматичної підтримки заданих параметрів.

4.6 Побутові та допоміжні приміщення

Регламентація санітарно-гігієнічних вимог до виробничого середовища безпосередньо детермінована функціональним призначенням об'єктів. Зокрема, на металургійних дільницях розрахунковий об'єм робочого простору на одного працівника має складати не менше 15 м³, при цьому нормативна площа становить 4,4 м², що корелює з фактичними показниками проєкту. Відповідно до санітарної класифікації, виробничі процеси диференціюються на чотири основні групи залежно від умов праці та характеру впливу шкідливих чинників. До першої групи належать роботи з нормальними умовами, що передбачають наявність санітарно-побутових вузлів у складі вбиралень та умивальників, а за наявності виробничих забруднень — душових установок.

Друга група охоплює процеси з несприятливими метеорологічними умовами, інтенсивним фізичним навантаженням або виділенням шкідливих речовин, що вимагає розширення складу побутових приміщень гардеробними, душовими, а також спеціалізованими зонами для сушіння, знепилення одягу або обігріву персоналу. Третя група характеризується наявністю різко виражених шкідливих чинників, таких як радіаційне випромінювання або токсичні сполуки, що зумовлює необхідність функціонування приміщень для дезактивації, знезараження та спеціальної обробки засобів індивідуального захисту. Четверта група об’єднує виробництва з особливим санітарним режимом, спрямованим на забезпечення якості продукції у харчовій чи напівпровідниковій галузях, де передбачено роздільне зберігання домашнього та робочого одягу, облаштування ізольованих виходів та розміщення санітарно-побутового блоку з навітряного боку відносно виробничих корпусів.

Побутові приміщення призначені для забезпечення санітарно-гігієнічних потреб персоналу протягом робочої зміни та включають зони для прийому їжі, санвузли, душові, умивальні, кімнати для паління, обігріву та питного водопостачання. Зважаючи на значну чисельність працюючих на металургійній дільниці, об'єкти побутового призначення розташовані в безпосередній близькості до виробничого корпусу. Номенклатура та технічне оснащення цих приміщень визначені санітарною характеристикою виробничих процесів, які згідно з класифікацією належать до другої групи (робота в умовах підвищених температур та запиленості повітря).

Розрахунок площ та потужності обладнання санітарно-побутового блоку виконано відповідно до чисельності персоналу в максимально навантажену зміну, за винятком гардеробних приміщень, параметри яких розраховані на загальну кількість працівників. Для організації харчування в цеху функціонує цілодобовий буфет на 20 посадкових місць, що забезпечує персонал гарячим харчуванням, а також спеціалізована кімната для прийому їжі, укомплектована

необхідним побутовим обладнанням: електрокип'ятильниками, холодильними установками та сатураторами для газованої води.

Враховуючи термічне навантаження («гарячий цех»), для підтримки водно-сольового балансу працюючі забезпечуються підсоленою водою (концентрація NaCl 0,5%) із розрахунку 4–5 дм³ на особу за зміну. Побутові приміщення розташовані поверхово з розподілом за статевою ознакою: жіночі — на другому поверсі, чоловічі — на третьому. Конструктивне виконання душових та санвузлів передбачає використання вологостійких матеріалів для стін та облаштування гідроізольованої підлоги з нормативним ухилом до стічних трапів. Для забезпечення належного санітарного стану вбиралень здійснюється регулярна дезінфекція розчином хлорного вапна.

Медико-профілактичне обслуговування персоналу реалізується через загальноцеховий здравпункт та локальні санітарні пости на дільницях, укомплектовані аптечками першої допомоги. Крім того, працівникам безоплатно надається молоко (0,5 л за зміну), а в літній період передбачено видачу полівітамінних препаратів для мінімізації негативних наслідків роботи в умовах високих температур.

4.7 Обґрунтування та порядок застосування засобів індивідуального захисту (ЗІЗ)

Додатково до засобів колективного захисту, для нейтралізації впливу залишкових ризиків передбачено забезпечення персоналу засобами індивідуального захисту (ЗІЗ). Згідно зі ст. 163 КЗпП України та ст. 8 Закону «Про охорону праці», на роботах зі шкідливими та небезпечними умовами праці ЗІЗ видаються працівникам безоплатно за встановленими нормами. Порядок вибору та експлуатації ЗІЗ регламентується «Мінімальними вимогами безпеки і охорони здоров’я при використанні працівниками засобів індивідуального захисту на робочому місці» (наказ МСП № 1804).

Аналіз виробничого середовища та професійних ризиків За результатами атестації робочих місць на дільниці встановлено наступні фактичні значення шкідливих чинників:

- Запиленість повітря: концентрація пилу переважно фіброгенної дії становить 4,39 мг/м³.
- Акустичне навантаження: еквівалентний рівень шуму досягає 92 дБ, що перевищує гранично допустимий рівень (80 дБ згідно з НПАОП 0.00-7.14-17).
- Температурний режим: у літній період температура повітря в робочій зоні сягає 37°С.

Тривалий вплив зазначених детермінантів без належного захисту може спричинити розвиток професійних патологій, зокрема силікозу (внаслідок інгаляції фіброгенного пилу) та сенсоневральної приглухуватості (через шумовий вплив), а також гострих станів у формі теплових ударів.

Класифікація умов праці та соціальні гарантії Відповідно до «Гігієнічної класифікації праці за показниками шкідливості та небезпечності» (наказ МОЗ № 248), робоче місце плавильника ідентифіковано як таке, що належить до III класу (шкідливі умови) через наявність трьох ключових чинників, що перевищують гігієнічні нормативи.

З огляду на інтенсивність впливу шкідливих і тяжких умов праці, дана професія включена до Списку № 1 (п. 1), затвердженого Постановою Кабінету Міністрів України № 461 від 24.06.2016, що дає працівникам право на:

- пільгове пенсійне забезпечення за віком;
- щорічну додаткову відпустку за роботу із шкідливими умовами праці;
- скорочену тривалість робочого тижня.

Видача та використання ЗІЗ (спецодягу, спецвзуття, засобів захисту органів дихання та слуху) повинні здійснюватися під суворим контролем служби охорони праці відповідно до термінів зносу, визначених галузевими нормами.

4.8 Система пожежної безпеки на об'єкті

Пожежна безпека об’єкта визначається як стан, за якого виключається можливість виникнення пожежі, а в разі її виникнення — забезпечується надійний захист персоналу від впливу небезпечних чинників та збереження матеріальних цінностей. Специфіка виробничого циклу в цеху зумовлює наявність значної кількості потенційних джерел займання, серед яких ключовими є високотемпературні напівфабрикати та розплави на виході з льотки печі, потужне електротехнічне устаткування, горючі шихтові матеріали та стиснений кисень. З огляду на характер технологічного процесу, приміщення цеху класифікуються за категорією пожежної небезпеки Г.

Аналіз факторів пожежо- та вибухонебезпеки Основними детермінантами виникнення пожеж та вибухів на дільниці є:

- порушення регламентованих режимів виконання технологічних операцій;
- займання мастильних матеріалів;
- викиди розплавленого металу та розжарених шихтових компонентів;
- недотримання правил безпеки під час проведення ремонтно-відновлювальних робіт;
- здатність окремих речовин та матеріалів до самозаймання;
- загальне ігнорування встановлених нормативів пожежної безпеки.

Комплекс протипожежних та профілактичних заходів Базовим елементом системи профілактики є суворе дотримання всіма працюючими встановленого пожежного режиму згідно з галузевими правилами. Мінімізація ризиків розповсюдження вогню досягається шляхом раціонального об’ємно-планувального устрою цеху та територіального розмежування корпусів.

У контексті ліквідації можливих надзвичайних ситуацій критичне значення має скоординованість дій персоналу. Кожен співробітник повинен володіти знаннями щодо:

- загальних правил пожежної безпеки та специфічних вимог на конкретному робочому місці;
- дислокації засобів пожежосповіщення та номерів екстрених служб;
- навичок експлуатації первинних засобів пожежогасіння;
- алгоритмів, передбачених планом ліквідації аварійних ситуацій (ПЛАС), що враховує галузеву специфіку виробництва.

Пріоритетним завданням системи протипожежного захисту залишається реалізація превентивних заходів, спрямованих на виключення умов виникнення та неконтрольованого поширення пожежі.

4.9 Профілактичні протипожежні заходи

Комплексна система пожежної профілактики на підприємстві базується на поєднанні організаційних та інженерно-технічних заходів.

Реалізація організаційного напряму передбачає видання розпорядчого документа (наказу) керівника підприємства про формування постійно діючої пожежно-технічної комісії (ПТК). До складу комісії залучаються фахівці ключових напрямів: головний інженер, керівник служби пожежної охорони, енергетик, технолог, механік, інженер з охорони праці та спеціаліст з капітального будівництва.

Основними функціональними обов'язками ПТК є:

- ідентифікація відхилень від встановленого технологічного регламенту та виявлення недоліків у системі пожежної безпеки;
- розробка стратегічних планів щодо усунення виявлених порушень;
- координація взаємодії з органами державного пожежного нагляду та забезпечення належного протипожежного режиму на об'єкті.

Комісія здійснює регулярний інспекційний контроль, що охоплює всі структурні підрозділи, включаючи проєктований цех.

Інженерно-технічні заходи. Даний блок заходів спрямований на забезпечення конструктивної надійності будівель та захист обладнання:

- Ступінь вогнестійкості: Відповідно до категорії пожежної небезпеки технологічних процесів, для проєктованої будівлі встановлено III ступінь вогнестійкості.
- Конструктивні матеріали: Основними будівельними матеріалами, що забезпечують необхідний ліміт вогнестійкості конструкцій, визначено цеглу, залізобетон, скло та металеві елементи.
- Об'ємно-планувальні обмеження: Згідно з нормативами для III ступеня вогнестійкості, будівля може мати висотність до трьох поверхів включно, при цьому площа поверху в межах пожежного відсіку (між протипожежними стінами) становить 2600 м².
- Блискавкозахист: Оскільки будівля за рівнем пожежонебезпеки належить до класу В, передбачено облаштування системи блискавкозахисту за І категорією з використанням пристроїв типу А.

Для забезпечення належного рівня пожежної безпеки на об’єкті реалізовано низку конструктивних та технічних рішень:

- Конструктивні заходи: монтажні елементи електроустановок виготовляються зі сталі, що нівелює ризик займання опорних конструкцій.
- Системи сповіщення: функціонування протипожежної сигналізації базується на використанні димових сповіщувачів.
- Евакуаційні шляхи: забезпечено раціональне проектування найкоротших маршрутів до евакуаційних виходів.

Первинні засоби та тактика пожежогасіння. У разі виникнення загоряння до прибуття підрозділів пожежної охорони передбачено інтенсивне використання наявних на дільниці засобів пожежогасіння. Вибір вогнегасної речовини детермінований класом пожежі:

- Тверді та рідкі горючі речовини: для ліквідації осередків займання застосовуються ручні повітряно-пінні вогнегасники (наприклад, ОВП-10).

- Метали та сплави: через високу вибухонебезпеку та ризик розбризкування розплаву при контакті з водою, гасіння палаючих металів здійснюється виключно спеціалізованими сухими порошками за допомогою вогнегасників марки ОПС.
- Електроустановки: при займанні електрообладнання, що перебуває під напругою, використовуються вуглекислотні вогнегасники (ОУ-5, ОУ-8), оскільки вуглекислота має діелектричні властивості.

Колективні системи та алгоритми дій. Додатково до ручних засобів, проєктом передбачено функціонування автоматичної системи пожежогасіння та мережі внутрішніх пожежних кранів. Пожежні крани розміщуються на сходових клітках та в коридорах на нормативній висоті 1,35 м від рівня підлоги, комплектуються пожежними рукавами довжиною 10–20 м із відповідними стволами та зберігаються у спеціалізованих шафах із заскленими дверцятами.

Алгоритм дій персоналу при виявленні пожежі включає:

1. Максимальну ізоляцію вогненебезпечних матеріалів.

2. Припинення електропостачання та перекриття комунікаційних ліній, що можуть сприяти поширенню вогню.

3. Негайне інформування пожежної охорони.

Подача вогнегасних речовин (води, пари, інертних газів, піни або порошків) до осередку небезпеки реалізується через стаціонарні трубопроводи, мобільні вогнегасники або із застосуванням підручних засобів (піску, землі).

ВИСНОВКИ

1. Аналіз процесів очищення та апаратне забезпечення. Виконано ретроспективний та порівняльний аналіз сучасних методів рафінування олова від гетерогенних домішок. Визначено оптимальні технологічні схеми та апаратні комплекси, що забезпечують максимальний ступінь чистоти металу при мінімальних енерговитратах, що дозволило обґрунтувати вибір обладнання для практичної реалізації проєкту.

2. Дослідження механізмів сепарації. Ідентифіковано найбільш ефективні конфігурації фільтрувальних установок та спеціалізованих фільтрів для розділення системи «олово — домішкові атоми». Доведено доцільність застосування комбінованого підходу, що поєднує методи механічної фільтрації з градієнтними методами розділення (зокрема, температурним та концентраційним градієнтами), що суттєво підвищує селективність процесу в промислових умовах.

3. Кінетичне та графічне моделювання. Розроблено графічні моделі, що візуалізують динаміку фазового розділення компонентів. Встановлено залежності швидкості сепарації від часового інтервалу та кількості технологічних циклів. Отримані дані дозволяють прогнозувати ефективність очищення залежно від вхідної концентрації домішок та оптимізувати тривалість робочого циклу для досягнення заданих кондицій металу.

4. Система охорони праці на підприємстві базується на комплексному підході до ідентифікації та нейтралізації небезпечних і шкідливих чинників. Основними загрозами в умовах металлургійного виробництва є інтенсивне теплове випромінювання (до 37 Дж/(см²·хв)), високий рівень акустичного навантаження (понад 100 дБ) та значна концентрація пилогазових викидів.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Rudnik E., Wincek D. Preliminary studies on hydrometallurgical tin recovery from waste of tin stripping of copper wires. *Metallurgy and Foundry Engineering*, 2017. Volume 43(1). P. 7–20.

2. X. Zhang, J. Guan, Y. Guo, X. Yan, H. Yuan, J. Xu, Z. Guo Selective Desoldering Separation of Tin–Lead Alloy for Dismantling of Electronic Components from Printed Circuit Boards / *ACS Sustainable Chemistry & Engineering*, 2015. Volume 3(8). P. 1696–1700.

3. Самсонов О. І., Козловський К. П., Пластовець О. В. Збагачення модулів радіоелектронного брухту, що містять дорогоцінні метали. *Металургія: наукові праці ЗДІА*, 2004. Вип. 9. С. 56-59.

4. Бредіхін В. Н., Кожанов В. А., Маняк Н. А., Кушнеров Є. Ю. Благородні метали. Донецьк. ДВНЗ «ДонНТУ», 2009. С. 525

5. C. Yang, J. Li, Q. Tan, L. Liu, Q. Dong Green Process of Metal Recycling: Coprocessing Waste Printed Circuit Boards and Spent Tin Stripping Solution. *ACS Sustainable Chemistry & Engineering*, 2017. Volume 5(4). P. 3524–3534.

6. A. Jumari, A. Purwanto, A. Nur, A.W. Budiman, M. Lerian, F.A. Paramita Tin recovery from tin slag using electrolysis method. The 3rd International Conference on Industrial Mechanical, Electrical, and Chemical Engineering. AIP Conf. Proc. 9 February 2018. Volume 1931 (1). P. 030011.

7. M.S.B. Silva, R.A.C. Melo, A.L. Lopes-Moriyama, C.P. Souza M.S.B. Electrochemical extraction of tin and copper from acid leachate of printed circuit boards using copper electrodes. *Journal of Environmental Management*, 2019. Volume 246. P. 410-417.

8. Технологія конструкційних матеріалів / М. А. Сологуб та ін. / за ред. М. А. Сологуба. Київ : Вища школа, 2002. 374 с.

9. Конструкційні та функціональні матеріали : навч. посіб. у 2 ч. ; Ч. 1. Основи фізики твердого тіла. Конструкційні матеріали / В. П. Бабак та ін. Київ : Техніка, 2004. 344 с.

10. Матеріалознавство і технологія конструкційних матеріалів : навч. посібник / В. В. Хільчевський та ін. Київ : Либідь, 2002. 328 с.

11. Клименко В. М., Шиліна О. П., Осадчук А. Ю. Технологія конструкційних матеріалів. Частина перша. Конструкційні матеріали: властивості, класифікація, виробництво : навчальний посібник. Вінниця : УНІВЕРСУМВінниця, 2005. 97 с. 12

13. Кучер В., Скнар Ю., Скнар І., Бутиріна, Т. Електроекстракція олова із метансульфонатних розчинів. *Herald of Khmelnytskyi National University*. *Technical Sciences*, 2025. №349(2) P. 83-88.

14. A. Sharma, H. Seo, B. Ahn Pure Sn Coatings Produced by Pulse Plating from Stannate Bath. *Coatings*, 2020. Volume 10(2). P. 117.

15. Електрометалургія водних розчинів: довідковий посібник з технічної електрохімії за ред. Г. Єгера та І. Т. Гульдіна. Донецьк: ДПІ, 1996. С. 187.

16. А. с. 1382818 СРСР, МКІ4 З 25 F5/00. Розчин для видалення покриттів на основі сплаву олово-свинець. І. В. Соловйова, Ю. Б. Петрошень, Т. Ф. Ткач . № 4066716/23-02; заявл. 28.03.86; опубл. 23.03.88.

17. Брандт К. Х. Технологические исследования по удалению железа,мышьяка и висмута из олова зейгерованием интерметаллическим осажденцем. *Freiberg Forschungoh*, 1970. № 156. P. 35-72.

18. Pearce S.C. Developments in the smelting and refining of tin. (Процессы плавки и рафинирование олова) ≪Lead-Zink-Tin’80: Proc. World Symp.Met. and F-nviron. Contr: 109th. AIME Annu. Meet., Las Vegas, Nev, Febr.24-28, 1980≫. New York, N. Y., 1979. P. 754–770.

19. Muller B., Pachen P. Trends in smelting and refining of impure andcomplex tin concentrates «Complex metallurgy-78». I978. P. 82-90.

20. Bureau of Mine Report of Investigations, N.-Y. 1976, 7602. P. 1-9.

21. Wright P.A. Extractive metallugy of tin. Amsterdam, N.-Y. 1982. P. 300.

22. R. Sekar, C. Eagammai, S. Jayakrishnan Effect of additives on electrodeposition of tin and its structural and corrosion behaviour. *Journal of Applied Electrochemistry*, 2009. Volume 40(1). P. 49–57.

23. Wright P.A. Extractive metallugy of tin. Amsterdam, N.-Y. 1982. P. 300.

24. Дьяков В.Е Окисление металлической пены на поверхности при центробежной фильтрации расплавленного олова. *Научный альманах*, 2016. № 10(3). С. 110-120.

25. A. He, Q. Liu, D.G. Ivey Electrodeposition of tin: a simple approach. *Journal of Materials Science: Materials in Electronics*, 2008. Volume 19. P. 553–562.

26. L.A. Azpeitia, C.A. Gervasi, A.E. Bolzán Effects of Temperature and Thiourea Addition on the Electrodeposition of Tin on Glassy Carbon Electrodes in Acid Solutions. *Electrochimica Acta*, 2017 Volume 257. P. 388-402.

27. Бялік О. М. Металознавство. К. : Видавництво «Політехніка», 2002. 384 с.

28. Сушко О. В., Кюрчев С. В. Матеріалознавство і технологія конструкційних матеріалів : навч. посіб. Мелітополь : ТОВ «Видавничий будинок ММД», 2010. 232 с.

29. Лукашенко Г.М. Термодинамические свойства интерметаллических фаз. Сборник науч. тр. ІПМ НАНУ. Киев: ІПМ АН УССР, 1982. С. 169.

30. Yung-Herng Y. The Effect of Process Variables on Electrotinning in a Methanesulfonic Acid Bath. *Journal of The Electrochemical Society*, 2000. Volume 147(3). P. 1071-1076.

31. I.S. Zavarine O. Khaselev, Y. Zhang Spectroelectrochemical Study of the Effect of Organic Additives on the Electrodeposition of Tin. *Journal of The Electrochemical Society*, 2003. Volume 150(4). P. 202-207.

32. Gernon M. D., M. Wu, T. Buszta, P. Janney Environmental benefits of methanesulfonic acid: Comparative properties and advantages. *Green Chemistry*, 1999 № 3. P. 127 – 140.