

Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

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

(назва факультету)

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

## Пояснювальна записка

до кваліфікаційної роботи бакалавра

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

на тему Виробництво вторинних сплавів олова з відходів електротехнічної промисловості»

Виконав: студент 5 курсу, групи 6.1369-з

Павленко Д.К.

(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 Проценко В.М.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Запоріжжя - 2024 року

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

Кафедра Металургійних технологій, техногенної безпеки та екології

Рівень вищої освіти перший бакалаврський

Спеціальність 136 Металургія

Освітня програма Металургія

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

Завідувач кафедри \_\_\_\_\_  
« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 20 \_\_\_\_\_ року

**З А В Д А Н Н Я**

**НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ СТУДЕНТУ**

Павленко Данило Костянтинівич

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту): «Виробництво вторинних сплавів олова з відходів електротехнічної промисловості»

керівник роботи Скачков Віктор Олексійович, д-р техн. наук, професор

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

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

2 Строк подання студентом роботи 29 травня 2024 року.

3 Вихідні дані до роботи: технологія та обладнання поділу олова та домішкових атомів

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): 1) 1 Загальні відомості про виробництво і споживання олова; 1.1 Основні напрямки застосування олововміщуючих сплавів; 1.2 Сировинні ресурси вторинного олова; 1.3 Класифікація та характеристика олововміщуючих відходів; 2 Технологічні особливості переробки брухту та відходів радіоелектронної

апаратури; 2.1 Оцінка методів переробки рудних та техногенних відходів; 2.2 Технологічні методи переробки відходів які вміщують олово; 2.3 Способи зняття олова з відходів лужених металів; 2.4 Гідрометалургійні способи із застосуванням лужних розчинів. 3 Технологія та обладнання поділу олова та домішкових атомів; 3.1 Ліквацийне рафінування чорного олова; 3.2 Методи відцентрового поділу; 3.3 Кінетика відцентрового поділу олова від заліза; 3.4 Відцентрова фільтрація олова від миш'яку із залізом; 3.4.1. Кінетика очищення олова від миш'яку із залізом фільтрацією; 3.4.2. Циркуляція розплаву через фільтр.

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): Класифікація олововміщуючих відходів; Склад відходів від збагачення та металургійної переробки олововміщуючої сировини; Загальний вигляд реторт для хлорування відходів жерсті; Показники хлорного способу знелуження жерсті; Встановлення вакуумної фільтрації Мурач Н.М.; Центрифуга заливна для фільтрації олова; Напівпромислова центрифуга із циліндричним фільтром; Кінетика очищення олова від миш'яку із залізом; Висновки

6 Консультанти розділів роботи

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

Дата видачі завдання \_\_\_ 26.12.2023 р. \_\_\_\_\_

### КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Загальні відомості про виробництво і споживання олова		
2	Технологічні особливості переробки брухту та відходів радіоелектронної апаратури		
3	Технологія та обладнання поділу олова та домішкових атомів		

Студент \_\_\_\_\_  
(підпис)

Д.К. Павленко \_\_\_\_\_  
(ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту) \_\_\_\_\_  
(підпис) (ініціали та прізвище)

В.О. Скачков \_\_\_\_\_

**Нормоконтроль пройдено**

Нормоконтролер \_\_\_\_\_ Ю.О. Белоконь \_\_\_\_\_  
(підпис) (ініціали та прізвище)

## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка складається з 83 сторінок, має 5 таблиць, 13 рисунків, 32 джерела посилання.

ОЛОВО, БРУХТ, БІЛА ЖЕРСТЬ, ПЕРЕРОБКА, ВАКУУМНА ФІЛЬТРАЦІЯ, ХЛОРУВАННЯ, ЗНЕЛУЖЕННЯ, ОЧИЩЕННЯ

Метою роботи є розгляд технологічних особливостей переробки брухту та відходів радіоелектронної апаратури та оцінка методів переробки рудних та техногенних відходів.

В роботі показані способи зняття олова з відходів лужених металів та гідрометалургійні способи переробки відходів із застосуванням лужних розчинів.

Наведено аналіз методів рафінування олова від домішкових атомів, показано варіанти найбільш ефективних методів та обладнання для їх реалізації.

Представлені найбільш ефективні установки та фільтри для поділу олова та домішкових атомів в умовах фільтрації та градієнтних методів. За допомогою графічних методів, що становлять методи поділу, показано умови поділу, швидкості поділу за часом та кількістю циклів.

## ЗМІСТ

ВСТУП	6
1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ВИРОБНИЦТВО І СПОЖИВАННЯ ОЛОВА	9
1.1 Основні напрямки застосування олововміщуючих сплавів	9
1.2 Сировинні ресурси вторинного олова	11
1.3 Класифікація та характеристика олововміщуючих відходів	13
2 ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ПЕРЕРОБКИ БРУХТУ ТА ВІДХОДІВ РАДІОЕЛЕКТРОННОЇ АПАРАТУРИ	22
2.1 Оцінка методів переробки рудних та техногенних відходів	22
2.2 Технологічні методи переробки відходів які вміщують олово	25
2.3 Способи зняття олова з відходів лужених металів	35
2.3.1 Хлорування олова	35
2.3.2 Гідрометалургійні способи із застосуванням кислих розчинів	41
2.4 Гідрометалургійні способи із застосуванням лужних розчинів	42
3 ТЕХНОЛОГІЯ ТА ОБЛАДНАННЯ ПОДІЛУ ОЛОВА ТА ДОМШКОВИХ АТОМІВ	53
3.1 Ліквідаційне рафінування чорного олова	53
3.2 Методи відцентрового поділу	55
3.3 Кінетика відцентрового поділу олова від заліза	59
3.4 Відцентрова фільтрація олова від миш'яку із залізом	62
3.4.1. Кінетика очищення олова від миш'яку із залізом фільтрацією	62
3.4.2. Циркуляція розплаву через фільтр	65
4 ОХОРОНА ПРАЦІ	68
ВИСНОВКИ	80
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	82

## ВСТУП

У сучасній промисловості велике значення має використання брухту та відходів, що є джерелами отримання вторинних кольорових металів, сировинні ресурси яких збільшуються рік у рік.

За останні п'ятдесят років заготівля вторинних кольорових металів збільшилася більш ніж удесятеро.

Зростання виробництва вторинних кольорових металів, що спостерігається, пояснюється низкою причин. Одна з них — значне загальне збільшення споживання кольорових металів майже у всіх найважливіших галузях промисловості, транспорту та сільського господарства, що тягне за собою утворення великої кількості брухту та відходів, які можуть бути корисно використані вдруге.

Інший вельми важливий фактор, що стимулює зростання виробництва вторинних металів, — економіка виробництва. Собівартість вторинних кольорових металів, отриманих переробкою брухту і відходів, зазвичай нижче собівартості первинних металів, що видобуваються з рудної сировини, а питомі капітальні витрати на створення потужностей для отримання вторинних кольорових металів нижчі, ніж витрати на отримання первинних металів.

Великий вплив на розвиток виробництва вторинних кольорових металів надає дефіцитність ряду металів, обумовлена низьким вмістом їх у земній корі, труднощами видобутку руди через складність гірничо-геологічних умов розробки багатьох родовищ та складність технологічних схем вилучення корисних елементів із рудної сировини, що в кінцевому рахунку позначається на їх високій вартості.

Всі ці причини примушують звернути увагу на подальше розширення використання ресурсів вторинних кольорових металів з метою повернення їх у промисловість.

До теперішнього часу світове виробництво вторинних кольорових металів отримало такий великий розвиток, що вторинні кольорові метали поряд з

виробництвом первинних металів із руд відіграють важливу роль у забезпеченні промисловості найціннішою сировиною.

Для розвитку виробництва вторинних кольорових металів створено спеціальні заготівельні організації, які мають збирати брухт та відходи, а також їх попередньо сортувати та обробляти.

Олово — один із найдефіцитніших кольорових металів, вартість якого значно перевищує вартість інших важких кольорових металів.

Дефіцитність слова та його висока вартість пояснюються труднощами, пов'язаними з видобутком цього металу, вміст якого в земній корі значно нижчий від вмісту більшості інших кольорових металів:

Метали	Ni	Cu	W	Zn	Pb	Sn
Вміст у земній корі, %	0,02	0,01	0,005	0,004	0,001	0,0006

Через високу вартість та дефіцитність олова доводиться обмежувати витрату цього металу, користуючись заміниками або скорочуючи витрату олова на випуск виробів промисловості та широкого споживання. Однак, незважаючи на заходи, що обмежують витрату олова, споживання його безперервно збільшується, що пояснюється значним зростанням випуску виробів для яких необхідно олово.

Споживачами плову є різні галузі промисловості, такі як: припої (47%), хімічна промисловість (18%), біла жерсть (13%), акумулятори (6%), мідні сплави (6%) та інші потреби (10%) .

Виробництво припоїв- матеріалів застосовуваних при паянні для з'єднання заготовок і має температуру плавлення нижче, ніж метали, що з'єднуються - основний споживач олова. За даними світової практики про структуру споживання олова, близько 13% первинного олова, що щорічно споживається, витрачається на лудіння білої жест.

Структура споживання олова вказує також на можливі джерела утворення оловосвміщуючих відходів та брухту. До них відносяться відходи, утворені при виробництві білої жерсті, відходи і брухт одержувані при обробці сплавів олова з іншими кольоровими металами, а також в результаті зносу олововміщуючих виробів, відходи білої жерсті у вигляді висічки, що утворюється при виготовленні виробів з білої жерсті.

Крім цих джерел, до категорії вторинної олововміщуючої сировини можуть бути віднесені шлакові відвали, хвости збагачувальних фабрик та інші відходи.

З зарубіжної практики відомо, що міські сортувальні станції можуть бути постачальниками старих консервних банок на установки для регенерації олова.

Все зростаюча витрата білої жерсті на потреби харчової промисловості викликає необхідність вирішення низки питань, пов'язаних зі збиранням використаної консервної тари, для подолання перешкод, що стоять на шляху розвитку регенерації олова з жерстяного скрапу.

Інше джерело сировини для отримання вторинного олова - це відходи, що утворюються в процесі гарячого лудіння жерсті. У цій галузі також є суттєві зрушення у бік покращення технології вилучення олова з флюсового скрафу, масляного скрафу та важкого металу.

Розроблено також нові технологічні схеми вилучення олова з хвостів, імамів, шлаків та інших відходів, що утворюються в процесі переробки рудної сировини, оловосодержащих відходів і брухту.

Велику питому вагу у балансі вторинної сировини має переробка оловосодержащего брухту і відходів, які у результаті використання різних сплавів. Олово, зосереджене цих відходах, — значне джерело отримання вторинного олова.

Одночасно з оловом переробка такого брухту та відходів дозволяє повернути у промисловість велику кількість інших кольорових металів.



# 1 ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ВИРОБНИЦТВО І СПОЖИВАННЯ ОЛОВА

## 1.1. Основні напрямки застосування оловосодержащих сплавів

У багатьох галузях народного господарства олово грає досить значну роль, оскільки без нього неможливо обійтися при випуску деяких різних виробів промисловості і предметів широкого споживання.

Розвиток деяких галузей народного господарства майже повністю залежить наявності достатніх ресурсів олова. У багатьох випадках випуск великого обсягу промислової продукції лімітується оловом навіть при відносно невеликій питомій витраті його на одиницю виробів.

Крім білої жерсті, олово в різних пропорціях з іншими металами (міддю, свинцем, цинком, сурмою та ін.) йде на виробництво сплавів, які широко застосовуються в промисловості: бронзи, припої, бабіти, латуні, друкарські сплави.

Олов'яністі бронзи мало чутливі до перегріву, стійки проти корозії, немагнітні, не дають іскри при ударах. мають високі антифрикційні властивості. Всі ці якості призвели до великого поширення бронз у різних галузях промисловості: машинобудуванні, електротехніці, паперовій промисловості та ін.

Зі свинцем олово утворює легкоплавкі сплави - припої, що застосовуються для панки різних металів та виробів.

Для заливання підшипників застосовуються спеціальні, що мають антифрикційні властивості, сплави — бабіти, до складу яких в основному входять олово, сурма, мідь, свинець та деякі інші метали.

У зв'язку з дефіцитністю олова, крім олов'яних та свинцево-олов'яних бабітів, випускаються також бабіти без застосування олова або з невисоким його вмістом — кальцієві бабіти та свинцево-сурм'яністі бабіти.

Олово входить також до складу спеціальних сортів латунів, що підвищує їхню корозійну стійкість. Такі сорти латунів добре обробляються тиском у

гарячому та холодному стані. Застосовуються вони у морському суднобудуванні, і навіть виготовлення теплотехнічної апаратури та інших цілей.

Одна з нових форм використання олова — застосування в особливо чистому вигляді для потреб напівпровідникових матеріалів, що швидко розвивається.

Споживання первинного олова не вичерпується задоволення потреб промисловості в цьому металі. Поряд з первинним оловом промисловість використовує велику кількість вторинного олова, регенерація якого з відходів та брухту як у вигляді чистого металу, так і у вигляді різних сплавів та хімії

У середньому близько 50% первинного олова витрачається виробництво білої жерсті. Інший значний споживач олова - виробництво припоїв, бронз та інших сплавів.

В Англії близько 40—45% олова витрачається на виробництво білої жерсті, інше олово йде інші потреби.

Вторинне олово США використовується головним чином вигляді різних сплавів. Зіставлення споживання первинного та вторинного олова у США показує також, що рівень споживання вторинного олова становить близько 50% від рівня споживання первинного.

Основною причиною такого значного зниження витрати олова у виробництві білої жерсті є впровадження в промисловість електролітичних методів лудіння, які значною мірою замінили гарячі методи, що вимагали високих витрат олова.

Незважаючи на широке поширення електролітичних методів лудіння, значна кількість білої жерсті все ще випускається методом гарячого лудіння.

Поруч із широким використанням електролітичних методів лудіння відбувається вдосконалення процесу гарячого лудіння жерсті як завдяки поліпшенню технології виробництва, і впровадженню нового, досконалішого устаткування. В результаті цього витрата олова у виробництві звичайних сортів жерсті гарячого лудіння на ряді зарубіжних заводів знизився до 1 - 16 кг на 1 т жерсті. Окремі сорти жерсті випускаються із ще нижчою витратою олова, що становить близько 10 кг на 1 т.

Споживання олова для виробництва різних сплавів збільшується рік у рік, з цією метою витрачається більшість вторинного олова. Витрата первинного олова у виробництві різних сплавів становить середньому близько 50% від витрати вторинного олова.

Інші галузі виробництва використовують відносно невелику кількість вторинного олова.

## 1.2 Сировинні ресурси вторинного олова

Відомості про розміри споживання олова в різних галузях промисловості дозволяють кількісно оцінити можливі джерела утворення оловосодержащих відходів.

Споживачі олова — підприємства різних галузей промисловості, а саме: металургійної, транспортного машинобудування, автомобільної та тракторної, сільськогосподарського машинобудування, суднобудівної, засобів зв'язку, електропромисловості, верстатобудування, приладобудування, нафтової, вугільної, поліграфічної, авіаційної, оборонної, харчової, а також багато підприємства, що випускають предмети широкого вжитку.

Як видно з цього переліку, джерела утворення оловосодержащих відходів дуже різноманітні і виявлення цих ресурсів є складним завданням, вирішення якого має найважливіше значення для забезпечення розвитку виробництва вторинного олова з метою максимального повернення дефіцитного металу в народне господарство.

Ефективна організація збору оловосодержащих відходів і брухту залежить від багатьох факторів і в першу чергу від правильного обліку кількості відходів, що утворюються в процесі виробництва на підприємствах - споживачах олова або олов'яних сплавів, а також на заводах, що переробляють сировину, що містить олово.

Уявлення про шляхи використання кольорових металів у промисловості та зростання ресурсів вторинних кольорових металів дають схеми обігу різних металів у народному господарстві.

На рис. 1.1 наведено схему звернення олова. Ця схема недостатньо точно відбиває нині шляхи звернення олова у народному господарстві, але дозволяє орієнтуватися у питаннях, що з регенерацією олова з відходів і брухту.

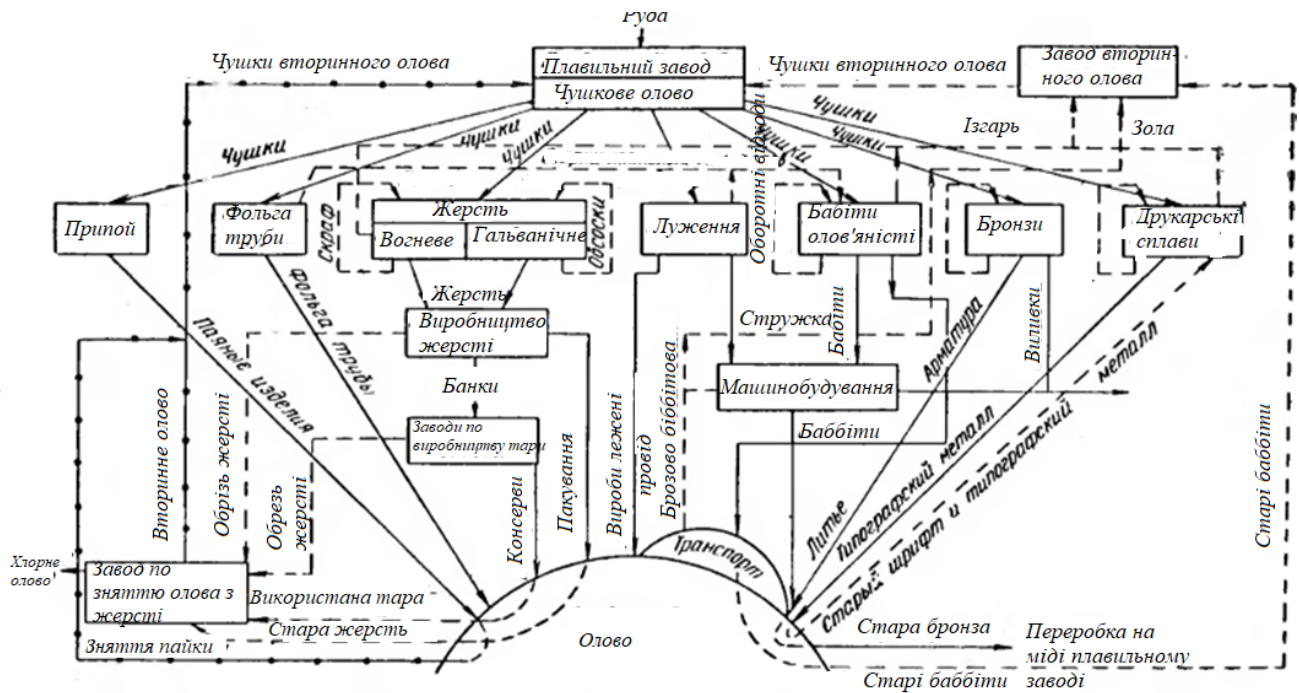


Рисунок 1.1 – Схема одержання олова

Деякі види брухту та відходів часто служать оборотними матеріалами, що використовуються безпосередньо на підприємствах, де вони утворилися. До таких відходів ставляться:

- 1) відходи виробництва та обробки оловосодержащих сплавів - литники, сплески, стружка, обрізки та ін;
- 2) відходи виробництва білої жерсті – флюсовий скраф, масляний скраф, важкий метал, брак виробництва.

Інша частина є брухтом - відходи, що утворилися внаслідок механічного і морального зносу оловосодержащих виробів, їх руйнування, корозії та інших причин. До останніх можуть бути віднесені:

- 1) промисловий та побутовий брухт кольорових металів;

- 2) паяні та луджені вироби, що вийшли з вживання;
- 3) використані консервні банки;
- 4) відходи хімічних виробництв та ін.

Час обігу різних кольорових металів у народному господарстві різний і залежить від багатьох причин, у тому числі від призначення та стійкості виробів, умов експлуатації, термінів амортизації тощо. років. Інші знаходяться в експлуатації незначний час і швидко перетворюються на брухт. Найбільш наочним прикладом такого роду відходів є бляшаний скрап, який в основному утворюється з використаних консервних банок.

Велика різноманітність джерел сировини для отримання вторинного олова та різна характеристика оловосодержащих відходів вимагають різних методів їх обробки.

### 1.3 Класифікація та характеристика олововміщуючих відходів

Класифікація оловосодержащих відходів і брухту за діючими технічними умовами наведена в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 - Класифікація оловосодержащих відходів

Відходи	Вміст Sn%
Лом дзвонової бронзи	Не менше 6
Лом гарматної бронзи	Не менше 6
Стружка високоолов'янистих бронз	Не менше 6
Лом високоолов'янистих бронз	Не менше 6
Сітка паперових паперових фабрик	Не менше 2
Стружка олов'янистих бронз	Не менше 2
Лом олов'янистих бронз	Не менше 2
Бронзо-бабітова стружка	Менш 2
Олов'яні снарядні ковпачки	Не засмічені іншими металами

Фольга олов'яна	Не менше 98,5
Лом та стружка високоолов'янистих бабітів (марки БВЗ)	Щонайменше 80
Лом друкарських олов'янистих сплавів, бабітів, висікання, стружка свинцево-олов'янистих бабітів (Б16, ВТ, БМ, Бб н т. д.)	Не менше 5
Ізгар, зола, стружка, пил тощо.	Поза сортом
Обрізки жерсті, використані консервні банки	1 – 2
Радіатори автомобільні, тракторні, літакові, паяні вироби, брухт олов'янистих латунів	Поза сортом
Відходи літопонного виробництва	Щонайменше 10

Правильне використання вторинної оловосодержащей сировини значною мірою залежить від якості відходів і брухту, що збираються. За існуючими правилами збирання та заготівлі відходів не дозволяється змішувати їх з іншими металами, засмічувати сторонніми домішками та недбало зберігати. Дотримання цих умов має велике значення для найбільш ефективного використання брухту та відходів.

При неправильному зберіганні та засміченні брухту та відходів сторонніми домішками ускладнюється технологічний процес їх переробки, оскільки виникає потреба у сортуванні відходів з метою видалення шкідливих домішок.

Чистий брухт та відходи сплавів, не засмічені домішками сторонніх металів, можуть бути відносно простими методами перероблені на аналогічні або близькі за складом сплави. Така переробка незабрудненого брухту і відходів — найбільш раціональний спосіб їх використання, тому що при цьому досягається повне використання всіх цінних складових.

Одне з основних джерел отримання вторинного олова — бляшаний скрап (обрізання жерсті, старі консервні банки). Цей вид бідної оловосодержащей сировини відрізняється тим, що вилучення з нього олова можна здійснювати

щодо простими технологічними прийомами як у великому, і у невеликих масштабах.

Разом з тим найбільші труднощі виникають саме при збиранні бляшаного скрапу, що по суті визначає можливі масштаби його переробки.

Економія олова особливо ефективно далася взнаки на виробництві білої жерсті, що призвело до значного скорочення питомої витрати олова в цьому виробництві. Зменшення вмісту олова на білій жерсті як у результаті дедалі ширшого поширення електролітичних методів лудіння, так і через скорочення питомої витрати олова при гарячому лудженні жерсті, природно, відбилося і на вмісті олова в бляшаному скрапі.

Для орієнтовної оцінки вмісту олова в бляшаному скрапі, що надходить на регенерацію олова, слід враховувати ряд факторів, що знижують вміст олова в скрапі порівняно з початковою витратою олова виготовлення білої жерсті.

Зниження вмісту олова в жерстяному скрапі відбувається, з одного боку, тому що олово розчиняється в харчових продуктах при зберіганні їх у жерстяній тарі, а з іншого - настає помітна корозія при тривалому зберіганні старої жерстяної тари в місцях збору.

Як відомо, внутрішня поверхня більшості використаних консервних банок зазвичай тьмяна, що частковим розчиненням олова в консервованих продуктах. За даними статистичної обробки спостережень за переходом олова в консерви [13], приблизна швидкість розчинення олова в різних продуктах коливається в широких межах: від 0,001 до 1,0 мг/дц<sup>2</sup> на добу.

У зв'язку з відсутністю досить точних даних про втрати олова внаслідок розчинення в різних консервах можна лише орієнтовно вважати, що втрати олова з цієї причини становлять у середньому близько 5 - 10% від початкової кількості його на поверхні жерсті.

Іншим видом втрат будуть втрати, спричинені корозією відходів. При порушенні шару олова на поверхні жерсті та оголення заліза у вологому середовищі утворюється гальванічна пара Fe - Sn, в якій потенціал олова має більш електропозитивне значення, ніж потенціал заліза. У цій гальванічній парі

анодом є залізо, яке інтенсивно окислюється, розчиняється, утворюючи гідрати оксидів заліза (іржу). Процес іржавлення, що почався на одній ділянці, швидко поширюється по всій поверхні жерсті, так як гідрати оксидів заліза, що утворилися, порушують поверхню сусідніх ділянок жерсті. Внаслідок цього процесу відбувається перфорація жерсті, що супроводжується втратами олова, які можуть бути дуже значними. Для зменшення цих втрат необхідно вживати запобіжних заходів при складуванні використаної тари.

Слід, наприклад, уникати зберігання відходів жерсті на відкритих майданчиках, попереджаючи попадання на поверхню жерсті атмосферних опадів, а також по можливості скорочувати термін зберігання жерстяного скрапу, спрямовуючи його в міру накопичення на переробку.

До втрат, що знижує кількість олова, яка може бути вилучена з відходів жерсті, відносяться також втрати внаслідок утворення при лудженні жерсті проміжного шару залізоолов'яного сплаву ( $\text{FeSn}_2$ ), на який відкладається чистий шар олова. Наявні дані вказують, що близько 5-10% олова, нанесеного на поверхню жерсті, пов'язане із залізом у вигляді проміжного сплаву. Частина олова, що входить до складу залізоолов'яного сплаву, втрачається внаслідок проблеми вилучення його з цього сплаву при регенерації олова.

Враховуючи можливі втрати олова в жерстяному скрапі, можна припустити, що втрачається приблизно близько 20-25% олова (від корисно витраченого в процесі лудіння, тобто від кількості фактично нанесеної на поверхню жерсті).

Значно менше втрати олова на обрізках жерсті, що утворюються під час виготовлення банок для консервів. Це тим, що обрізки жерсті не піддаються впливу консервованих продуктів і за організованому зберіганні на підприємствах не піддаються корозії.

Оцінюючи середнього вмісту олова у відходах жерсті слід враховувати широке розвиток електролітичних методів лудіння, і навіть перспективне зменшення норм витрати олова на гаряче лудіння.

При гарячому способі лудіння жерсті у процесі виробництва утворюється велика кількість олововміщуючих відходів, у зв'язку з чим істотне значення має



поліпшення методів вилучення олова з цих відходів (флюсового скрафу, скрафу масляного, важкого металу).

Практика роботи заводів, що випускають білу жерсть гарячим способом лудіння, показує, що у відходи переходить близько (а іноді й вище) 20% олова від витраченого на лудіння. Таким чином, у цих відходах може накопичуватися велика кількість олова. Вилучення з них останнього дозволить заощадити велику кількість олова та знизити його витрату у виробництві жерсті.

Крім перерахованих вище відходів, у промисловості утворюється велика кількість інших відходів, які містять велику кількість олова і в даний час допоможуть вважатися відвальними.

Так, на збагачувальних фабриках у процесі збагачення олов'яних руд утворюються хвости, що містять у середньому 0,12 – 0,2% олова. У багатьох випадках ці хвости можна піддати додатковій перечистки з отриманням напівпродуктів з більш високим вмістом олова.

На одному олов'яному родовищі при дослідній перечистці хвостів із середнім вмістом у них 0,15 – 0,2% олова було отримано напівпродукти, що містять 3% олова, з вилученням у них близько 40% олова; за наявними даними, витрати на перечистку були невеликі.

Металургійна переробка матеріалів, що містять 3% олова, в даний час можлива і може бути вигідною.

У багатьох випадках концентрати, що надходять на олов'яні заводи, мають низький вміст олова (15 – 25%). Безпосередня плавка таких концентратів недоцільна, оскільки багато олова йде у шлаки. Поява багатих на олов шлаків потребує їх повторної переробки, що здорожує переділ і пов'язане з втратами. Тривала практика роботи підприємств олов'яної промисловості показала, що ефективнішою буде схема переробки цих концентратів, за якою спочатку здійснюється їх доведення на доводочній фабриці до змісту 50 - 70%, а отримані багаті концентрати потім плавляться.

При доведенні концентратів до зазначеного вище вмісту олова навіть при застосуванні досконалої схеми довідкових операцій неминуча втрата частини

олова в хвості, що містять іноді 1 - 2% олова.

Відвали хвостів доводочних фабрик також є одним з видів бідної сировини, яку можна використовувати для додаткового отримання олова.

При плавці багатих олов'яних концентратів в даний час вдається отримувати бідні шлаки, що містять 0,3% олова і нижче, що в основному досягається попередньою підготовкою концентратів перед плавкою та застосуванням електроплавки.

Низький вміст олова у відвальних шлаках вдається отримувати тільки при плавці малозалісистих багатих концентратів, що містять мало домішок. При плавці забруднених домішками концентратів, а також різних оборотних олововміщуючих матеріалів виходять шлаки з більш високим вмістом олова, які надходять у відвали.

При плавленні залісистих концентратів в електропечах, крім шлаків, виходить також кілька феросиліцію. Останній утворюється при завантаженні в піч кремнію для зв'язування, відновленого в процесі плавки заліза та витіснення його зі сплаву з оловом.

Феросиліцій відокремлюється від шлаку і виводиться з процесу у вигляді окремого продукту, що містить 2 - 6% олова, вилучення олова з феросиліцію утруднене, і воно накопичується на деяких заводах.

При переробці брухту та відходів різних сплавів кольорових металів, що містять олово, виходять відходи у вигляді шлаків та пилу, які поряд з іншими кольоровими металами містять помітну кількість олова.

Ці матеріали, що накопичуються на заводах, зайнятих переробкою сплавів кольорових металів, також будуть ресурсами для одержання вторинного олова.

У табл. 1.2 наведено орієнтовний склад деяких бідних по олові матеріалів. Вони відрізняються один від одного за вмістом олова та інших компонентів.

Таблиця 1.2 – Зразковий склад відходів від збагачення та металургійної переробки олововміщуючої сировини

Найменування матеріалу	Зміст, %						
	Sn	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	S	As
Електропічні шлаки	0,3...1, 5	2...10	32...48	11...1 8	14...2 2	-	-
Шлаки відбивної плавки	1,5...4,0	10...2 7	24...35	10...1 4	15...2 2	-	-
Шламові хвости	1,0...4, 0	14...3 0	20...32	5...18	1...2	6...15	1,5...5, 0
Кварцові хвости	0,5 ... 1,2	8...19	27...50	8...12	1...3	1,5... 7	0,5...3, 0
Феросиліцій	2,0...6, 0	60...7 0	18...25* *	-	-	-	-
Шлаки від плавки вторинної оловосодержащої сировини*	0,7 ... 1,8	22...2 7	20...25	8...14	5...7	-	-

Ці матеріали не можна вважати нині відвальними, оскільки нові схеми переробки таких бідних олововміщуючих продуктів дозволяють у багатьох випадках рентабельно витягувати з них олово.

Електропічні шлаки, отримані в результаті плавки олов'яних концентратів та оборотних матеріалів у сильно відновлювальній атмосфері, характеризуються наявністю великої кількості кремнезему та відносно невисоким вмістом заліза.

Знижений вміст у них олова досягається додаванням у шихту вапняку для витіснення з шлаку закису олова, яка потім відновлюється до металу. Цей процес підтримує високу температуру в електропечі.

Так як температура при плавці в відбивних печах нижче, ніж в електропечах, та умови плавки інші, то і склад шлаків, що випускаються з відбивної печі, відрізняється від електропічних шлаків. Їх характерно більш високий вміст олова і заліза і дещо нижчий вміст кремнезему. Залізо в шлаках відбивної лавки є у вигляді оксидів, а олово головним чином у вигляді закису та металевих корольків.

Дані, отримані при дослідженні мінералогічного складу шлаків олов'яної плавки [9], показують, що вони містять магнетит, файліт і склоподібну складову.

Олово знаходиться переважно в багатій кремнеземом склоподібної складової.

Питома вага шлаків коливається в межах 3 – 3,6, велика цифра відноситься до високозалізистих шлаків. Насипна вага шлаків орієнтовно дорівнює 2 – 2,5 т/м<sup>3</sup>.

Крупність шлаків буває різна: одні є сипучу масу, зерна якої мають неправильну форму, а розміри їх коливаються в межах від 1 до 10 мм, інші шлаки знаходяться у вигляді великих шматків.

Шлакові відвали часто містять великі шматки з діаметром 300 – 500 мм (іноді й вище), перемішані із зернистим матеріалом.

Розробка зернистих відвалів нескладна, і для цього достатньо застосування звичайних екскаваторів.

Розробка відвалів, що містять поряд з дрібними сипучими матеріалами, великі застигли шматки шлаків, перемішаних з феросиліцієм і гартлінгами, значно складніше.

У цих випадках потрібна установка копра для попереднього розбивання на шматки особливо великих брил шлаку з подальшим дробленням отриманих шматків у дробарках.

Необхідно відзначити, що у виробництві первинного олова вартість основних та допоміжних матеріалів та експлуатаційні витрати повністю відносяться на вартість металу, тому відходи (шлаки, хвости тощо), що

складуються у відвалах, не мають ціни. Вартість цих матеріалів, що направляються на доотримання олова, складається з витрат на розробку відвалів.

Вартість розробки відвалів, віднесена на олово, що міститься в них, показує, що вартість цього олова в два-три рази нижче вартості олова, що міститься в концентратах, що добуваються з рудної сировини.

Виробничі витрати на вилучення олова з бідних матеріалів можуть бути вищими за вартість переділу при отриманні олова з багаті сировини, але це компенсується нижчою вартістю бідної сировини.

При застосуванні деяких нових способів вилучення олова, які будуть описані надалі, підсумкова собівартість олова, одержуваного з відвалів, може виявитися нижчою, ніж вартість первинного олова.

Слід помітитися, що запаси олів, що містять шлаків, що вже до тепер накопичилися на заводах, дуже значні, а якщо врахувати поточне накопичення таких відходів, то найближчим часом ці запаси досягнуть дуже великих розмірів, що робить дуже актуальним пошук способів їх переробки.

Відвали, що утворюються при збагаченні оловосодержащей сировини у вигляді шламових та кварцових хвостів, відрізняються за хімічним складом від шлаків меншою крупністю, а також наявністю в них S і As.

До бідної олововміщуючої сировини, яка може бути використана для отримання вторинного олова, відносяться також різні відходи, що утворюються в промисловості при використанні олова та його сплавів. До таких відходів відносяться ізгар, зола, сплески та інші матеріали, що містять різні кількості олова. Переробка таких відходів може здійснюватись у великому масштабі.

Розгляд сировинної бази для виробництва вторинного олова показує різноманіття оловосодержащих відходів, які мають різну характеристику та різний вміст олова і вимагають різних технологічних схем для вилучення з них олова.

## 2 ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ПЕРЕРОБКИ БРУХТУ ТА ВІДХОДІВ РАДІОЕЛЕКТРОННОЇ АПАРАТУРИ

### 2.1 Оцінка методів переробки рудних та техногенних відходів

У всьому світі дорожчають видобуток руд та одержання з них кольорових металів, особливо благородних. До основних причин цієї тенденції відносяться:

- зменшення запасів багатих руд та збільшення витрат на їх переробку;
- збільшення уваги до стабілізації та контролю цін на сировинні ресурси як у національному, так і в міжнародному масштабі;
- необхідність обходитися власними джерелами сировини, особливо стратегічними;
- виконання національних та міжнародних вимог щодо охорони навколишнього середовища, через що переробка та поховання відходів стають все більш складними та дорогими;
- швидке зростання цін на сировину та енергію, що робить повторне використання відпрацьованих продуктів ефективніше, ніж переробка первинної сировини.

Металургія вторинних дорогоцінних металів (ДМ) є самостійною галуззю, але широко використовує теоретичний і практичний досвід підприємств первинної металургії, що стосується відбору та підготовки проб, різних підготовчих, збагачувальних та плавильних процесів, методів очищення стоків, газових викидів та ін. Специфікою металургії різноманіття фізичних форм та хімічних складів відходів, що містять ці метали. Вторинні ДМ можуть утворюватися як відходи переробки чи виробничий шлюб, і навіть як вироби, які втратили експлуатаційну цінність. Лом та відходи ДМ та їх сплавів стандартизовані та підрозділяються за найменуваннями металів, фізичними ознаками, хімічним складом та показниками якості [1].

Основними постачальниками вторинних ДМ є кольорова металургія, приладобудівна та електронна галузі промисловості. Найчастіше відходи містять більше металів, ніж руди, у тому числі видобуваються первинне золото, срібло, платина, і тому їх вигідно переробляти, оскільки використання цінних компонентів, витягнутих їх, рентабельно внаслідок їх високої вартості. Використання вторинної сировини у світовому виробництві металів неухильно

зростає. У ряді промислово розвинених країн виробництво вторинних кольорових металів (КМ) становить 30...40% загального обсягу виробництва металургійної промисловості [2]. За оцінками, у США із вторинної сировини виробляють близько 20 % золота і до 30 % срібла, у Європі цей показник ще вищий.

Збір та переробка сировини, що містить ДМ, є пріоритетним напрямом: вміст цих металів у вторинній сировині значно вищий, ніж у природній, вони високо цінуються та мають постійно високу ліквідність на ринку. Оскільки собівартість виробництва ДМ із вторинної сировини у 6...10 разів нижча, ніж із первинної, то накопичені запаси сировини, особливо військово-промислового брухту, роблять його важливим джерелом шляхетних металів.

Останнім часом велике значення набуває переробка вторинної сировини, бідної за вмістом металів. Для виробництва ДМ дедалі більше використовується багатокомпонентний брухт, якого ставляться брухт військово-технічних засобів; електронно-обчислювальна та електрична апаратура, шлюб та відходи електротехнічної, електронної, автомобільної та машинобудівної промисловості.

Лом та відходи продукції радіоелектронних та електротехнічних галузей промисловості – багате джерело вторинних КМ та ДМ. Особлива цінність електронного та електротехнічного брухту полягає в тому, що це постійно відновлюване джерело вторинної сировини, оскільки техніка швидко застаріває та підлягає демонтажу та переробці. Донедавна домінуюча роль ломі електроніки належала золоту. Традиційні плати містять 0,05...0,09 мас. % золота. Основні метали становлять 40 % від загальної маси відходів та представлені міддю (50 %), залізом (20 %), оловом (10 %), нікелем, свинцем та алюмінієм (по 5 % кожного) та цинком (3 %). В одній тоні електронного брухту міститься близько 1,8 кг срібла, 930 г золота та 45 г паладію [2]. Багатокомпонентний електронний брухт не може прямувати в плавку без попередньої первинної обробки з метою виділення окремих (або групи) компонентів.

Технологія комплексної переробки такого брухту зазвичай включає демонтаж та попереднє сортування елементів апаратури, подрібнення та сепарацію брухту, отримання чистих металів та інших продуктів або

використання отриманої вторинної сировини як добавки до первинної сировини. Багатокомпонентні відходи можна розділити на три групи за здатністю до збагачення:

- легко сепаруються (мікросхеми, транзистори тощо, які вкриті золотом, паладієм або сріблом);
- важко сепаруються (брухт електронної продукції);
- зовсім не сепаруються (метали, метали КМ).

Первинна обробка багатокомпонентного брухту зазвичай полягає у його фрагментації, дробленні, подрібненні, які забезпечує поділ металів та неметалічних компонентів з отриманням механічної суміші.

Лом електронної продукції є сумішшю різних металів, зокрема, міді, алюмінію, сталі, з'єднаних, покритих і змішаних з різними видами пластику або кераміки. Ця суміш різнорідна, благородні метали зазвичай присутні у ній у вигляді покриттів різної товщини, припоїв та, у невеликих кількостях, у вигляді компонентів сплавів. ДМ часто використовуються в контактах телефонних та інших реле, язичкових перемикачах, кромкових покриттях та різних друкованих схемах комп'ютерів.

Відомі чотири основні способи переробки електронного брухту:

- механічний;
- гідрометалургійний;
- механічний у поєднанні з гідрометалургійною переробкою;
- механічний у поєднанні з піро- та гідрометалургійними процесами.

На практиці застосовуються технології переробки як змішаного брухту, так і його окремих вузлів (друкованих плат) і елементів (напівпровідникових приладів). Найбільш широкую популярність здобули технології фірм країн Західної Європи: Німеччини, Франції, Швеції, Швейцарії та ін. Спільним у застосовуваних технологіях є:

- переробка змішаного брухту з обов'язковим механічним обробленням;
- збагачення брухту за допомогою процесів багатостадійного дроблення та сепарації отриманих продуктів у гідроциклонах та методами флотації;



– пірометалургічна переробка чи електролітичні методи.

Аналіз техніко-економічних даних цих фірм показує, що рентабельність усіх технологій забезпечується за рахунок отримання дорогих чистих КМ та БМ. Для забезпечення стабільності сировини рекомендується на одному підприємстві переробляти змішаний промисловий та побутовий, електронний та електротехнічний брухт. При розбиранні радіоелектронної апаратури з неї витягують плати з навісними радіодеталлями. Великі радіодеталлі (трансформатори, дроселі, котушки індуктивності, конденсатори, транзистори, реле, перемикачі та інше) видаляють із застосуванням ручного та механізованого інструменту. Дрібні радіодеталлі (діоди, транзистори, мікросхеми, резистори та інші) видаляють із застосуванням пневмомолотків із плоскими зубилами. Плати без радіодеталей, що містять в отворах плат залишки впаяних «ніжок» радіодеталей, покритих дорогоцінними металами, та струмопровідні луджені мідні доріжки в даний час утилізуються з недостатньою ефективністю або, в основному, вивозяться на сміттєзвалище (ТОВ «Драгінвест», ДП "Прогрес").

У більшості випадків плати без радіодеталей містять невеликі кількості ДМ, проте їх цінність як вторинної сировини визначається значним вмістом у них міді та олов'яно-свинцевого припою [2, 3]. За своїм агрегатним станом оброблені плати що неспроможні направлятися на пірометалургійний переділ без попередніх підготовчих операцій.

## 2.2 Технологічні методи переробки відходів які вміщують олово

Вилучення дорогоцінних металів (ДМ) з радіоелектронного брухту з використанням гідрометалургійних процесів можна умовно поділити на дві стадії. На першій відбувається розтин продукту у водному розчині із застосуванням мінеральних та органічних реагентів. При цьому, залежно від складу матеріалу і реагентів, що використовуються, можливе або селективне відділення ДМ від кольорових металів (КМ), або повний переведення всіх компонентів в розчин. У варіанті селективного відділення можливий переведення в розчин або благородної

або неблагородної частини. На другій стадії відбувається вилучення цінних компонентів із розчину.

У вторинній пірометалургії шляхетних металів використовують такі процеси як плавка, що колектує, і окислювальне рафінування [2]. У практиці переробки відходів одне з провідних місць продовжують займати термічні методи з можливим попереднім механічним збагаченням сировини. У більшості способів переробки радіоелектронного брухту застосовують плавку з флюсами та компонентами, що колектують благородні метали. Як колектори використовують індивідуальні метали (свинець, мідь, залізо, алюміній) або сплави (мідь-срібло та ін.).

Колектор вибирають за такими ознаками:

- висока розчинність шляхетних металів;
- максимальне вилучення ДМ в метал-колектор при низькому залишковому вмісті благородних металів у шлаку.

Сьогодні лідером переробки радіоелектронного брухту в Україні є ВАТ «Дніпро-ВДМ» (м. Дніпро). На підприємстві застосовують технологію, що дозволяє видобувати КМ та ДМ із склоподібних друкованих плат із навісними радіодеталлями [4]. Технологічний процес включає в себе ручну диференційовану обробку, механічне дроблення та гравітаційне збагачення концентратів, металургійний переділ та гідрометалургійну переробку.

Ручне оброблення передбачає розбирання блоків, вузлів, виробів з максимальним використанням інструменту (пневмозубіла, кутові плоскошліфувальні машини, пневмокусачки, дискові ножиці, мінігільотини тощо). Продуктивність 150 ... 200 кг чел / зміну. В результаті обробки отримують концентрати А: А1 - друковані плати з навісним монтажем; А2 – трансформатори (мідь, залізо, органіка); А3 – роз'єми (пластмаса, ДМ); А4 – клас Р (суміш та недорозділені блоки).

Механічна обробка концентратів А полягає в наступному.

А1 – з друкованих плат за допомогою пневмозубілів, пневмокусачок і т.д. видаляють навісний монтаж; ДМ-містять концентрати після сортування

направляють на гідрометалургійний переділ.

A2 – трансформатори піддають випалу в випалювальній печі, дробленню в молотковій дробарці, магнітній сепарації, повітряній сепарації. В результаті одержують: магнітну фракцію (залізо), немагнітну фракцію (мідь); оксиди заліза, міді та вуглецевмісні компоненти.

A3 – роз'єми, що містять ДМ, піддають подрібненню в молотковій або ножовій дробарках, гуркотінню, магнітній сепарації для видалення заліза. Немагнітний концентрат: мідь (латунь), покриття Ag, Au, Pd – спрямовують на гідрометалургійний переділ.

Текстолітову (склотекстолітову) підкладку, що містить мідь, свинець, олово із залишками ДМ направляють на випалення в випалювальну піч із системою допалювання та газоочищення. Отриманий огарок направляють на плавку в роторну газокисневу піч з окислювальною атмосферою з отриманням чорної міді (97 ... 98% міді; по 0,001% срібла та золота; по 0,0001% платини та паладію) і шлаку.

Чорну мідь розливають в аноди, які піддають електролітичному рафінуванню, а шлак – відновлювальної плавки в печі ДСП-1,5 з отриманням металевого концентрату (витяг 4...5 %) та третинного (відвального) шлаку, що містить близько 1,5 % міді.

Відзначимо особливості інших технологій із переробки електронного брухту. Фірма «Schneek» (ФРН) застосовує охолодження рідким азотом брухту, попередньо подрібненого і магнітної сепарації, для збільшення крихкості [4].

В американській технології на установці PRV (рис. 2.1) використовують молоткову дробарку (на двох стадіях), повітряний сепаратор Bauer, магнітний сепаратор Eriez, гуркіт, валкову дробарку Exolon (для подрібнення надрешітного продукту немагнітної фракції) і електродинамічний , який працює на принципі вихрових струмів у слабкому полі (виділення заліза) та у сильному полі (виділення латуні, бронзи).

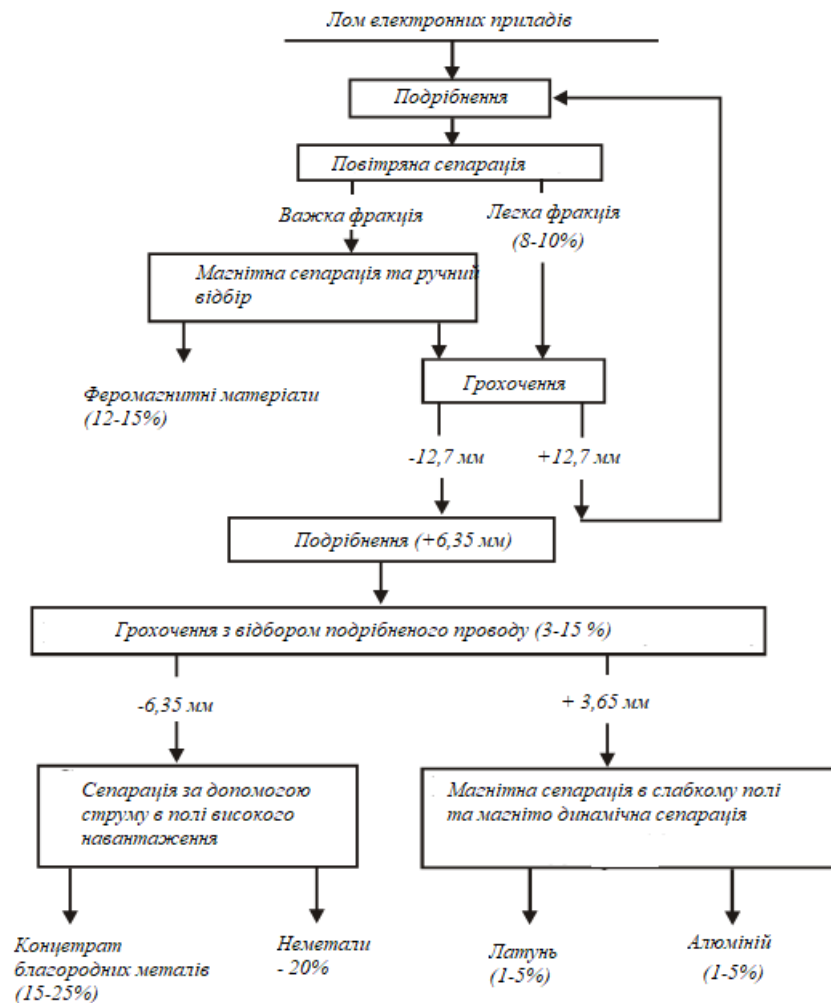


Рисунок 2.1 - Технологічна схема переробки електронного брухту з гуркотінням

Також широко використовують методи сепарації в різних середовищах, характерних для збагачення руд КМ, у технологіях, розроблених ДонНДІПКМ (Україна) для переробки таких видів брухту, як друковані плати, електронно-вакуумні прилади, елементи НВЧ техніки, спеціальна апаратура та її елементи. Одна з технологічних схем (рис. 2.2) дозволяє комплексно переробляти сировину з отриманням концентратів для отримання чистих металів на наступних технологічних етапах.

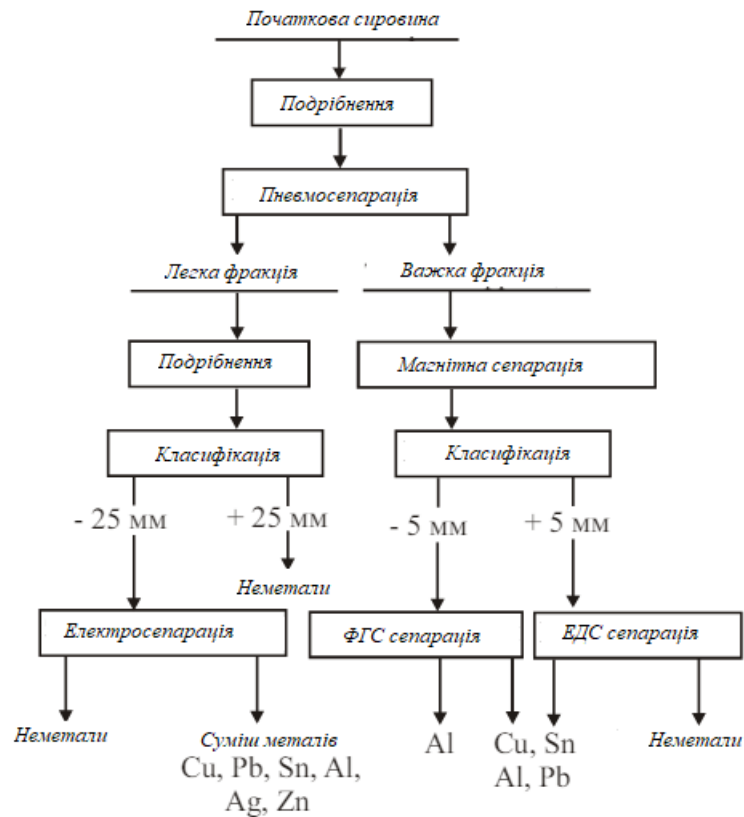


Рисунок 2.2 - Технологічна схема переробки електронного брухту ДонНППКМ

Технологія фірми «Valmet» (Франція) внаслідок механічної переробки передбачає поділ брухту на три фракції: чорні метали, кольорові та благородні метали, неметали. Для поділу кольорових та благородних металів застосовують електролітичне рафінування.

У фірмі «Inter Recycling» (США) розроблено та виготовлено експериментальну установку для дроблення та сепарації попередньо розібраного вручну комп'ютерного брухту. З брухту виділяють мідь, нікель та алюміній. Разом із міддю виділяються благородні метали: золото, платина, паладій. Продуктивність пілотної установки складає 5 т за зміну.

У технологічному процесі фірми «Текон Sanso» (Японія) велику увагу приділяють процесу дроблення, яке визначає ефективність і якість технології. Фірмою виготовлено обладнання для одержання чистих матеріалів із концентратів первинної переробки брухту (метал, пластмаса, гума) на основі

процесу високого очищення з повторним циклом.

Процес фірми W.Hunter and Assiates Ltd відрізняється застосуванням мокрого збагачення на концентраційних столах, яке спрямоване на ще більше збагачення фракції, що містить шляхетні метали. Наприкінці технологічного процесу використовується електроліз з метою виділення золота із металевих матеріалів [4].

Фірма «VEB» здійснює переробку друкованих плат подрібненням їх у кульовому млині до -1 мм, класифікацію отриманих фракцій та поділ металів та неметалів, електростатичну сепарацію.

Пропонується також роздільна регенерація друкованих плат, провідників та опорів. Для цього плати мікросхем з покриттям піддають комбінованим процесам розчинення, промивання, сушіння та випалу.

Способи вилучення золота з друкованих плат із застосуванням олов'яного покриття зводяться до обробки брухту в розчині із суміші сірчаної, азотної та соляної кислот. В результаті отримують концентрат, який складається з пластівців золота та маскувального покриття.

За технологією фірми «Galika» (Швейцарія) брухт, наприклад, телевізорів, дроблять у молотковій дробарці, яка може бути встановлена на вантажівці. З роздробленого продукту виділяють залізо за допомогою магнітного барабанного сепаратора, а вузли електронних схем та великі шматки алюмінію відбирають вручну. Плавку ведуть у барабанній печі, що обертається, під шаром розплавленого скла, який захищає розплавлений метал [4].

У способі [5] пропонується витягувати свинець та олово з друкованих плат за допомогою розплавленої в тиглі суміші з 50% NaOH та 50% KOH. Після розплавлення суміші у ванну вводять шматки плат, покритих шаром лаку, клею, які відокремлюються протягом 20...30 хв. Для видалення припою плати вводять у контакт із розплавом, що містить 90...95 % NaOH та 5...10 % NaNO<sub>3</sub>, протягом 25...40 хв, причому через розплав пропускають постійний струм із щільністю 500...800 А/м<sup>2</sup>.

У патенті [6] запропоновано спосіб вилучення металів з оброблених або

нерозроблених друкованих плат, який передбачає використання похилого обертового конвертора з дутьєвими фурмами і забезпечує можливість переробки брухту друкованих плат при малій витраті енергії і високому коефіцієнті вилучення металу. Конвертор розігрівають до температури вище 1200 °С і вводять у нього невелику кількість шлакоутворювача. Лом друкованих плат завантажують до, після або під час введення шлакоутворювача в конвертор, подаючи при цьому газ через рухливу фурму. При продуванні в конверторі підтримують температуру на рівні 1200 ... 1400 °С, здійснюючи через пальники і рухливу фурму подачу кисню в кількості, що перевищує необхідне спалювання органічних компонентів. З розплаву, що утворився, введенням в нього відновника і продуванням повітрям виділяють метали.

У роботі [7] запропоновано технологію рафінування мідного металевого розплаву від домішок цинку, олова, свинцю із застосуванням пароповітряної суміші «пар: повітря» = 3:1. Витрата дуття становить 60...70 м<sup>3</sup>/год. Плавку ведуть в індукційній печі за нормальної температури 1230...1250 °С. Перехід у газову фазу проходить з допомогою випаровування: для цинку як металу, для свинцю - як металу і оксиду, для олова – у вигляді оксиду. Рафінування мідного розплаву від домішок передбачає організацію двох стадій процесу. На першій стадії мідний розплав насичують киснем як його «м'якого» окислення, що забезпечує ефективне рафінування міді від домішок за рахунок прямого випаровування з відкритої поверхні розплаву та переходу в гетерогенний шлак. На другій стадії після припинення подачі пароповітряного дуття наводять рафінувальний шлак з витримкою під ним розплаву для вилучення з нього гетерофазних оксидних сполук домішок і доочищення.

Хімічний метод використовують для переробки відпрацьованих радіоелектронних плат, виготовлених на складному епоксидному ламінаті з позолоченими фрагментами, що містять 0,4...0,9 мас. % золота, і навіть мідь, нікель, олово, свинець [8]. Для вилуговування застосовують суміш кислот, мас. %: 10...20 % H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, 2...10 % HNO<sub>3</sub>, 0,5...3,0 % HCl за нормальної температури 80...120 °С. Для осадження золота із розчину запропоновані відомі способи.

У патенті [9] запропоновано друковані плати, покриті олов'яним сплавом, попередньо обробляти 16% розчином HCl. Отримані розчини, що містять 0,15 та 0,75 г/л золота та концентрати з 75,0 та 79,1 % золота. Вміст металу у друкованих платах, %: 2,19...6,13 олова, 1,68...2,08 міді, 0,49...0,50 нікелю, 0,04...0,05 золота.

Сплав «олово-свинець» видаляють із друкованих плат розчином, що містить 400...500 мг/л  $\text{HNO}_3$ ; 11,5...1,0 г/л  $\text{HBF}_4$  та 1,0..1,5 г/л речовини ОС-20 (ГОСТ 10730-82) [10]. Розчин відбувається при кімнатній температурі.

Розроблений процес гідрохімічного видалення припою із золотовмісних концентратів [11], заснований на застосуванні азотнокислих розчинів, що містять комплексоутворювач – похідну карбонової кислоти. Досліджували концентрат наступного складу, %: 63,90 Cu; 18,00 Sn; 10,30 Pb; 0,60 Au; 0,50 Pd; 0,17 Zn; 0,10 Ag. В результаті термохімічної обробки отримані: очищений від припою золотовмісний матеріал, азотнокислий розчин, який переходить основна маса компонентів припою і шлам. Зміст металів у шлам, %: 32,70 Sn; 5,00 Cu; 3,00 Au; 2,50 Pb; 0,50 Ni; 0,10 Ag; 0,10 Mg; 0,06 Fe; 0,06 Ca. Вихід шламу становить 0,12...0,15 % вихідної маси концентрату. Вилучення в кінцевий продукт із припійної частини: до 99,6% золота; 99,99% срібла; 100% паладію та 96...98% олова.

У патенті [12] запропоновано спосіб вилучення шляхетних металів з друкованих плат, в якому матеріал розчиняють у «царській горілці» або кислоті з додаванням нітрозилу. Шляхетні метали селективно відновлюються із розчину при додаванні формальдегіду, гіпофосфату лужних металів або гідроксиламіну.

Застосування електрохімічних процесів дозволяє селективно розділяти ДМ та КМ із брухту та відходів радіоелектронної техніки. У роботі [13] наведено результати дослідження з електрохімічного вилучення срібла з вторинного концентрату, що пройшов механічну переробку, із застосуванням лужного родуватого електроліту. Срібломісткий концентрат мав склад, %: 67,1 міді; 11,3 срібла; 7,6 свинцю; 5,1 олова; інше – цинк та неметалічна складова (пластмаса, ізоляція тощо). Фізично матеріал представляв сплющені металеві роз'єми та штекери з мідною та латунною основою та нанесеним поверх основи



гальванічним сріблом. Поверхня срібла на 15 ... 20% від загальної площі роз'єму покриває припойний матеріал, близький по співвідношенню Sn: Pb до припою ПОС-60. Розчинення матеріалу, що переробляється, проводили в обертовому дзвоновому електролізері (кут нахилу осі від вертикалі  $45^\circ$ , швидкість обертання 15 хв-1) з ніобієвим струмопідведенням (анодом) і катодом з нержавіючої сталі, відокремленим від основної частини електроліту діафрагмою зі скловолокна. Загальний ступінь вилучення срібла в електроліт і катодний осад досягає 82...83 % від вихідного за збереження більшості міді в анодному залишку. Більше вилучення срібла з даного концентрату неможливе без попереднього видалення сплаву олово-свинець.

Концентрат, що містить ДМ, КМ та залишки пластмаси, піддавали електрохімічній переробці в електроліті, що містить 70 г/л  $\text{H}_2\text{SO}_4$ , при анодній щільності струму  $150 \text{ А/м}^2$  та катодній щільності –  $1500 \text{ А/м}^2$ . Хімічний склад концентрату %: 68,10 міді; 4,46 олова; 2,40 нікелю; 0,30 срібла; 0,30 свинцю; 0,06 паладію; 0,05 платини та 0,02 золота.

Електроліз здійснювали в діафрагмовому електролізері з нижнім анодним струмопідведенням з графіту. Анодом служили частинки матеріалу, що переробляється, приведені у зважений стан за допомогою вібропристрою, катодом – титанові пластини. У процесі електролізу на катоді осаджувався порошок, що складається з 81,0% міді, 18,9% олова та 0,1% нікелю. У розчин переходили залізо, нікель, олово та мідь, в анодний шлам – золото, срібло, платину, паладій, мідь, залишки пластмаси. Вилучення металів, %: 99,9 платини; 99,8 паладію; 98,7 срібла. Отриманий анодний шлам переплавляли при температурі 1200...1250 °С шаром флюсу тетраборат натрію ( $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$ ) і вугільного порошку з метою отримання вторинних анодів. Вторинний анод піддавали електрохімічному рафінуванню в електроліті, що містить 150 г/л сірчаної кислоти та 25 г/л сульфату міді при анодній та катодній щільності струму  $2500 \text{ А/м}^2$ . На катоді отримано порошок, що містить 997% міді. Наскрізне вилучення у вторинний анодний шлам з вихідного матеріалу становило, %: 99,6 золота; 99,5 платини; 99,4 паладію та 97,4 срібла.

У патенті [14] запропоновано спосіб вилучення золота та КМ з відходів електронної промисловості, який здійснюють у два етапи. Спочатку завантажують сировину в титановий анодний кошик, покритий каталізатором, і додають в електроліт солі металів змінної валентності та комплексоутворювач. Золото випадає в осад з електроліту, інші метали осідають на катоді. Як хлоридний розчин використовують розчин хлоридів металів (Fe, Cu, Ti) в концентраціях від 0,01 до 0,3 моль/л.

Наявність анодного кошика з титану, покритого каталізатором, дозволяє генерувати окислювач всередині кошика і в просторі поблизу неї підтримувати окислювально-відновний потенціал, що виключає розчинення металів з утворенням сполук, здатних за рахунок самоокислення-відновлення виділяти в об'ємі електроліту порошки металів. На другій стадії анодне золото плавлять у зливки, потім шляхом анодного розчинення з накладенням змінного асиметричного струму в електроліті, що містить водний розчин золотохлористоводневої кислоти, осаджують золото на катоді з накопиченням срібла у вигляді хлориду на дні електролізера. Накопичені в процесі електролізу в розчині домішки з частиною золота витягують на додатковий катод, оснащений аніонітовою діафрагмою або пористою діафрагмою.

У патенті [15] для вилучення ДМ та КМ також запропоновано електроліз. Зливки, виплавлені з електронного брухту, завантажують електролізну ванну з розчином азотної кислоти. Через електроліт пропускають змінний електричний струм промислової частоти з певною напругою та щільністю. Шлам, що містить золото та олово, обсіпається на дно ванни; кольорові метали, срібло, паладій накопичуються у розчині. Шлам прожарюють при температурі 500 ... 550 °С для переведення олова в інертний стан і далі вилуговують в «царській горілці». Вилучення ДМ підвищується на 1...4%.

У гальванічних процесах дефектні покриття оловом чи свинцем видаляють анодним розчиненням. Для олов'яного покриття використовують розчин, що містить 50...100 г/л їдкого натру, при температурі 60...65 °С щільності струму 50...100 А/м<sup>2</sup>. Свинцеві покриття розчиняють в 10% розчині NaOH при

температурі 60...70 °С і щільності струму 100...300 А/м<sup>2</sup>. Як електроліт використовують розчин кремнефтористоводневої (H<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub>), борфтористоводневої (HBF<sub>4</sub>) або сульфамінової (HSO<sub>3</sub>NH<sub>3</sub>) кислот, які добре розчиняють свинець і відрізняються гарною електропровідністю. Розчинні аноди містять КМ (Zn, Fe, Ni, Cu, Sn) та БМ (Au, Ag) [15].

Для видалення покриттів «олово-свинець» з брухту електронної промисловості пропонується [16] вести електроліз у розчині, що містить 370...430 мл/л H<sub>2</sub>SiF<sub>6</sub> і 10...20 г/л NH<sub>4</sub>NO<sub>3</sub>. Розчинення ведуть при щільності струму 23 А/дм<sup>2</sup> та температурі 20...22 °С. Ефективним засобом прискорення процесу електролізу є вплив ультразвуку на електродні процеси. Накладення ультразвуку призводить до зниження катодної та анодної поляризації, значно зменшує напругу на ванні, збільшує швидкість електроосадження металів у 4,0...4,5 рази порівняно з умовами механічного перемішування [17].

Як правило, при вилученні ДМ та КМ використовують традиційні електролізери з литими електродами. Однак відомо декілька типів осередків [18], в яких використовують насипні електроди: насипний шар з механічним перемішуванням, здійснюваним за допомогою мішалки та електроди з перекочуванням частинок, що здійснюється за допомогою обертання електродного простору. До переваг насипних електродів відносяться велика питома електродна поверхня та хороша масопередача.

## 2.3 Способи зняття олова з відходів лужених металів

### 2.3.1 Хлорування олова

До теперішнього часу винайдено багато різних способів зняття олова з відходів лужених металів:

- 1) гідрометалургійні способи із застосуванням кислих або лужних розчинів;
- 2) способи, що ґрунтуються на застосуванні високої температури;
- 3) механічні методи;
- 4) способи, що ґрунтуються на застосуванні хлору;

5) електролітичні способи із застосуванням кислих або лужних розчинів.

Хлор використовували в промисловості для зняття олова з відходів жерсті довгий час як один з економічних способів знецінення скрапу.

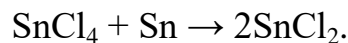
Одна з найбільш важливих умов застосування цього способу - повна відсутність вологи на оброблюваному матеріалі, а також яких би не було органічних речовин, наприклад паперу, лаку та ін.

Хлорний спосіб заснований на реакції



Теплота утворення хлорного олова, за даними різних дослідників, коливається в межах від 121250 до 129600 кал.

Хлорне олово реагує з металевим оловом, що знаходиться на поверхні жерсті, за реакцією



Якщо для отримання хлорного олова використовують сухий хлор і відходи жерсті ретельно висушують, залізо залишається недоторканим. У присутності води хлор діє на залізо, утворюючи  $\text{FeCl}_3$ .

Хлорне олово застосовується в текстильній промисловості для обтяження шовку та інших цілей.

Застосування хлорного способу вигідно лише у великому масштабі, оскільки однією з його переваг є можливість застосування апаратів великої ємності.

Практично здійснення хлорного способу становить деякі труднощі. Як видно з рівняння реакції, процес протікає із виділенням великої кількості тепла. Занадто висока температура в реакційному просторі небажана, тому що принагідно можуть утворитися помітні кількості хлорного заліза  $\text{FeCl}_3$ . При утворенні хлорного заліза корозія заліза протікає дуже активно. Тому обов'язковою умовою цього процесу є безперервне відведення тепла.

У промислових умовах процес здійснюється в циліндричних ретортах, склепаних або зварених з 15 - 20-мм заліза, в які в металевих кошиках, виконаних

з дротяної сітки або перфорованих листів, завантажують очищені та висушені відходи жерсті.

У реторті висотою 5 м і діаметром 3 м міститься близько 15 т спресованих відходів. Отже, за середнього вмісту олова 20 кг/т відходів загальний вміст олова у відходах становить близько 300 кг.

За даними практики, надлишок тепла, що утворюється під час роботи апарату для хлорування зазначеної вище ємності, становить близько 10000 ккал/т відходів.

Для відведення надлишкового тепла реторти встановлюють попарно і обладнають двома вентиляторами, що перекачують газ із однієї в іншу. Газ проходить через трубу, поміщену в холодильнику, де і відбувається безперервне відведення тепла.

Загальний вигляд реторт для хлорування відходів жерсті показано на рис. 2.3.

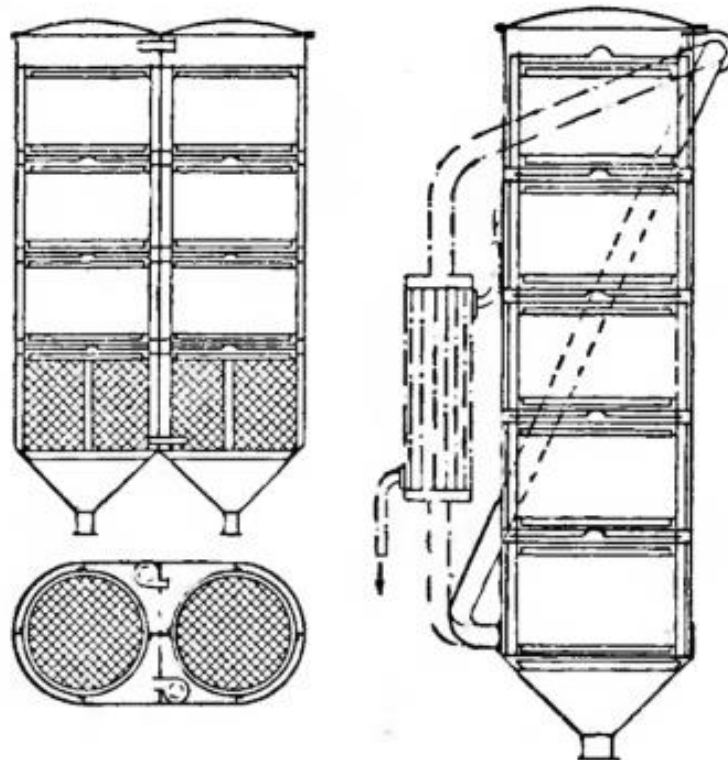


Рисунок 2.3 – Загальний вигляд реторт для хлорування відходів жерсті

Якщо газ стикається з усією поверхнею завантаженої в реторти жерсті, то олово з неї знімається рівномірно. Для цього потрібна безперервна циркуляція газу, завдяки якій підтримується однакова температура у всьому обсязі реторти.

Реакція хлорування внаслідок утворення  $\text{SnCl}_4$  супроводжується зменшенням обсягу газу, тому необхідно подавати його до ретортів під тиском. Якщо падіння тиску припинилося, то процес хлорування закінчився.

На заводі в м. Ессені (ФРН) пакети жерсті розміром  $40 \times 60 \times 15$  см, вагою близько 50 кг завантажували в герметичні реторти, що містили від 50 до 70 т відходів. Спочатку газ подавали при тиску 0,75 атм, а потім при підвищеному тиску 2 атм. Протягом перших 3-4 год. реакція хлорування протікала найбільш інтенсивно. Процес зняття олова закінчувався приблизно протягом 10-12 год.

Хлорне олово, що утворилося, збиралося в нижній частині реторти і насосом подавалося у верхню її частину, звідки стікало через пакети жерсті. За такої циркуляції підвищувалося вилучення олова.

Хлорний спосіб вилучення олова з відходів жерсті здійснюється в заводському масштабі із застосуванням методу роботи під вакуумом: з реторти, заповненої жерстю, відкачували повітря, а потім подавали в реторту хлор.

Реторти були циліндрами, що закінчувалися внизу конусом. Вони були виготовлені з 22 мм заліза, герметично закривалися кришкою і були забезпечені манометром і вакуумметром. Кожна реторта чотирма стояками спиралася на колони.

Заготовлені пакети очищених і висушених відходів білої жерсті укладали в залізні кошики, виготовлені зі смугового заліза (розмір кошиків: діаметр 1400 мм, висота 800 мм, кожен кошик містилося близько 500 кг відходів жерсті). Кошики встановлювалися в реторти краном. У реторту ставили шість кошиків, після чого її герметично закривали та відкачували з неї повітря. Транспортування шести кошиків та завантаження їх у реторти тривало близько 30 хв. На цих операціях було зайнято двоє обслуговуючих реторти робітників та один кранівник.

Хлор впускали в реторти з газосховища періодично, порціями по 8-10 кг/годину, дивлячись у процесі реакції.

Після закінчення реакції реторту охолоджували протягом 1-2 год. і через нижній штуцер її конуса зливали хлорне олово, що утворилося.

При зливі хлорного олова виділяються гази, тому у кожній реторті було встановлено вентиляційне відсмоктування, що забезпечує нешкідливість роботи. Перед розкриттям реторти для чергового завантаження з неї видаляли гази, промиваючи водою реторту або відкачуючи з неї гази.

При промиванні водою слабкий розчин соляної кислоти, що утворюється, викликає корозію заліза, яка може зруйнувати реторту. Тому при застосуванні промивання реторту має бути виготовлене з кислотостійких матеріалів. Простіше відсмоктувати гази вакуум-насосами.

Хлорне олово або очищають від заліза та вільного хлору дистиляцією, або переробляють на металеве олово чи олов'яні солі.

Металеве олово може бути отримане із  $\text{SnCl}_4$  або цементацією більш електронегативними металами - цинком або алюмінієм, або електролізом з нерозчинними анодами. При електролізі з нерозчинними анодами олово осаджується на катоді, але на аноді виділяється хлор. У табл. 3.1 наводяться деякі показники хлорного способу.

Таблиця 2.1 – Показники хлорного способу знелуження жерсті

Завантажено жерсті	Олова на жерсті, %	Теоретично необхідна кількість хлору, кг	Фактична витрата хлору, кг	Вихід хлорного олова, кг	Тривалість реакції, години
3000	1,8	64	83	115	8
2800	1,3	44	7	79	7,5
3000	2,0	73	93	130	9

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

На рис. 2.4 наведено схему технологічного процесу отримання хлорного олова з відходів жерсті.

Оброблені відходи жерсті для запобігання іржавінню ретельно промивають, щоб видалити плівку хлорного заліза, яка сильно прискорює їхнє іржавіння.

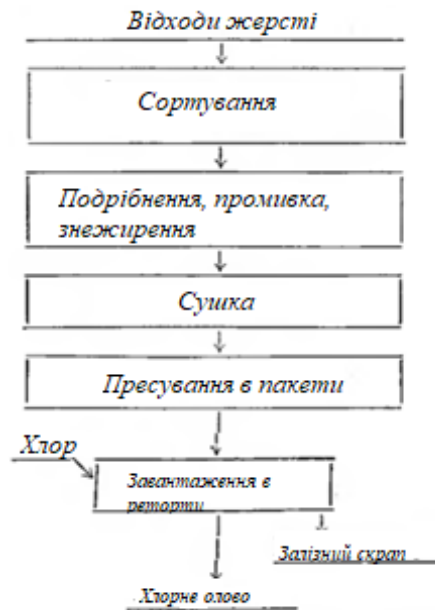


Рисунок 2.4 - Технологічна схема зняття олова з відходів жерсті хлоруванням

Промивку ведуть у два прийоми: спочатку гарячою водою, а потім гарячим розчином лугу, підігрітим до 90 °С. Було помічено, що при такому способі промивання обезлужені відходи швидко висихають і не іржавіють.

Існує ряд змін хлорного способу. Одне з них - безперервне відведення з реторти  $\text{SnCl}_4$  протягом усього процесу. Завдяки цьому досягається можливість хлорування при значно вищій температурі, до 300 °С, на відміну від звичайної на практиці ведення процесу температури 38 °С. При безперервному відведенні  $\text{SnCl}_4$  не утворюється  $\text{FeCl}_3$  і зберігається апаратура.

За описом роботи хімічного заводу в Крейфельді (ФРН), хлор у реторти подається у суміші з повітрям, через що дещо зменшується швидкість реакції, але процес йде рівномірніше. Повітря з хлором змішується перед надходженням реторти в камері змішування.

### 2.3.2 Гідрометалургійні способи із застосуванням кислих розчинів



Один з найбільш старих способів - обробка відходів розчинами  $\text{SnCl}_4$  з отриманням розчину  $\text{SnCl}_2$ , що спрямовується на електроліз з нерозчинними анодами виділення олова. Напруга на ванні на початку електролізу дорівнює 0,5-1,0 В, а до кінця процесу, при збіднінні розчину оловом, воно підвищується до 2 В. На катоді виходить кристалічний осад олова.

Після 3-4 циркуляції розчин сильно забруднюється  $\text{FeCl}_3$  і стає непридатним для подальшого використання.

За іншим методом, для зняття олова з відходів жерсті служить розчин соляної кислоти, який вводять газоподібний хлор. Концентрований холодний розчин соляної кислоти незначно діє на залізо, так як захисний шар  $\text{FeCl}_3$ , що утворюється, оберігає його від подальшого розчинення. В результаті процесу виходить розчин  $\text{SnCl}_2$ , що містить сліди заліза. Щоб прискорити процес розчинення олова з відходів жерсті, їх нагрівають до 70-90 °С і обробляють нагрітим до 70 °С концентрованим розчином  $\text{HCl}$ , який введені окислювачі типу марганцевокислого калію, хроматів або біхроматів. Під дією хлору, що утворюється, олово розчиняється за короткий проміжок часу.

Для зняття олова також був застосований розчин винної кислоти в присутності повітря або кисню. Процес здійснювали в перфорованому барабані, наповненому відходами жерсті, що обертася у ванні з розчином винної кислоти. При обертанні барабана жерсть зазнавала попереминої дії повітря та розчину. Найкращі результати виходили при обробці відходів 5% розчином винної кислоти. З розчину олово осаджували сірководнем.

Олово з білому жерсті можна знімати, обробляючи її розведеним розчином  $\text{HCl}$  у присутності  $\text{HNO}_3$ . Азотну кислоту слід додавати невеликими порціями протягом процесу. Замість  $\text{HNO}_3$  можна додавати  $\text{KClO}_3$  та  $\text{NaClO}_3$ , проте швидкість розчинення при введенні цих добавок менша, ніж при добавках  $\text{HNO}_3$ .

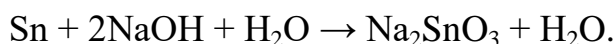
Способи із застосуванням кислих розчинників не знайшли широкого застосування у промисловості.

## 2.4 Гідрометалургійні способи із застосуванням лужних розчинів

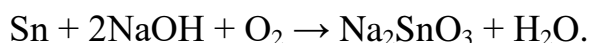
Поряд із пропозиціями знімати олово з відходів жерсті розчинами різних кислот було запропоновано також ряд способів зняття олова лужними розчинами.

Лужні розчини порівняно з кислими зручнішими тим, що не розчиняють заліза.

Як розчинник застосовують їдкий натр NaOH. Перехід олова в розчин з утворенням натрію станнату можна виразити в загальному вигляді наступною реакцією



Ця реакція протікає повільно через високу перенапругу водню на олові. Деполяризація киснем прискорює реакцію:



Тому підвищення швидкості розчинення необхідна добавка окислювача.

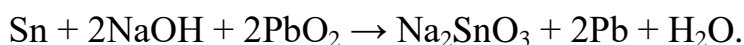
Оскільки введення окислювачів у лужні розчини істотно змінює хід процесу, процеси з добавкою в лужні розчини різних окислювачів будуть розібрані окремо.

Для обробки відходів жерсті рекомендується також застосування ацетату свинцю: відходи обробляють гарячим лужним розчином РИСгНзСь, олово переходить у розчин, а еквівалентна кількість свинцю - осад. Осад свинцю розчиняють в оцтовій кислоті та знову використовують. Олово з лужного розчину беруть в облогу різними реагентами: двоокисом вуглецю, вапняним молоком та ін.

При приготуванні розчину для зняття олова розчин ацетату свинцю та розчин луку змішують доти, доки не припиниться утворення білої каламуті та розчин не стане лужним.

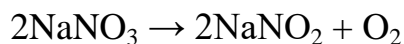
Процес здійснюють у перфорованому обертовому барабані, поміщеному у ванну, наповнену лужним розчином.

Замість  $\text{Pb}(\text{C}_2\text{H}_3\text{O}_2)_2$  застосовують також окис свинцю  $\text{PbO}$ :

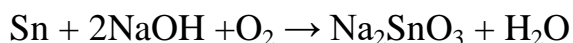


При обробці відходів жерсті гарячим розчином їдкого лугу в присутності окислювачів  $\text{MnO}_2$  або  $\text{NaNO}_3$  концентрація лугу в розчині іноді приймається настільки високою, що з'єднання олова, що утворюються, не переходять в розчин, а осаджуються на дно ванни. Осад, що містить до 35% Зп, відокремлюють від розчину на фільтрі та промивають. З нього у різний спосіб може бути отримано металеве олово. Відфільтрований розчин після добавки лугу знову використовують для зняття олова.

При дії на олово розчинів  $\text{NaOH}$  у присутності  $\text{NaNO}_3$  відбуваються наступні реакції: селітра легко віддає свій кисень і утворюється азотистокислин натрій



тому протікає реакція



Азотистокислений натрій, що утворився з селітри, також є деполаризатором:

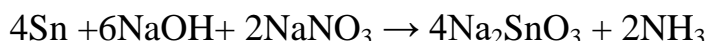


або щодо реакції



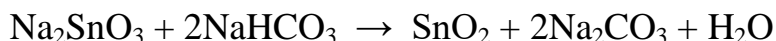
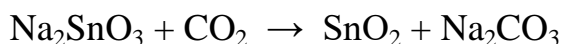
З цих реакцій випливає, що можливе виділення азоту чи аміаку.

Сумарна реакція з утворенням аміаку може бути подана наступним рівнянням:

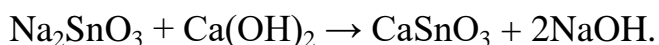


З розчину станнату олово натрію може бути виділено різними способами: електролізом з нерозчинними анодами, осадженням за допомогою  $\text{CO}_2$ ,  $\text{NaHCO}_3$  або  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ , а також дією кислот, наприклад сірчаної.

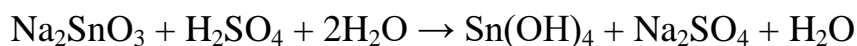
При обробці розчинів станнату натрію вуглекислою або двовуглекислою содою олово осідає у вигляді  $\text{SnO}_2$  за реакціями



Осадження олова вапном відбувається за реакцією



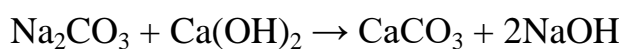
При обробці розчину станнату натрію сірчаною кислотою олово осаджується у вигляді гідроксиду:



Вміст їдкого натру в розчинах, які застосовуються для зняття олова з відходів жерсті, становить близько 10-12%.

Щоб прискорити розчинення олова, через розчин барботується повітря як джерело кисню. Селітру додають з розрахунку 1 частина на 10 частин NaOH.

При осадженні олова  $\text{CO}_2$  або  $\text{NaHCO}_3$  утворюється розчин соди, який знову може бути використаний у процесі після його каустифікації, яка йде по реакції



При цьому регенерується близько 80% NaOH від стехіометричної кількості.

Селітра викликає корозію заліза, тому після зняття олова скрап необхідно ретельно промити.

Промислове оформлення цього процесу здійснюється по-різному. На деяких заводах застосовують баки висотою від 2 до 3 ж і діаметром від 1,5 до 2,0 м. У такі баки в залежності від їх розміру завантажують у кошиках із дротяної сітки від 250 до 500 кг відходів жерсті. Кількість кошиків у баку залежить від висоти бака.

Кошки завантажуються тельфером чи кран-балкою.

У бак, наповнений вилуговуючим розчином, після завантаження відходів жерсті подають гаряче повітря, яким розчин підігрівається. При цьому кисень повітря використовується для реакції. Температуру розчину підтримують близько 70-80 °С.

Вилуговуючий розчин поступово насичується оловом; після досягнення концентрації близько 15 г/л Sn його випускають з баків і направляють на подальшу обробку.

Процес зняття олова зазвичай триває 3 години. Після закінчення процесу баки розвантажують: витягують кошки і тримають кілька хвилин над баком для стікання розчину, потім направляють на промивання.

Замість баків із кошиками іноді для зняття олова, як це вище вказувалося, застосовують перфоровані барабани, що обертаються у ваннах, наповнених розчином.

Обробку розчинів для осадження олова вуглекислим газом  $\text{CO}_2$  ведуть у різній апаратурі залежно від масштабів виробництва. Для цього можуть бути використані, наприклад, прості металеві закриті баки, встановлені послідовно. Через них барботируют  $\text{CO}_2$ , який підводиться знизу бака, відводиться зверху і прямує до наступного бак. При такій циркуляції покращується контакт його з оброблюваним розчином і покращується використання  $\text{CO}_2$ .

При великих масштабах виробництва осадження окису олова можна вести в тарілчастих вежах-колоннах або вежах з насадкою. Розчин відцентровими насосами накачується у верхню частину вежі і поступово стікає вниз.

Газ подається в вежі за принципом протитечії — назустріч розчину, що стікає. Випадаючий окис олова у вигляді пульпи з розчину соди і окису олова видаляється з тарілок спеціальними механізмами, збирається внизу апарата і прямує на фільтрування.

Для визначення повноти осадження беруть пробу та здійснюють контрольне насичення вуглекислою.

Вуглекислота, необхідна осадження олова, може бути отримана з різних джерел. Для цієї мети, зокрема, можуть бути використані газу, що відходять печей, котельні, двигунів внутрішнього згорання і т. д.

Окис олова з пульпи виділяють на вакуум-фільтрах, фільтрпресах чи центрифугах. Відфільтрований осад окису олова після сушіння може бути або використаний в промисловості (наприклад, керамічної), або підданий відновлювальній плавки для отримання металу.

Перевагами цього способу слід вважати нескладну апаратуру, простоту обслуговування та можливість використання різних видів відходів жерсті; недоліками - необхідність працювати з великими обсягами розчинів, а також обов'язкове очищення розчинів вилуговування для отримання чистого двоокису олова.

Очищення розчинів від домішок необхідне, якщо оксид олова використовується в керамічній промисловості. Для отримання металевого олова попереднє очищення розчинів зазвичай не потрібне, так як отриманий після відновлювальної плавки метал рафінують.

Очищення розчинів від домішок свинцю, заліза, сурми здійснюють, додаючи сірчистий «атрій, який тримає в облозі ці домішки у вигляді сульфідів. При цьому тримає в облозі і невелика частина олова. Осад відокремлюють від розчину на фільтрах і направляють на металургійну переробку, в результаті якої виходить олово з домішками згаданих металів.

Однією з найбільших установок для гідрометалургійного способу зняття олова з відходів жерсті в лужних розчинах є установка фірми Уайртон Стіл Ко (США) [34]. На цій установці відходи жерсті обробляють розчином їдкого натру в присутності селітри.

Розчин містить 180-200 г/л каустичної соди і 26-28 г/л селітри. Процес ведуть таким чином, щоб отримати насичений розчин станнату натрію, надлишок якого осідає на дно баків у вигляді густої кристалічної маси.

Кристали станнату натрію відокремлюють від розчину на центрифугі безперервної дії. Працювати на цій центрифугі з гарячими концентрованими розчинами каустичної соди безпечно і кристали від розчину відокремлюються дуже добре.

Відфільтровані кристали станнату натрію розчиняють у воді і отриманий розчин відстоюють для осадження сторонніх домішок, захоплених кристалами при вивантаженні з баків розчинення.

Після відстоювання чистий розчин станнату натрію перекачують інші баки, де його обробляють сірчаною кислотою для осадження олова у вигляді гідроксиду; сульфат натрію залишається у розчині.

При надлишку кислоти частина гідроксиду вступає з нею в реакцію, утворюючи розчинний сульфат олова. Для попередження втрат після додавання сірчаної кислоти в розчин вводять невелику кількість вуглекислого натрію, щоб знову осадити частину олова, що розчинилася.

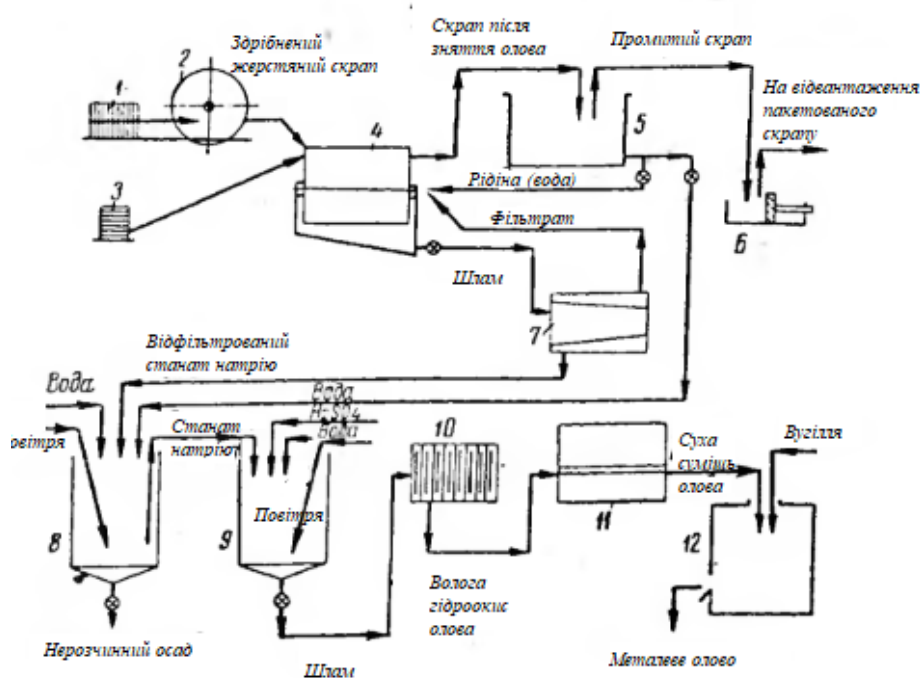
Осад гідроксиду олова фільтрують, промивають, щоб видалити сульфат натрію, висушують, шихтують з подрібненим антрацитом і піддають відновлювальній плавки.

Відповідно до стехіометричних розрахунків витрата реагентів на кожні 100 кг отриманого олова повинна становити, кг:

Їдконого натру ....	67,4
Нітрату натрію...	31,8
Сірчаної кислоти...	88,8
Вугілля...	10,1

Фактичний витрата реагентів на установці в три-чотири рази вищий за розрахунковий.

Схема ланцюга апаратів технологічного процесу зняття олова на заводі Уайртон Стіл К ° показано на рис. 2.5.



1 - рулон кромкової обрізі; 2 - пила; 3 - листовий скрап; 4 - бак з розчином для зняття олова та барабан; 5 - бак для промивання; 6 - пакетувальний прес; 7 - центрифуга; 8 - бак для розчинення станнатурія; 9 - бак для осадження гідроксиду олова; 10 - фільтр; 11 - газова сушильна; 12 - електропіч для відновлення

Рисунок 2.5 - Схема ланцюга апаратів для зняття олова з відходів жерсті на заводі Уайртон Стіл К °

Бляшаний скрап надходить на установку у вигляді рулонів кромкового обрізу електролітично лудженої жерсті, а також у вигляді інших відходів (наприклад, бракованих листів гарячого лудіння). Кромковий обріз, що подається на установку, щільно намотується на мотовило, утворюючи рулони шириною 1 м і діаметром 0,75 м. Вага кожного рулону — від 680 до 815 кг. Вміст олова у відходах коливається у межах — від 2,5 до 10 кг на 1 т обрізи — залежно від якості жерсті.

Рулони з відходами жерсті доставляють у цех регенерації олова у вагонах і вивантажуються електромагнітним краном. Для різання рулонів на дрібний обріз застосовують дискову пилу товщиною 3 мм, діаметром 1,5 м, яка приводиться в дію від двигуна потужністю 265 кВт, 1800 об/хв.

Під час розпилювання на пилку під високим тиском подається вода, що запобігає оплавленню кінців обрізу.

Дрібну обріз, отриману в результаті розпилювання, в пухкому вигляді завантажують електромагнітним краном в барабани для зняття олова, довжина яких 3,3 м, діаметр 2,4 м; вони обшиті товстою залізною сіткою. Торці барабанів суцільні, з товстого листа, причому один знімний торець — для завантаження і вивантаження скрапу. На внутрішній стінці барабана розташовані поздовжні сталеві ребра, які при повільному обертанні барабана перемішують скрап, піднімаючи його, а потім скидаючи. Завантажений барабан гідравлічним підйомником перетворюється на горизонтальне положення. Потім торець, що знімається, вставляється на місце, барабан піднімається краном і встановлюється в одному з баків з лужним розчином

Кожен барабан вміщує від 2,3 до 3,0 т скрапу. Садка з кромкового обрізу має меншу насипну вагу (насипну масу), Тому завантаження її важить (має масу) менше, ніж при обробці плоских обрізків жерсті. По можливості барабани завантажують сумішшю обох сортів скрапу.

Барабан спирається на чотири колеса з ребордами, встановлені на днище бака. Він приводиться у обертання від двигуна потужністю 3 л.с. (2,2 кВт) зі швидкістю 1 об/хв.



Баки для зняття олова виготовлені із сталевих листів товщиною 9,5 мм, вони мають приблизно такі розміри: ширина 2,1 м, довжина 4,0 м, висота 3,0 м.

Для нагрівання розчину вони обладнані паровими змійовиками і вміщують близько 17,5 м<sup>3</sup> розчину. На заводі встановлено п'ять баків.

Для зняття олова з відходів жерсті потрібно від 2,0 до 2,5 год. в залежності від товщини олов'яного покриття, складу та температури розчину.

При температурах вище 90 °С виникає значне пароутворення, тому кожен із баків зверху закривають кожухом, який щільно прилягає до країв бака та повністю закриває барабан протягом всього процесу знелужування.

Вміст олова у розчині, насиченому станнатом натрію, залежить від концентрації каустичної соди та температури.

Після зняття олова барабан піднімають краном і залишають підвішеним над баком 30 с, щоб дати розчину стекти. Потім барабан послідовно занурюють у два промивних бака для промивки і вилучення пристала до скрапу станту натрію. Після цього знімають торцеву кришку і барабан поміщають на гідравлічний підйомник, яким він нахиляється і розвантажується скрап в приямок.

З приямка скрап вивантажується електромагнітним краном з діаметром плити 140 см у приймальний бункер пакетувального преса, який перетворює його на щільно спресовані пакети вагою 250-300 кг. Пакети викидаються пресом на стрічковий транспортер, який подає їх у залізничні вагони для доставки до мартенівських печей.

Станат натрію, що випав з розчину, витягується з кожного бака в середньому після 27 завантажень скрапу, що відповідає приблизно 60 год. роботи апарату. Установка має п'ять баків, і чергова порція станнату натрію видається через 11 годин.

Осад станнату натрію завжди містить кілька нерозчинних домішок, наприклад дрібні шматочки скрапу, окис заліза і т. п. Домішки легко осідають зі станнатного розчину, якщо дати йому відстоятися протягом 2,5 год. після розчинення станната в гарячій воді.

Освітлений розчин перекачують у баки для осадження гідроксиду олова. Висота цих баків 2,7 м, діаметр 3 м, ємність 20 м<sup>3</sup>. Всі вони мають парові змійовики з нержавіючої сталі для обігріву.

У станний розчин при енергійному перемішуванні повітрям повільно додають сірчану кислоту (66°Be) до тих пір, поки розчин не зробиться злегка кислим, що контролюється лакмусом. Щоб уникнути пошкодження гумування температура розчину не повинна перевищувати 70 °С. У ході реакції виділяється значна кількість тепла. Сірчана кислота спочатку нейтралізує надлишковий їдкий натр, а потім виділяє гідроксид олова з утворенням сульфату розчинного натрію. Потім розчин для нейтралізації поступово додають кальциновану соду до рН = 8.

Після осадження основної кількості гідроксиду перемішування розчину повітрям продовжують протягом приблизно півгодини, а потім відстоюють розчин, і випадання осаду швидко закінчується.

Прозорий розчин, що відстояв, містить сульфат натрію і деяку кількість нітрату натрію, відкачують в стічній системі. Потім бак подають воду, яку перемішують повітрям і нагрівають до 60-66 °С для відмивання залишку сульфату натрію. Це полегшує подальше промивання відфільтрованого осаду гідроксиду олова. Фільтрування гідроксиду покращується при нагріванні пульпи до 60 СС. При цьому за 2,5 години на пластинах фільтра накопичується шар кеку завтовшки близько 25 мм, що відповідає близько 180 кг сухого гідроксиду.

Кек промивають гарячою водою для повного видалення сульфату натрію, так як в іншому випадку  $\text{Na}_2\text{SO}_4$  при відновленні перетворюється на сульфід натрію, присутність якого може викликати додаткові втрати олова.

Після 15-хвилинної промивки через фільтр пропускають стиснене повітря для видалення води, що залишилася, і отримання щільного шару кеку гідроксиду олова. Кек передають у газову сушильну піч, яка за 425 - 540 °С видає за годину 545 кг сухого окису.

Висушений окис змішують з подрібненим антрацитом крупністю приблизно 3 мм із розрахунку 16 кг вугілля на 100 кг окису. Цю суміш завантажують в

електропеч: садок складається з 270 кг окису та 40 кг вугілля. Температура електропечі 1200 - 1260 °С.

З 270 кг окису виходить приблизно 180 кг металевого олова. Витрата електроенергії на відновлення 272 кг окису олова становить 250 кВт/год, витрата вугільних електродів (діаметр 63,5 мм, довжина 735 мм, вага 4 кг) 30 шт. на місяць або 1 кг на 100 кг відновленого олова.

Рідке олово разом із шлаком випускають із печі в нагрітій сталевій ківші. Шлак ретельно видаляють із ковша, після чого розплавлене олово протягом 5 хв. продувають струменем стисненого повітря для видалення домішок, що окислюються, а потім розливають у нагріті сталеві форми для отримання чушок вагою 45 кг.

Метал має наступний склад: 0,01% Pb; 0,018% Sb; 0,001% Bi 0,003% Al; 0,010% As; 0,015-0.027% Cu, решта - олово.

Витрата реагентів на отримання 1 кг олова з відходів електролітично лудженої жерсті становив, кг:

Каустична сода (100% NaOH)....	4,25
Сірчана кислота .....	2,5
Нітрат натрію.....,.....	0,85
Вуглекислий натрій.....	0,10
Вугільні електроди.....	0,01

На цій установці було зайнято 16 осіб. за зміну.

За орієнтовними даними, виробнича потужність установки по скрапу, що переробляється, становила близько 40 000 т на рік.

## Висновки до розділу 2

1. Для малотоннажних виробництв під час виборів технології вилучення ДМ і КМ з друкованих плат найбільш раціональними є пирометаллургические і електрохімічні процеси.

2. Максимального поділу ДМ та КМ з високим вилученням можна досягти електролізом. При цьому селективно виділяються ДМ, свинець та олово у шлам, мідь – на катод, а цинк, нікель та залізо – у розчин. Подальша переробка шламу дозволяє отримувати метали, що знаходяться у ньому, у вигляді металевих продуктів. Відпрацьований електроліт можна утилізувати цементацією з одержанням цементного осаду з високим вмістом нікелю, заліза та цинку.

3. Вивезення оброблених радіоелектронних плат у відвали неприпустимо через втрати міді, олова, свинцю та ДМ. При окисній плавці на мідний колектор губляться олово і свинець, які становлять більшу частину вартості металів, що залишилися на платі.

4. Перспективними технологічними схемами переробки багатокомпонентного брухту є схеми, що включають первинну обробку брухту механічними методами з метою отримання концентратів всіх компонентів цього брухту: дорогоцінних металів, кольорових металів, чорних металів, пластмас, дерева та скла.

## 3 ТЕХНОЛОГІЯ ТА ОБЛАДНАННЯ ПОДІЛУ ОЛОВА ТА ДОМІШКОВИХ АТОМІВ

### 3.1 Ліквацийне рафінування чорного олова

Відмінність щільності сполук домішок та рідкого олова є основою ліквацийного рафінування, тобто поділу по питомій вазі. Однак, ліквация залежить не тільки від відмінності питомої ваги, але і від взаємної розчинності, утворення сполук, температури плавлення цих сполук, від зміни в'язкості розплаву та поверхневого натягу розплаву на межі твердих фаз. Чорне олово рафінували від твердих інтерметалевих сполук домішок шляхом послідовного втручання при відповідних температурних режимах таких реагентів, як вугілля, сірка, алюміній, хлористий амоній, хлористе олово. Кристали домішок видаляли вручну з поверхні металу у вигляді знімань, що містять 60–85 % Sn.

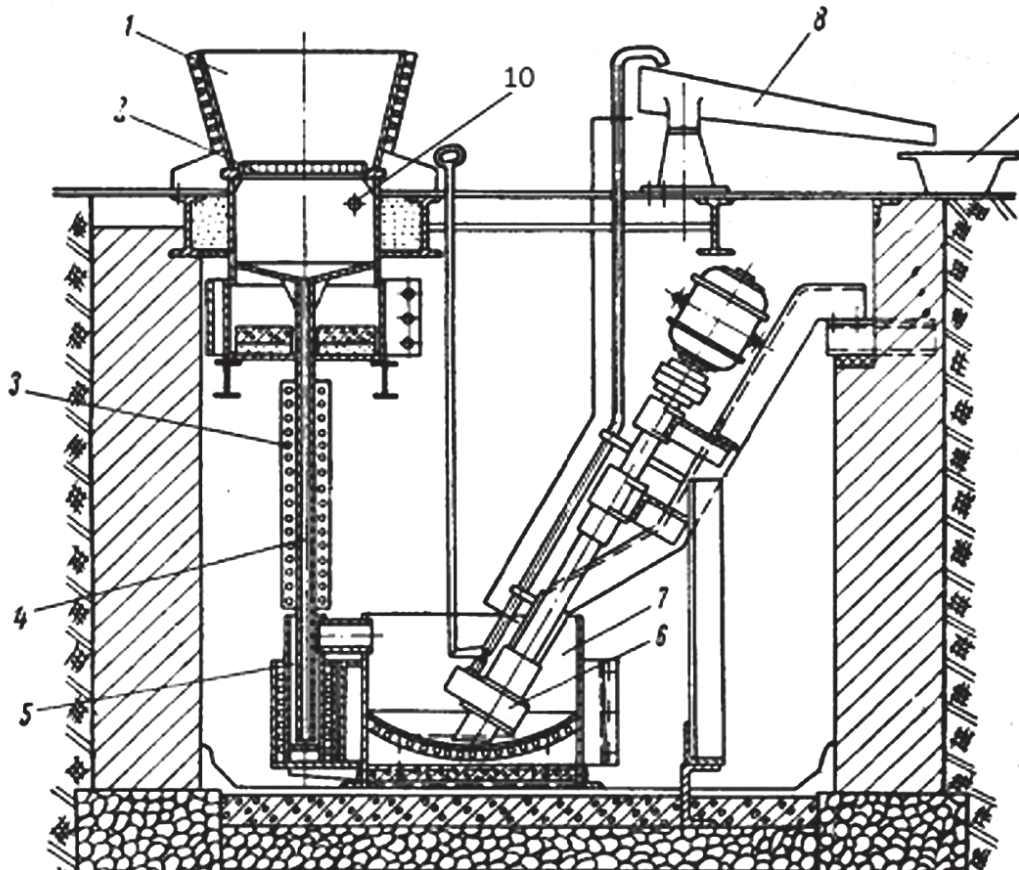
Операція супроводжувалася інтенсивним виділенням хлористого амонію, який посилював антисанітарні умови на робочому місці та знижував ефективність роботи пиловловлюючих пристроїв. Ліквацийні процеси мають високу трудомісткість операцій відділення знімань та високий вихід олова у зніманні. Тому дослідники неодноразово поверталися до процесу відокремлення рідкого металу від твердих домішок фільтруванням.

У ранніх джерелах [1] згадується, що на заводі «Трейл» (Канада) чорнове олово, що містить до 0,4 % заліза, направляють на фільтр, що складається з дзвоноподібної камери, що обігрівається, з перфорованим днищем, покритим азбестовим фільтром. Під тиском стисненого повітря олово, залите в камеру, що обігрівається до 425 °С, продавлюють через азбестовий фільтр, покладений на перфороване днище. Відфільтроване олово містить 0,006% заліза. Осад на фільтрі містить 80% олова та 9,5% заліза.

Мурач Н.М. [2] вивчав фільтрування олова під вакуумом у лабораторних та напівзаводських умовах. Досліджував різні фільтруючі матеріали: азбест,

скловата, пористий графіт. Визначив, що визначальним фактором є температура фільтрації.

На напівпромисловій установці (рис. 3.1) досліджував відокремлення олова від заліза фільтруванням під вакуумом 2-5 МПа через пористу графітову пластину.



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

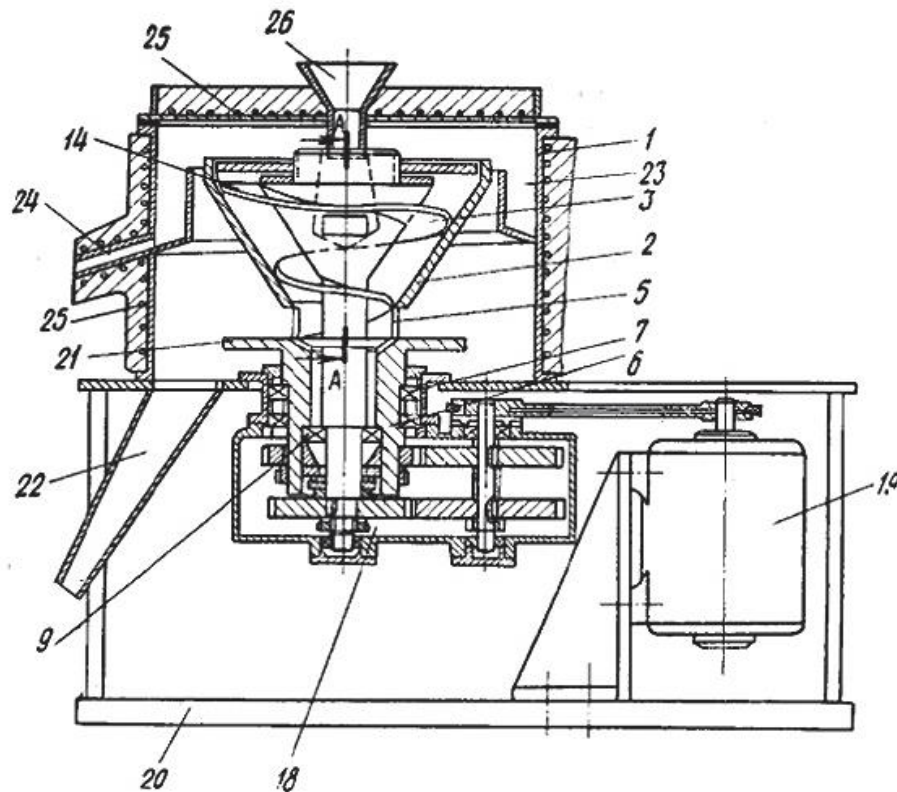
Рисунок 3.1 - Встановлення вакуумної фільтрації Мурач Н.М.

Продуктивність фільтра 1 т/(см<sup>2</sup>·хв). Олово після фільтрування містило 0,03% заліза та вихід фільтрату був низьким.

### 3.2 Методи відцентрового поділу

Особливим напрямом розвитку процесу фільтрування ґрунтується на використанні відцентрових сил. Для рафінування олова від заліза та миш'яку розроблено спосіб [3] фільтрації розплаву продавлювання через шар інертного матеріалу під дією відцентрових сил.

Для випробування способу розроблено та випробувано дослідну модель лабораторної центрифуги для поділу суспензії [4]. У центрифугу (рис. 3.2) заливають суспензію в приймальну воронку 26 і отвори 27, 28. Рідке олово під дією відцентрових сил продавлюється через щілинний канал 16 між диском 10 і ротором 2 кільцевої приймач 23. Осадок ш3.



Основні вузли: 2 - ротор у вигляді конусного циліндра; 3 – шнек; 5 – вікна розвантаження; 10 – диск; 16 - щілинний канал; 23 - кільцевий приймач зливу олова

Рисунок 3.2 – Центрифуга заливна для фільтрації олова

Набагато більшою поверхнею, що фільтрує, володів пристрій описаний в джерелі [5]. Відцентрове фільтрування здійснювалося в циліндрі, що обертається, з перфорованими стінками. Перед запуском у ротор апарату засипали пісок. Як фільтр випробували шар піску, гранульованого шлаку, коксикку, керамічної крихти або азбестову тканину. Чорне олово за температури 400 °С заливали також у ротор. Знімання викидалися штовхачем, що рухається гідроциліндром. В одному з варіантів олово фільтрувалося через периферичні отвори в роторі діаметром 762 мм. Ротор обігрівали газовими пальниками. Олово в ротор подавали зверху центральною трубою.

Зазначені недоліки усуваються при використанні фільтра, що занурюється (рис. 3.2) [9]. Фільтр для центрифуги занурювального типу був виконаний у вигляді двох конусоподібних тарелей, звернених одна до одної і стиснутих торцями великих основ, зазор між якими утворює щілину, що фільтрує. Одна з тарелей має отвори, розташовані біля вершини конуса, які служать для втягування розплаву в порожнину фільтра. Розмір щілини, що фільтрує, регулюється при необхідності. Ротор з фільтром з'єднаний з механізмами обертання та зворотно-поступального переміщення вздовж поздовжньої осі та механізмом розкриття тарелей.

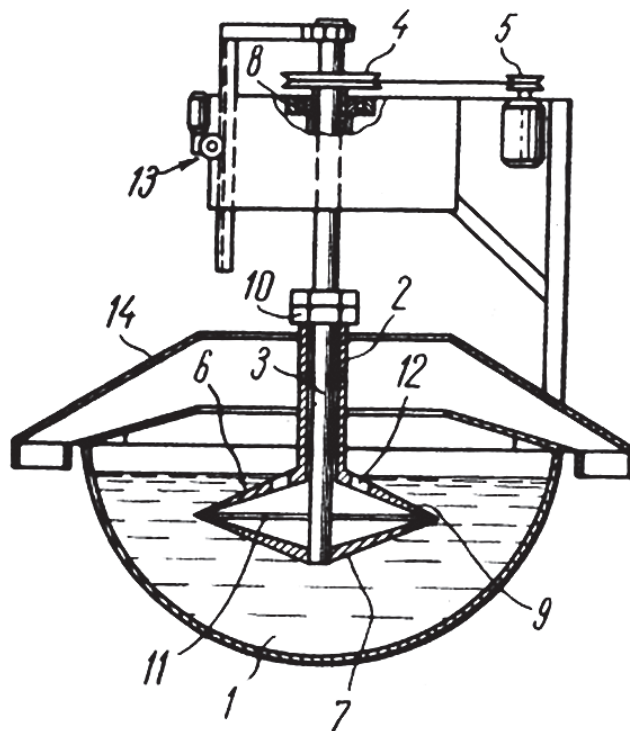
Фільтр занурюють у розплавлене олово і обертають. У порожнину фільтра втягується розплавлене олово. Рідкий метал продавлюється через щілини, що фільтрують, і повертається у ванну з металом, а тверді домішки накопичуються в порожнині фільтра. У міру накопичення твердого осаду порожнини фільтра його піднімають над розплавом і відфільтровують від залишків рідкого металу. Спосіб дозволяє вести фільтрування розплавленого металу з поступовим охолодженням аж до температури, що на 5–15 °С перевищує точку замерзання.

Лабораторна центрифуга (рисунок 3.3) складається з ванни 1 з розплавом, над якою встановлений ротор 2, вал якого з'єднаний через 4 привід.

До нижньої частини ротора 2 жорстко прикріплений фільтр 6, що занурюється в розплав. Фільтр 6 складається з двох конусоподібних тарелей 7, 9, звернених одна до іншої основами. Нижня таріль 7 жорстко насаджена на вал 3,



розміщений в обоймі кулькового підшипника 8 за допомогою шпонки, що ковзає. Верхня таріль 9 жорстко з'єднана з нижньою частиною ротора 2, але може переміщатися по валу 3 і стопоритися в заданому положенні за допомогою механізму 10. Зазор між тарілями 7, 9 утворюють щілину, що фільтрує 11, величина якої регулюється механізмом 10. На тарелях 7 або 9 в верхньої частини конуса є отвори 12 для забору розплаву. Ротор з фільтром 6 з'єднаний механізмом 13 для здійснення зворотного поступального переміщення вздовж осі [9].



Вузли: 6 – фільтр; 7, 9 – тарелі; 11 – щілина; 12 – вікно паркану

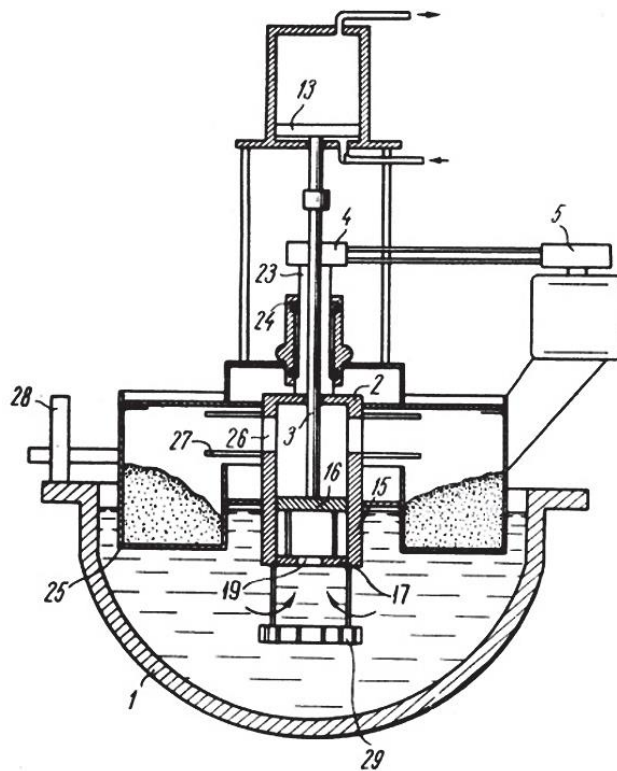
Рисунок 3.3 - Центрифуга лабораторна з фільтром, що занурюється

Під дією відцентрових сил рідкий розплав викидається з фільтра через 6 фільтр у щілини 11 збирається маса твердих домішок, які в свою чергу, служать фільтром для більш дрібних частинок.

Після заповнення внутрішньої порожнини фільтра 6 твердими домішками, фільтр 6 з ротором 2, не припиняючи їх обертання, піднімають за допомогою підйомного механізму 13 вище рівня розплаву, де під дією відцентрових сил тверді домішки відфільтровуються від залишків рідкого розплаву. Потім фільтр 6 піднімають до бункера 14, за допомогою механізму 10 тарелі 7, 9 розводяться на

3-10 см і під дією відцентрових сил тверді домішки викидаються в бункер 14. Після цього тарелі 7, 9 зводять і опускають у розплав. Цикл повторюється до тих пір, поки не буде досягнуто необхідного ступеня очищення розплаву.

Напівпромислова центрифуга (рис. 3.4) [10] забезпечена фільтромбна валу 3, на якому жорстко насаджені диски 16, 17 і з'єднані з поршнем 13 вертикально для вертикально поступального переміщення. Зазори між дисками 16 і 17 і стінкою циліндра 15 фільтр 6 утворюють щілини 18 для зливу чистого металу. Для забору розплаву фільтр в диску 17 виконано отвір 19 [10].



Основні вузли: 15 – циліндр; 17 – диск; 19 – отвори всмоктування розплаву; 26 – розвантажувальні вікна

Рисунок 3.4 - Напівпромислова центрифуга із циліндричним фільтром

У міру обертання фільтра 6 розплав засмоктується в отвір 19 і під дією відцентрових сил проходять через щілину 18, утворену зазорами між дисками 16, 17 і внутрішньою стінкою циліндра 15. При накопиченні твердих домішок у фільтрі, диски 16 і 17 з зворотне поступальне переміщення по 2-3 см для очищення фільтруючих щілин 18. Після накопичення у фільтрі достатньої кількості твердих домішок, поршнем 13 диски 16, 17 не припиняючи їх обертання,

піднімають вгору до рівня розвантажувальних вікон 26, через які під дією центробеж викидаються в радіальних напрямках напрямних дисків 27 на піддон 25.

### 3.3 Кінетика відцентрового поділу олова від заліза

Рафінування чорного олова починають із видалення заліза. Операцію ліквідаційного рафінування від заліза проводять втручанням кам'яного вугілля у ванну за температури 400°C. Кристали інтерметалевих сполук заліза  $\text{FeSn}_2$ ,  $\text{FeSn}$  разом із вугіллям спливають на поверхню і знімаються шумівкою [8]. Однак, одночасно із залізом в осад знімань виділяються з'єднання миш'яку з оловом і складно оцінити поведінку індивідуальних сполук заліза. Тому дослідження умов фільтрації сполук заліза проводили з відходів із ванн гарячого лудіння сталі. При гарячому луді сталюого листа в розплаві олова на дні ванни агрегату лудіння накопичується так званий «важкий» метал твердих кристалів  $\text{FeSn}_2$  «важкий» метал містить 8-10% заліза [15].

Лабораторні досліди відцентрової фільтрації відходів із ванн гарячого лудіння проводили на лабораторній центрифугі з діаметром фільтра 110 мм [9]. Відходи розплавляли, перемішували за температури 550–600°C, потім розплав охолоджували до заданої температури фільтрації. Фільтр занурювали на глибину 10-30 мм і обертали зі швидкістю 250 об/хв протягом 3-5 хв. Після наповнення порожнини фільтра твердими домішками його піднімали над поверхнею розплаву і збільшували швидкість обертання до 1200 об/хв протягом 20 с, після чого фільтр зупиняли для вивантаження осаду і відбору проб. Результати регенерації «важкого» металу наведено у табл. 1.1 [15].

Результати показують, що з погляду відносного виходу олова в знімання переважно проводити фільтрацію при температурі вище 500 °C. При зниженні температури нижче 500 °C віднесення олова із залізом зростає вдвічі, ймовірно з підвищенням в'язкості олова. Характерною особливістю рафінування олова з

високим вмістом заліза є осадження кристалів залізного олова на дно ванни і тому метал у котлі безперервно переміщувався пропелерною мішалкою [15].

У табл. 3.1 наведена кінетика фільтрації залізного олова осаду від гарячого лудіння стали за 520 °С 3,53 % до 0,14 % Fe [21].

Таблиця 3.1 – Кінетика відцентрового рафінування олова від заліза

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

Примітка. Фільтрування при температурі 520°С олова з вихідним вмістом заліза 3,53 %.

Результати показують, що з погляду відносного виходу олова в знімання переважно проводити фільтрацію при температурі вище 500 °С. При зниженні температури нижче 500 °С віднесення олова із залізом зростає вдвічі, ймовірно з підвищенням в'язкості олова. Характерною особливістю рафінування олова з високим вмістом заліза є осадження кристалів залізного олова на дно ванни і тому метал у казані безперервно переміщувався пропелерною мішалкою [15].

На кінцевій стадії більше 90% ступеня очищення швидкість фільтрації знижується. Це можна пояснити зменшенням частки великих кристалів та збільшенням частки дрібних кристалів. Процес ще триває з малою швидкістю наповнення фільтра, так як при фільтрації зануреним фільтром великі кристали затримують дрібніші кристали. Тому періодично втручався зернистий матеріал – кам'яне вугілля.

При цьому на кінцевих стадіях продуктивність фільтрації без добавки кам'яного вугілля становила 0,14 кг/хв, а після добавки вугілля 0,33 кг/хв. Як

показано низький вихід олова у відходи досягається фільтрацією при температурі більше 500 °С, проте при цьому не досягається необхідний ступінь очищення. У табл. 3.1 наведено досліди щодо визначення впливу температури на якість очищення олова.

У загальному вигляді максимальний ступінь очищення та мінімальний питомий вихід олова в знімання досягається при нагріванні металу до 450 °С з подальшим охолодженням і фільтрацією при 300 °С. Поверхня кристалів FeSn, FeSn<sub>2</sub> мають високу змочуваність оловом. Великі кристали мають меншу питому поверхню і менше затримують олова на поверхні. Для зниження виходу олова зі зніманням потрібно укрупнення кристалів, щоб знизити питому поверхню кристалів. Після охолодження розплаву від 550 до 500 °С у шліфі кристали FeSn<sub>2</sub> під мікроскопом мають середній розмір 0,08 мм. Після охолодження розплаву від 550 до 300 С середній розмір кристалів FeSn<sub>2</sub> збільшується до 0,32 мм.

Це свідчить, що з достатнього видалення заліза з низьким виходом олова у знімання істотно впливає кристалізація розплаву охолодженням розплаву до мінімальної температури [20]. Крім укрупнення кристалів вихід олова зі зніманнями досягається зниженням змочування кристалів домішок оловом шляхом окиснення кристалів з поверхні. При перемішуванні чорного олова у вигляді суспензії твердих кристалів FeSn<sub>2</sub> в олові кристали окислюються з поверхні, стають малозмочуються, і легше відокремлюється вільне олово. Окислення олова лежить на поверхні кристалів полягає в тому, що поверхневі плівки з більшою швидкістю окислюються, ніж у обсязі металу.

Зі збільшенням швидкості окислення (кг/хв) вихід знімань збільшується за рівнянням:

$$V_{ixC} = 11,5 \cdot (V_{ок}) + 1,5 \text{ з кореляцією } 0,8.$$

де  $V_{ixC}$  - вихід знімань, %;  $V_{ок}$  – швидкість окиснення, кг/хв.

Надмірно інтенсивне та тривале перемішування може викликати диспергування металевого олова та займання знімань. Для зниження швидкості окислення при перемішуванні розплав додають кам'яне вугілля. Як показує

виробничий досвід при виділенні летких компонентів розкладання, знижується окислення олова, але плівка на кристалах  $\text{FeSn}_2$  окислюється з поверхні.

Відходи олова завантажують і розплавляють у чавунному котлі, що обігрівається. На котел встановлюється центрифуга ПАВФС-650, фільтр якої занурюється в розплав і обертається. Під дією відцентрових сил розплав відкидається до периферії порожнини фільтра, створюючи розрідження, що забезпечує надходження металу в порожнину фільтра. Фільтр складається з двох конусоподібних тарелей, стиснутих так що між ними утворюється щілина, що фільтрує, в якій затримуються тверді домішки. Для надходження металу, що рафінується, в порожнину фільтра в тарелях у осі виконані отвори, так звані забірні вікна. Відцентрові сили продавлюють рідке олово через щілину фільтра та повертають у ванну. Тверді домішки затримуються біля щілини, накопичуючись у порожнині фільтра.

### 3.4 Відцентрова фільтрація олова від миш'яку із залізом

Основною операцією рафінування олова можна визнати це видалення миш'яку. Основна маса миш'яку видаляється у вигляді знімачь тугоплавкого з'єднання миш'яку із залізом. Тому пропонувався спосіб виплавки чорнового олова з оловосодержащих матеріалів так, щоб миш'як вже був пов'язаним із залізом. Для цього олов'яні концентрати, що містять миш'як, змішують із залізистими оборотними матеріалами (наприклад з ванн лудіння), до відношення в шихті заліза до миш'яку 2-10 і плавлять на шлаку, що містить 4-10% заліза [25]. Отримане чорнове олово рафінували від миш'яку із залізом відцентровою фільтрацією.

Однак, незважаючи на позитивні напівпромислові випробування, організаційні труднощі регулярного постачання та дотримання компонентів шихти не створили умови до постійного використання.

### 3.4.1. Кінетика очищення олова від миш'яку із залізом фільтрацією

Олово після рафінування від заліза міститься 0,1-0,3% As і до 0,12% Fe, розчинених у металі. Дослідження кінетики відцентрової фільтрації розплавленого олова від As з Fe проводили на лабораторній установці рис. 1.1 з тарелями діаметром 150 мм та зазором між ними 0,1 мм. Наважку 50 кг олова з вмістом 0,082 % As та 0,065 % Fe нагрівали до 550 °С потім протягом 2 годин і охолоджували до 300 °С. Збір твердих домішок фільтр проводилося протягом 1 хв при швидкості обертання фільтра 300 об/хв. Віджим фільтростатку (знімання) від рідкого олова проводилося протягом 30 с при швидкості обертання 1500 об/хв. Під час циклів фільтрації відбиралися проби бризок на викиді металу з фільтра. Аналізи бризок металу від кожного акта фільтрації практично однакові та в середньому містили Fe –0,024 %; As - 0,05%. Результати дослідів щодо визначення ступеня очищення олова від миш'яку із залізом наведено в табл.3.2 [26].

$$\text{Sn}/(\text{Fe} + \text{As}) = 14,5.$$

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

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

Наведені в табл.3.2 результати дослідів показують, що вміст As і Fe у металі ванни рівномірно знижується відповідно до підвищення ступеня очищення. Відзначаються високі втрати олова представлені у вигляді відношення до одиниці віддалених домішок.

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].

Висновок, що миш'як видаляється як сполуки FeAs, підтверджує порівняння на рис. 3.6 співвідношення (Fe/As) у металі та твердому осаді.

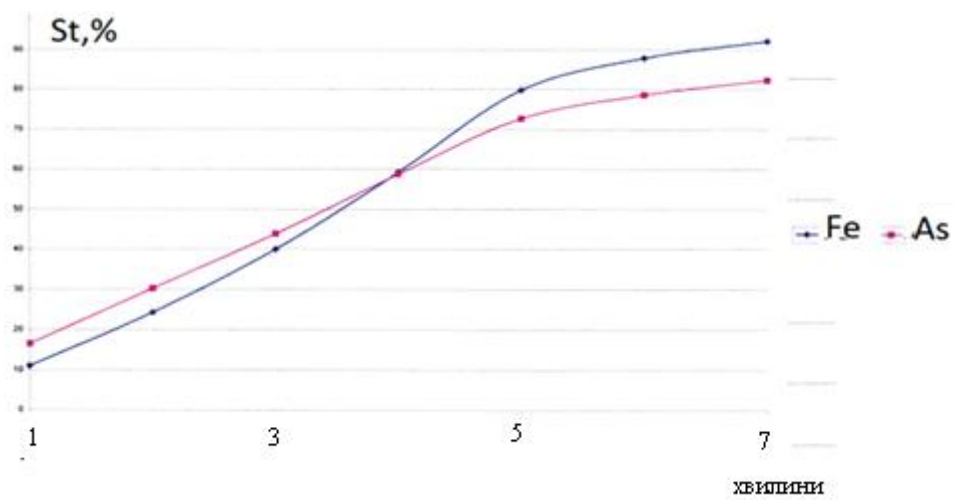


Рисунок 3.5 - Кінетика очищення олова від заліза та миш'яку. По абсцисі - хв; по ординаті – ступінь % видалення

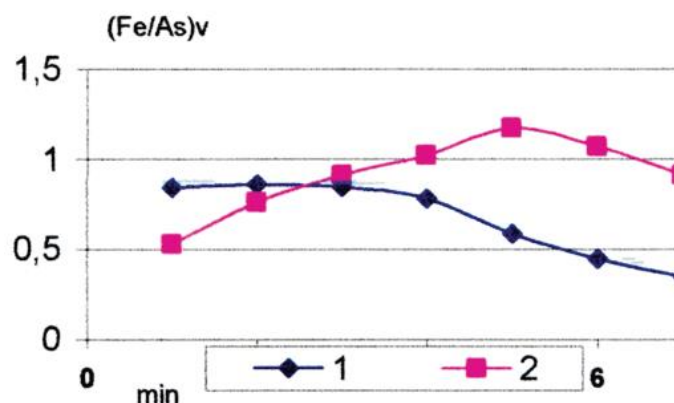


Рисунок 3.6 - Зміна співвідношення (Fe/As) у металі та зніманнях по ходу фільтрації. По абсцисі - тривалість за хв.; по ординаті – співвідношення у вагу %; 1 – у металі; 2 – у відфільтрованих зніманнях



Залізо-миш'яковисті знімання, що відокремлюються, перевірялися на здатність виділяти миш'яковистий водень при їх змочуванні водою. Виділення миш'яковистого водню  $AsH_3$  не виявлялося. Виділення  $AsH_3$  з навішування проби, змоченою водою в закритому об'ємі, визначалося за стандартною фотометричною методикою порівнянням забарвлення реакції миш'яковистого водню з діетилдітіокарбамат срібла в піридині.

### 3.4.2. Циркуляція розплаву через фільтр

У міру наповнення фільтра зніманням відфільтрований метал через щілину повертається у ванну котла, поступово знижуючи вміст домішок. Щоб заповнити об'єм порожнини фільтра кристалами домішок, необхідно, щоб через щілину фільтра профільтрувався певний об'єм металу з ванни котла. Об'єм металу  $V_f$ , що одноразово пройшов через фільтр за результатами наведених у табл. 1.3 розрахований за формулою:

$$V_f = (F_{ec} + A_{sc}) \cdot B_c \cdot 0,01 / ((F_{ek} - F_{ef}) + (A_{sk} - A_{sf})),$$

де  $F_{ec}$ ,  $A_{sc}$  – зміст відповідно Fe та As у зніманнях циклу;  $B_c$  – вага знімань;  $F_{ek}$ ,  $A_{sk}$  – зміст відповідно Fe та As у котлі циклу;  $F_{ef}$ ,  $A_{sf}$  – зміст відповідно Fe та As у бризках фільтра.

Рідкий розплав із частиною дрібних кристалів викидається з фільтра у ванну розплаву. При фільтрації фільтром, що занурюється, великі кристали є «сіткою» для затримання дрібніших кристалів. У початковий період при високій концентрації суспензії великих кристалів в олові через фільтр проходить 159 кг, тобто в 3 рази більше, ніж вага вихідного завантаження. На кінцевих циклах фільтрації обсяг металу, що пройшов через фільтр, збільшується і перевищує в 10 разів вихідне завантаження. Це показує, що відбувається багаторазова циркуляція металу через фільтр. У ванні накопичуються дрібні кристали, а концентрація великих кристалів знижується. Для заповнення об'єму фільтра потрібна триваліша циркуляція розплаву через фільтр.

На рис. 3.7 показано зміну вмісту Fe та As у олові ванни зі збільшенням циклів фільтрації. Зміст As у котлі знижується меншою мірою, ніж Fe.

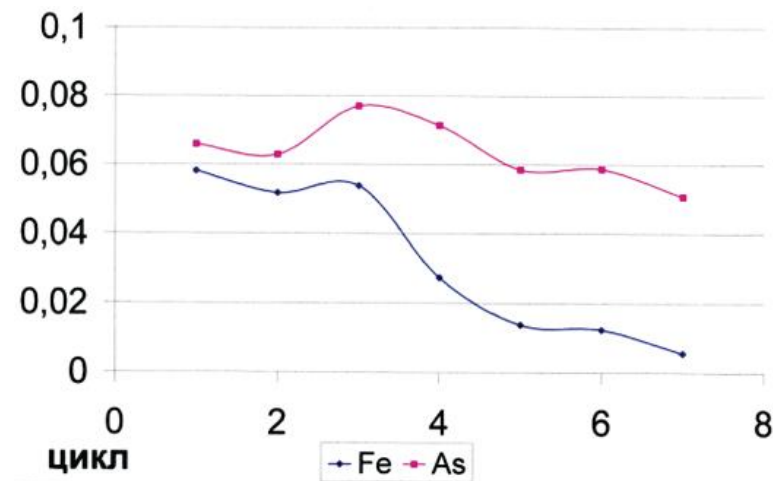


Рисунок 3.7 - Зміна складу металу, що рафінується, в котлі

По ходу фільтрації вміст Fe у ванні як показано на рис. 3.7 знижується за рівнянням:

$$(Fe)_k = 0,07 - 0,01 \cdot N \quad R^2 = 0,91.$$

де  $N$  – порядковий номер циклу розвантаження фільтра;  $(Fe)_k$  – вміст Fe у ванні котла після циклу фільтрації.

### 3.4.3 Вихід олова в знімання при різному співвідношенні Fe/As

Вихід олова на одиницю домішок, що видаляються  $Sn/(Fe + As)$  з кожним циклом практично залишається постійним. Однак, як показано на рис. 3.8, якщо на 4 циклі фільтрації вихід олова в знімання дещо підвищується, а потім на 6 циклі різко підвищується. Це можна пояснити тим, що спочатку миш'як видаляється із залізом FeAs, а на кінцевих циклах видаляється у вигляді дрібних кристалів AsSn при низькій температурі.

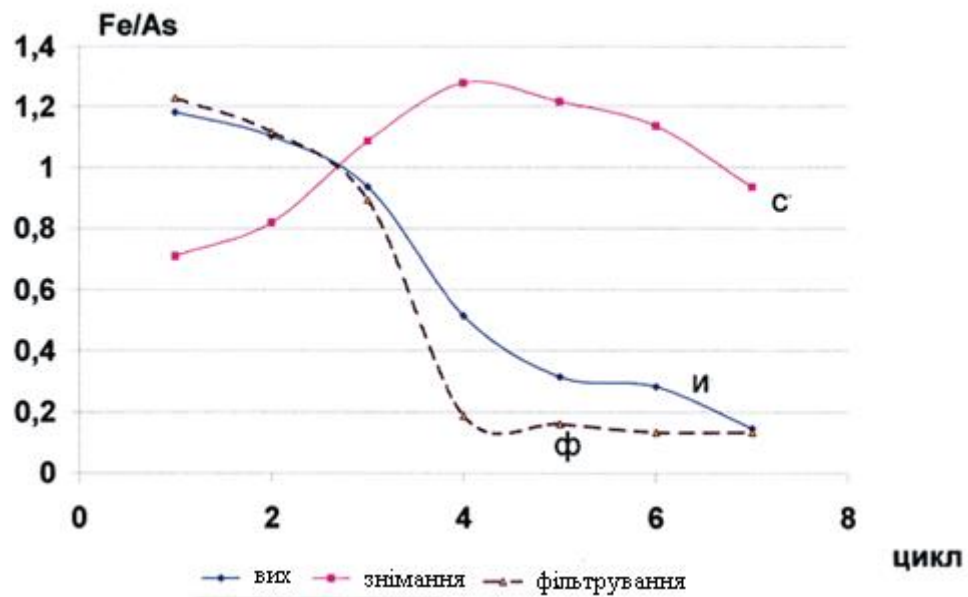


Рисунок 3.8 - Порівняння зміни співвідношення Fe/As протягом циклів рафінування

Це свідчить про те, що на початкових циклах циркуляція розплаву через фільтр позитивно впливає на показники, то на кінцевих циклах надає негативний вплив. Робота центрифуги в автоматичному режимі на зайвих циклах, коли співвідношення Fe/As знизилася, сприяє підвищенню виходу олова в знімання [22].

Данні рисунка 3.8 свідчать, що співвідношення Fe/As в металі, що рафінується, рівномірно знижується, а в зніманнях підвищується. У бризках металу з фільтра співвідношення Fe/As спочатку поступово зменшується, потім на 4 циклі різко знижується. На цьому циклі фільтрацію можна було припинити і не підвищувати вихід олова у знімання.

## 4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННИЙ ЗАХИСТ

### 4.1 Основні шкідливості та небезпеки

При виробництві сплавів основними шкідливими факторами є світлове тепло-, газо-випромінювання, пиловиділення, шуми і вібрація. Найбільше тепловипромінювання відбувається при виплавці і приготуванні сплавів, виливці продукту, плавці фільтростатків і різних лігатур, розливу металу, що виробляється менше, проте достатня кількість тепловиділень при процесах сушіння ковшів і різних технологічних операціях. Найбільшого теплового опромінення піддається робочий, перебуваючи на горновому майданчику і в момент знаходження на близькій відстані від лютки печі. Інтенсивність теплової радіації при цьому коливається від 28,5 до 37 Дж/(см<sup>2</sup>·хв) залежно від ступеня наповнення рідким металом виливниці або ковша, температури та величини струменя металу, що випускається з печі. Таким чином, наявність потужного обладнання для нагрівання розплавленого металу зумовлює величезне тепловиділення, інтенсивне інфрачервоне та ультрафіолетове випромінювання.

Другим за значимістю, але більш шкідливим фактором при виробництві олова та сплавів слід вважати газопиловиділення, яке залежить від фізико-хімічних властивостей шихтових матеріалів та металу, що виплавляється. За даними матеріального балансу плавки, гази становлять 75-70% всіх продуктів плавки.

До наступних чинників, які впливають умови праці робітників, відносять шум, вібрацію, високу інтенсивність світіння нагрітого металу (яскравість). Джерелами шуму є установки гуркотіння, дроблення, розмелювання, рух конвеєрів і кранів, робота вентиляторів, машини з чищення ковшів та багато іншого. Рівень шуму обладнання коливається від безпечного 60дБ до небезпечного понад 100 дБ та регламентується за ДСТУ 12.1.003-83.

Вібрація на ділянці, що проектується, спостерігається в основному середньонизькочастотна. Викликається вона працюючими потужними

механізмами (редуктора, електродвигуни та інших), і зазвичай не поширюється великі відстані.

При операціях з обслуговування печей та міксерів можлива сліпуча дія променів видимого спектру у поєднанні з інфрачервоним та ультрафіолетовим випромінюванням.

Вибухонебезпечними є водоохолоджувані елементи печей, при порушенні герметичності яких вода потрапляючи в робочий простір печі під дією високої температури призводить до бавовни або вибухів з викидами рідкого металу. До вибуху також може призвести добавка шихти і легуючих елементів як в піч, в міксер, так і виливання в ківш або виливниці не прогріті, сири, або в зимовий час заledenілі, а також скупчення в печі речовин, що легкозаймиться, що утворюються в ході технологічного процесу.

Перелічені потенційні небезпеки найчастіше виявляються при екстремальних відхиленнях, які нерідко виникають у результаті температурних напруг фазових та хімічних процесів, при технологічних порушеннях виробництва. Все викладене зумовило віднесення цехів з підготовки та виплавлення алюмінієвокремнієвих сплавів до цехів з підвищеною небезпекою, тому допуск дозволяється лише особам, які знають специфіку виробництва у поєднанні з питаннями безпеки праці.

#### **4.2 Усунення шкідливостей та небезпек**

Усі заходи щодо усунення шкідливостей та небезпек діляться на колективні та індивідуальні. Боротьба з тепловим випромінюванням, що походить від обладнання, полягає в облаштуванні захисних екранів, що закривають персонал від джерела випромінювання. Так, на горнових майданчиках застосовують водоохолоджувані екрани, які помітно знижують теплове випромінювання. Також використовують екрани з прошарком з азбокартону, які є досить ефективними при менших теплових випромінюваннях. Крім того, персонал використовує

індивідуальні засоби захисту тіла, рук, очей, голови, обличчя та органів дихання, що застосовуються постійно.

Для забезпечення нормального утримання повітряного середовища робочих місць застосовується припливна та витяжна вентиляція, а також аспірація та аерація. Витяжна вентиляція видаляє шкідливі пил і гази з робочої зони, а припливна - забезпечує необхідний приплив повітря (охолодженого, підігрітого, зволоженого та очищеного) на робочі місця для компенсації забрудненого і нагрітого повітря, що пішло. Аерація застосовується для обміну та часткового видалення забрудненого повітря з корпусу цеху. Аспірація є місцевою витяжною системою і проектується в найбільш несприятливих місцях з точки зору пилогазовиділення і служить для виключення попадання пилу і газу в робочу зону. При роботі в сильно запилених умовах, де колективні засоби не справляються із завданням, додатково використовують засоби індивідуального захисту - респіратори, а при необхідності фільтруючі протигази.

Джерела шуму мають, як правило, великі габарити, які неможливо ізолювати від робочої зони. Для зменшення рівня шуму влаштовуються спеціальні пульти з шумоізолюючими стінами, а також застосовують шумоізолюючі навушники та «біруші». По можливості шумне обладнання розташовують за шумопоглинаючими стінами.

Для захисту органів зору від яскравих відблисків металу та вогню персонал використовує затемнені окуляри, що поглинають ультрафіолетові та видимі промені. Для огороження робочої зони плавильника та зварювальника виконують спеціальні непрозорі екрани.

Для запобігання травмуванню персоналу від механічних пошкоджень та впливу на нього рідкого металу до роботи повинен допускатися навчений персонал у відповідному спецодязі. Також на всі елементи механізмів, що рухаються, встановлюють захисні огороження, наносять попереджувальні сигнали і колірні покажчики, використовують звукову сигналізацію. Категорично забороняється перебування сторонніх осіб у виробничих корпусах.

Основною вимогою до безпечного ведення технологічного процесу та використання сировини є виключення концентрації шкідливих речовин у повітрі робочої зони вище ГДК. Це досягається за допомогою витяжної вентиляції та рядом методів боротьби з пиленням.

Основне завдання персоналу - зменшення ймовірності вибухонебезпечності шляхом недопущення течії води, ремонт елементів обладнання та попереднє сушіння сировини та допоміжного обладнання (ковші, виливниці, інвентар).

### **4.3 Безпечна експлуатація електротехнічного обладнання**

У цеху електроустановки, що проектується, відносяться до установок до 1000 В, що змушує звертати увагу профілактиці електротравматизму.

Електрозахисні заходи повинні спрямовуватись на забезпечення безпеки як при нормальному режимі роботи, так і при аварійній ситуації.

Небезпека ураження електричним струмом посилюється умовами довкілля. У гарячих цехах тяжкість поразки збільшується оскільки при перегріві організму знижується його опір.

З метою захисту від ураження електричним струмом необхідно вжити заходів безпеки під час роботи з електроустаткуванням. Для цього конструктивні деталі електроустаткування виконуються із ізолюючих матеріалів. Проводи та кабелі, що застосовуються, повинні відповідати умовам експлуатації. Для захисту від дотику здійснюють недоступне розташування струмопровідних частин. Застосовують огорожі та заземлюють електроустаткування. Як захисну ізоляцію застосовують теплостійкі лаки, електроізолюючі плівки, емалеві та масляні фарби. Покриття повинні швидко сохнути, добре зв'язуватися з поверхнею, що покривається, утворювати токонепровідну, вологонепроникну і механічно міцну плівку.

При аварійній ситуації для захисту від короткого замикання використовують швидкодіючий релейний захист, вимикачі, встановлені автомати та плавкі запобіжники.

Дотримання всіх норм та правил електробезпеки, залучення навченого та атестованого персоналу призводить до значного зниження випадків ураження електричним струмом.

#### 4.4 Природне та штучне освітлення

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

Висвітлення ділиться на природне та штучне. Для створення природного освітлення будівлі цеху передбачаються отвори у стінах (вікна) та на даху (ліхтарі). Таким чином, у проєктованому цеху використовується комбіноване природне освітлення. Так як роботи в цеху належать до 7-8 розрядів зорової роботи, то коефіцієнт природного освітлення становить 1-3%.

На промислових підприємствах штучне освітлення двох систем:

- *загальне* – рівномірне чи локалізоване з урахуванням розміщення робочих місць;
- *комбіноване* – загальне у комплексі з місцевим освітленням.

А також поділяється на

- *робоче* – проведення робіт у темний час доби чи місцях без достатнього природного висвітлення;
- *аварійне* – для проведення роботи при аварійному відключенні робочого освітлення;
- *евакуаційне* – аварійне освітлення для евакуації людей із приміщення при аварійному відключенні робочого освітлення;

При необхідності частина світильників того чи іншого виду освітлення може використовуватись для чергового освітлення.

Вибір джерела світла залежить від характеру роботи, умов середовища, розмірів приміщення та іншого.



Вимоги безпеки, що пред'являються до освітлювальних приладів, вибухозахищеність, електробезпека та інші. Норма освітленості робочих поверхонь для цього виробництва становить від 20 до 200 лк.

#### **4.5 Вентиляційні установки**

У структурі засобів із загазованістю, запиленістю та теплонадлишком велике значення мають вентиляційні пристрої. Вони проектуються з метою забезпечення на робочих місцях та у робочих зонах нормальних метеорологічних умов (температури, вологості, швидкості руху повітря), а також виключення шкідливих речовин із повітря. З урахуванням специфіки виробництва в цеху, що проектується, використовується змішана санітарно - гігієнічна вентиляція. Змішана вентиляція складається з природної вентиляції приміщень (через аераційні ліхтарі та отвори у вікнах) та механічної вентиляції (припливно – витяжної, аспіраційної).

Природна вентиляція здійснюється завдяки різниці температур повітря в приміщенні та поза ним, а також впливу вітру. Механічна вентиляція здійснює обмін повітря за допомогою спеціальних пристроїв. Так, вентилюються всі закриті приміщення на ділянках (майстерні, комори, технологічні приміщення). За особливих вимог до якості повітря (у комп'ютерних залах, апаратних) здійснюється його кондиціонування.

#### **4.6 Побутові та допоміжні приміщення**

Санітарні вимоги до виробничих приміщень залежить від їх призначення. Обсяг виробничого приміщення однієї робочого, на металургійному ділянці, становить щонайменше 15 м<sup>3</sup>, за нормами площа однієї робочого припадає 4,4 м<sup>2</sup>, що відповідає фактичним значенням.

За санітарною характеристикою всі виробничі процеси поділяються на 4 групи:

- з нормальними умовами праці (до складу санітарно-побутових приміщень повинні входити вбиральні та умивальники, якщо є забруднення, то ще й душові);

- з несприятливими умовами праці, метеоумовами, виділенням шкідливих речовин, напруженою фізичною роботою, (гардеробні, умивальники, душові, в сирих приміщеннях - кімната для сушіння одягу, в запорошених - кімната для знепилення, при роботі на холоді - кімната для обігріву і т.п. д.);

- з різко вираженими шкідливими факторами (отруйні речовини, радіація); склад: вбиральні, умивальники, душові, кімната для знезараження, знепилення або дезактивації одягу;

- З особливим режимом для забезпечення якості продукції (харчова, медична, напівпровідникова промисловість); склад: умивальники, гардероби (окреме зберігання робочого та домашнього одягу), у цехах із шкідливими виділеннями обов'язковий ізольований вихід на вулицю, санітарно-побутові приміщення розташовують з навітряного боку до цеху.

До побутових належать приміщення задоволення санітарних і побутових потреб трудящих під час перебування їх у роботі: приміщення прийому їжі, вбиральні, душові, вбиральні, умивальні, курильні, обігріву трудящих і питного водоснабження. Так як металургійна ділянка має велику кількість людей, побутові приміщення розташовуються в безпосередній близькості з виробничою будівлею.

Склад обладнання та влаштування побутових приміщень залежить від санітарної характеристики виробничих процесів. Металургійна ділянка відноситься до другої групи, в якій виробничі процеси відбуваються за несприятливих умов (гарячий запилений цех). Площа та обладнання санітарно-побутових приміщень відповідає числу працівників, які працюють в одну зміну, крім гардеробного приміщення, площа якого розрахована на весь персонал. У цеху є буфет з цілодобовим режимом роботи на 20 місць, в якому робітники можуть придбати гарячу їжу. Крім того, на ділянці є кімната їди, забезпечена електрокип'ятильниками, сатураторами газ води, холодильником.

Проектований цех є гарячим цехом, тому робочих постачають підсоленою водою (0,5% солі) з розрахунку 4 –5 дм<sup>3</sup> на одну людину за зміну.

Побутові приміщення розташовуються на другому для жінок та третьому поверсі для чоловіків. Підлога вбиральних, умивальних, душових водонепроникна, з ухилом до стікового трапу, стіни вологостійкі. Санітарно-побутові приміщення обладнані фенами для сушіння волосся. У туалетах систематично проводиться санобробка розчином хлорного вапна. У цеху є здоров'язнак, на ділянках обладнані санітарні пости, укомплектовані аптечками та необхідними медичними препаратами.

Усі працівники безкоштовно забезпечуються молоком із розрахунку 0,5 л за зміну. У теплий період робочі ділянки забезпечуються полівітамінами для підтримки водно-сольового балансу в організмі.

#### 4.7 Індивідуальні засоби захисту

Поряд із колективними засобами захисту працівниками цеху планується застосування засобів індивідуального захисту (ЗІЗ).

Ці кошти видаються робітникам безкоштовно відповідно до встановлених норм. Нижче наведені засоби індивідуального захисту деяких робочих цеху, терміни їх експлуатації та деякі ГОСТ.

Фактичні значення факторів шкідливості:

- пи́л переважно фіброгенної дії - 4,39 мг/м<sup>3</sup>;
- рівень шуму досягає - 92 дБ;
- температура повітря у приміщенні досягає - 37°С.

Наведені вище шкідливості спричиняють появу окремих ознак профзахворювань (силікоз, глухота), а також спричиняють зростання патологій з короткочасною втратою працездатності (теплові удари). Згідно з гігієнічною класифікацією праці робоче місце плавильника відноситься до III класу, в якому шкідливі умови праці перевищують гігієнічні нормативи шкідливих факторів, і мають три фактори шкідливості. За показниками робоче місце відноситься до шкідливих та тяжких умов праці, що відповідає списку №1 пункт 1.

## 4.8 Пожежна безпека

Пожежна безпека – стан об'єкта, у якому виключається можливість пожежі, а разі виникнення запобігається вплив на людей небезпечних чинників пожежі та забезпечується захист матеріальних цінностей (ГОСТ 12.1.004-76).

У силу своєї специфіки в цеху багато джерел пожежної небезпеки високотемпературний напівфабрикат або продукт при виході з льотки печі або при його розливі, потужне електрообладнання, горючі шихтові матеріали, стиснутий кисень та інше.

Технологічні та інші фактори не допускають застосування радикальних протипожежних заходів. Тому приміщення цеху відносять до пожежної категорії Р.

Основні причини виникнення пожеж та вибухів:

- порушення нормальних режимів технологічних операцій;
- займання олій;
- викиди металу та гарячих шихтових матеріалів;
- неправильне проведення робіт з ремонту обладнання;
- самозаймання деяких речовин та матеріалів;
- порушення вимог пожежної безпеки.

З урахуванням вищепереліченого основними заходами щодо профілактики пожеж у цеху є суворе дотримання вимог пожежного режиму всіма працюючими відповідно до розроблених типових правил для промислових підприємств.

Для зменшення небезпеки виникнення та поширення пожеж важливе значення має раціональний устрій цеху. Так розміщення корпусів зроблено в такий спосіб, щоб обмежити поширення пожежі.

У разі ліквідації пожежі велике значення має узгодженість дій людей, які беруть участь у пожежогасінні. Тому кожен працівник цеху повинен добре знати правила пожежної безпеки для цеху та конкретно для робочого місця, місцезнаходження найближчого сповіщувача та номер пожежної охорони та вміти

ними користуватися. Ретельне вивчення плану ліквідації аварій, який розробляється з урахуванням специфіки виробництва.

Головне у протипожежному захисті – здійснення профілактичних заходів, що виключають виникнення та розповсюдження пожежі.

#### **4.9 Профілактичні протипожежні заходи**

Профілактичні організаційні заходи поділяються на дві групи: організаційні та інженерні.

Організаційні профілактичні заходи передбачають видання керівником підприємства наказу про призначення пожежно-технічної комісії, до складу якої входять головний інженер, начальник пожежної охорони, енергетик, технолог, механік, інженер з техніки безпеки, будівельник та інші фахівці.

Завданнями пожежно-технічної комісії є:

- Виявлення відхилень та недоліків технологічного режиму;
- розробка заходів щодо їх усунення; сприяння органам пожежного нагляду у їх роботі та створенні протипожежного режиму.

Ця комісія проводить інспекційні протипожежні заходи, у тому числі й у цеху, що проектується.

Інженерні протипожежні заходи включають:

- Залежно від категорії пожежної небезпеки процесу обирають ступінь вогнестійкості будівлі. Для проєктованого виробництва рівень вогнестійкості будівлі – III;
- Для виконання будівельних конструкцій використовується цегла, залізобетон, скло, метал;
- до III категорії вогнестійкості відносяться будівлі до трьох поверхів із площею поверху між протилежними стінами 2600 м<sup>2</sup>.

Так як будівля відноситься до класу В, вона повинна мати захист від блискавки по I категорії пристрою типу А.

- монтажні конструкції електроустановок виготовляються із сталі, що ліквідує пожежну небезпеку;

- використовуються як протипожежна сигналізація димові сповіщувачі;

- раціональне та найкоротше розташування евакуаційних виходів.

У разі виникнення пожежі до прибуття пожежного підрозділу необхідно максимально використовувати наявні на ділянці засоби пожежогасіння. До них відносяться, насамперед, ручні вогнегасники марки ОВП-10, які призначені для гасіння твердих горючих матеріалів, а також різних горючих рідин.

Пожежі металів важко гасять. Поливання пального металу водою може викликати вибух і розлітання частинок металу, що горять, на великі відстані. Для гасіння палаючого металу застосовують сухі вогнегасні порошки. Для цього використовують вогнегасники марки ОПС.

Причиною пожежі в цеху може стати спалах електроустановок. Для гасіння таких пожеж використовується вуглекислота, яка є неелектропровідною. З цією метою застосовують вогнегасники ОУ-5 та ОУ-8.

Також застосовується передбачена у проекті автоматична система пожежогасіння.

У разі пожежі необхідно максимально ізолювати вогненебезпечні матеріали. Далі відключити подачу електроенергії, перекрити комунікації, якими можливе поширення пожежі, негайно викликати пожежну охорону.

Передбачається також встановлення внутрішніх пожежних кранів для подачі води.

Пожежні крани в будівлі встановлюють на майданчиках сходових кліток, коридорах та інших місцях на висоті 1,35 м від підлоги. Кожен кран обладнаний пожежним рукавом завдовжки 10 або 20 м із пожежним стволом.

Внутрішні крани поміщають у шафку або щит зі скляними дверцятами.

Перелічені засоби гасіння подаються до місця пожежі трубопроводами (вода, пара, газ); за допомогою вогнегасників (вуглекислота, піна, порошки); у ручну (пісок, земля).

Усі засоби пожежогасіння повинні бути у справному стані та легкодоступними до використання.

Вогнегасники, пісок, інвентар розміщуються на пожежних щитах. Пожежні трубопроводи вирізняються червоною фарбою.

## ВИСНОВКИ

1. Наведено аналіз методів рафінування олова від домішкових атомів, показано варіанти найбільш ефективних методів та обладнання для їх реалізації.
2. Наводяться найбільш ефективні установки та фільтри для поділу олова та домішкових атомів в умовах фільтрації та градієнтних методів.
3. Графічні методи, що представляють методи поділу, показують умови поділу, швидкості поділу за часом та кількістю циклів.



## ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Лолейт С. І. Вилучення шляхетних металів з електронного брухту / С. І. Лолейт, Л. С. Стрижко. - М.: Видавничий дім «Руда і метали», 2009. 156 с.
2. Переробка вторинної сировини, що містить дорогоцінні метали/Под ред. Ю. А. Карпова. М.: Держкомдрагмет. Гіналмаззолото, 1996. 290 с.
3. Збагачення модулів радіоелектронного брухту, що містять дорогоцінні метали / О. І. Самсонов, К. П. Козловський, О. В. Пластовець [та ін.] // *Металургія: наукові праці ЗДІА. Запоріжжя: РВВ ЗДІА*, 2004. Вип. 9. С. 56-59.
4. Благородні метали/В. Н. Бредіхін, В. А. Кожанов, Н. А. Маняк, Є. Ю. Кушнеров. Донецьк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2009. 525 с.
5. А. с. 1668437 СРСР, МКИ5 С 22 7/00. Спосіб переробки відходів, що містять кольорові метали/С. М. Кричунов, В. Г. Лобанов, Л. П. Куликова та ін. (СРСР). Заяв. 09.08.89; опубл. 07.08.91. Бюл. №29.
6. Патент № 267741 НДР, МКИ4 З 22 В 7/00 15/06.
7. Леонт'єв В. Г. Рафінування металевого розплаву міді пароповітряною сумішшю / В. Г. Леонт'єв, В. А. Задіранов, В. А. Брюквін. *Кольорова металургія*, 2003. № 5. С. 18-21.
8. Патент 142656 ПНР, МКИ4 23 1/02, 22 В7/00; заяв. 13.06.84; опубл. 30.07.88.
9. Ямпільський О. М. Короткий довідник гальванотехніка / А. М. Ямпільський, В. А. Ільїн. - [3-е вид.]. Л.: Машинобудування, 1981. 269 с.
10. Брюквін В. А. Процес гідрохімічного видалення припойних матеріалів з брухту та відходів електронної техніки / В. А. Брюквін, Т. Н. Вінецька // *Кольорові метали*, 1998. № 7. С. 35-36.
11. Патент 191365 ПНР, МКИ4 З 22 11/04. Заявл. 09.11.82; опубл. 30.05.80.
12. Левін А. І. Анодне окислення вторинної сріблосодержащої сировини в роданистих електролітах / А. І. Левін, Т. М. Вінецька, В. А. Брюквін // *Кольорові метали*. 1999. № 5. С. 55-58.

13. Пат. 2176279 Росія, МКІ6 З 22 В 11/00, З 25 З 1/20. Спосіб переробки вторинної золотовмісної сировини в чисте золото (варіанти) / Крищенко К. І., Нейланд А. Б. № 2001107586/02; заявл. 23.03.2001; опубл. 27.11.2001.
14. Пат. 2090633 Росія МКІ6 З 22 В 7/00. Спосіб переробки електронного брухту, що містить шляхетні метали / Караєв В. Г., Масликов С. Т., Давидов А. М. [та ін.]. № 94044283; заявл. 16.12.94; опубл. 20.09.97.
15. Електрометалургія водних розчинів: довідковий посібник з технічної електрохімії / За ред. Г. Єгера; пров. з ним. за ред. І. Т. Гульдїна. Донецьк: ДПІ, 1966.
16. А. с. 1382818 СРСР, МКІ4 З 25 F5/00. Розчин для видалення покриттів на основі сплаву олово-свинець/І. В. Соловійова, Ю. Б. Петрошень, Т. Ф. Ткач (СРСР). № 4066716/23-02; заявл. 28.03.86; опубл. 23.03.88.
17. Левін А. І. Електрохімія кольорових металів/ А. І. Левін. Металургія, 1982. 254 с.
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 Environ. Contr: 109th. AIME Annu. Meet., Las Vegas, Nev, Febr.24-28, 1980». New York, N. Y., 1979, p. 754–770.
19. Muller B., Pachon P. Trends in smelting and refining of impure and complex tin concentrates «Complex metallurgy-78». 1978. P. 82-90.
20. Bureau of Mine Report of Investigations, N.-Y. 1976, 7602, p. 1-9.
21. Долгов А.В., Сутурин С.Н., Хрипунов А.С. Рафинирование металлов на погружной центрифуге // Цветные металлы, М., 1977, № 7, с. 5-8.
22. Долгов А.В., Дьяков В.Е., Бурда Яросл., Вурм К. Промышленные испытания центробежной фильтрации свинца на предприятии «Ковогу-та» (ЧСФР). Цветные металлы, 1990. № 11. С. 41-44.
23. Wright P.A. Extractive metallurgy 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. Дьяков В.Е. Окисление кристаллов примесей при центробежной Фильтрации. Цветная металлургия, 2016. № 6. С. 18-27.
26. Брандт К.Х. Технологические исследования по удалению железа, мышьяка и висмута из олова зейгерованием интерметаллическим осадителем. Freiberg Forschungsh, 1970. В, № 156. Р. 35-72.
27. Авт.св.№ 647942 Способ рафинирования олова от примесей. Дьяков В.Е., Корюков Ю.С., Сутурин С.Н., Двуреченская Е.Д., Лелюк В.Г., Заявка № 2513892 от 08.08.77. Оpub БИ № 7-2012. 3с.
28. Дьяков В.Е., Варнек В.А, Исследование продуктов рафинирования олова от мышьяка хромом. Цветные металлы, 1985. №9. С. 33-35.
29. Лукашенко Г.М. Термодинамические свойства интерметаллических фаз: сб. науч. тр. Киев: ИПМ АН УССР, 1982. 169 с.
30. Углев Н.П. О центрифугирования металлических расплавов // Металлы, 1987. № 2. С. 45-46.
31. Дьяков В.Е. Регенерация припоев из отходов центробежной фильтрацией. Инновац внед в обл техн наук: сборник научных трудов по итогам международной научно-практической конференции, Эвенсис, 2017, вып. 2. С. 21–28.
32. Сутурин С.Н., Семенов А.Е., Дьяков В.Е. Разработка и внедрение непрерывных высокоэффективных процессов глубокой очистки олова с комплексным извлечением сопутствующих металлов и исключением загрязнением окружающей среды // Цветные металлы. 1979. № 8. С. 26-30.