

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ

кафедра металургії
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота (проєкт)

другий магістерський
(рівень вищої освіти)

на тему Аналіз технології виплавки міді
з вторинної сировини

Виконав: студент II курсу, групи 8.1369-мкжз
спеціальності 136-металургія
(код і назва спеціальності)

спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)

освітньої програми мкм
(назва освітньої програми)

Годукайло О. М.
(ініціали та прізвище)

Керівник д.т.н. доц. Сиджков В. О.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент д.т.н. проф. Греческов Д. В.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя

2020

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Інженерний навчально-науковий інститут _____

Кафедра металургії _____

Рівень вищої освіти другий магістерський _____

Спеціальність 138 металургія _____
(код та назва)

Спеціалізація _____
(код та назва)

Освітня програма металургія кольорових металів _____

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри _____

« 1 » 09 2020 року

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЄКТ) СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Годусяк Олександр Миколайович _____
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Аналіз технології виплавки міді з вторинної сировини _____

керівник роботи д.т.н., доц. Скачков В.О. _____
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом ЗНУ від « 9 » 10 2020 року № 1568-с _____

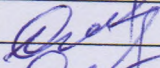
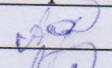
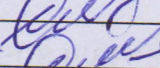
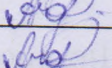
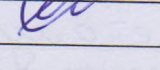
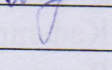
2 Строк подання студентом роботи 30.11.2020 _____

3 Вихідні дані до роботи мідь висхідні відходи, плавка в рудно-термічній печі, конвертування і рафінування червоної міді. _____

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Вступ. Загальна частина. Фіз.-хім. процеси в технології виробництва міді. Технологія виробництва міді. _____

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) Вторинна сировина для виробництва міді. Схема технологічного процесу. Поперечний розріз електропечі. Схема горизонтального конвертера. Рафінувальна піч. Тепловий баланс плавки. Висновки _____

6 Консультанти розділів роботи

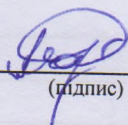
Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1	професор Скачков В.О		
2	професор Скачков В.О		
3	професор Скачков В.О		

7 Дата видачі завдання 1.09.2020

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

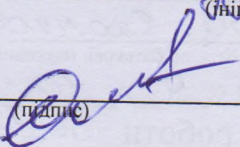
№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Загальна частина	21.09.2020	
2	Фізико-хімічні процеси в технології виробництва міді з вторинної сировини	21.10.2020	
3	Технологічні основи виробництва міді з вторинної сировини	21.11.2020	
4	Оформлення графічного матеріалу	1.12.2020	

Студент


(підпис)

О.М. Бодушев
(ініціали та прізвище)

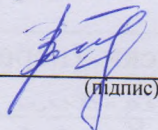
Керівник роботи (проєкту)


(підпис)

В.О. Скачков
(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер


(підпис)

Р.М. Волер
(ініціали

та

прізвище)

РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 89 сторінок, 14 рисунків, 4 таблиці, 12 джерел літератури.

АНОДИ, ВІДБИВНА ПІЧ, ВТОРИННА СИРОВИНА, КОНВЕРТЕР, МІДЬ, РУДОТЕРМІЧНА ПІЧ.

Тема магістерської роботи: «Аналіз технології виплавки міді з вторинної сировини».

У загальній частині представлено властивості міді і сплавів та властивості вторинної мідної сировини. Достатньо повно розглянута схема отримання міді з вторинної сировини.

У другій частині представлено фізико-хімічні процеси в технології виробництва міді з вторинної сировини. Проведенно розрахунок матеріального балансу плавки та розрахунок теплового балансу процесу плавки.

В технологічній частині представлена технологічна схема виробництва міді з вторинної сировини, технологія підготовки сировинних матеріалів, технологія конвертування штейну та рафінування чергової міді.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	9
1.1 Властивості міді та її сплавів.....	9
1.2 Склад та властивості вторинної мідної сировини.....	12
1.3 Загальна схема отримання міді з вторинної сировини.....	16
2. ФІЗИКО-ХІМІЧНІ ПРОЦЕСИ В ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА МІДІ З ВТОРИННОЇ СИРОВИНИ.....	19
2.1 Хімічний склад сировинних матеріалів.....	19
2.2 Матеріальний баланс плавки.....	21
2.3 Плавка міді на штейн.....	27
2.4 Отримання чергової міді.....	32
2.5 Конвертерна переробка штейну.....	54
2.6 Тепловий баланс процесу плавки.....	58
3 ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСНОВИ ВИРОБНИЦТВА МІДІ З ВТОРИННОЇ СИРОВИНИ.....	66
3.1 Технологія підготовки сировинних матеріалів.....	66
3.2 Процеси плавки міді з вторинної сировини.....	72
3.3 Технологія конвертування штейну.....	73
3.4 Рафінування чергової міді.....	79
3.5 Технологічні показники процесу плавки.....	84
ВИСНОВКИ.....	86
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ.....	87

ВСТУП

У основі найбільших науково-технічних і промислових революцій завжди лежали метали. Сталь забезпечила бурхливий розвиток залізниць, алюміній і титан підняли авіацію і ракетно-космічну технологію. Кремній, індій, германій і галій зробили революцію у виробництві напівпровідників. Мідь служила людству впродовж всієї історії розвитку. Навіть цілий період в історії цивілізації має ім'я сплаву міді з оловом – бронзовий вік.

З ХХ століття головне вживання міді обумовлене її високою електропровідністю. Більше половини міді, що добувається, використовується у вигляді чистого металу в електротехніці та електроніці для виготовлення різних струмопровідних елементів: дротів, кабелів, частин електротехнічної апаратури. З-за високої теплопровідності мідь – незамінний матеріал різних теплообмінників і холодильної апаратури.

Широко застосовується мідь в гальванотехніці для нанесення мідних покриттів, для здобуття тонкостінних виробів складної форми, для виготовлення кліше в поліграфії та ін. Приблизно третина міді йде на виробництво сплавів. Залежно від марки (хімічного складу) сплави використовуються в самих різних областях техніки як конструкційні, антифрикційні, корозійностійкі матеріали, а також як матеріали із заданою електро- і теплопровідністю.

У техніці широке застосування отримали сплави міді, в яких головним легуючим елементом є цинк - латуні, сплави міді з іншими елементами – бронзи, сплави з нікелем та інші складні сплави.

Мета роботи: надати аналіз технології виплавки міді та її сплавів, технології плавки на штейн, чернову мідь та її конвертування, надати оцінку показників виплавки вторинної міді.

Для досягнення поставленої мети в роботі необхідно вирішити такі завдання:

1. Провести всебічний аналіз вторинних ресурсів, які містять мідь.
2. Надати аналіз методам плавки на штейн, чернову мідь та її рафінування.
3. Розрахувати матеріальний та тепловий баланс плавки вторинної міді.

Об'єкт дослідження: хіміко – технологічні процеси виплавки чергової міді для анодів.

Предмет дослідження: технологія виплавки, конвертування та рафінування міді з вторинної сировини.

Методи дослідження: структурно – фазовий аналіз вторинних мідних ресурсів, розрахункові методи складання балансів.

Наукова новизна:

1. Запропоновані ресурси з вторинної сировини та їх підготовка до виплавки міді.
2. Вдосконалена технологія вогневого рафінування чергової міді.
3. Відпрацьована методика розрахунку теплового та матеріального балансів.

Практичне значення:

1. Технологія підготовки та плавки сировини з вторинних ресурсів може бути використана в практиці виплавки міді.

2. Методики розрахунків теплових та матеріальних балансів можуть бути застосовані в практиці виробництва міді з вторинної сировини.

3. Аналіз вторинних ресурсів для виплавки чергової міді можна використати в практиці їх збирання та первинної обробки.

Апробація результатів роботи: результати досліджень, які включено до кваліфікаційної магістерської роботи, доповіли на конференції кафедри металургії.

Відомості про публікації:

Подухайло О.М. Аналіз технології виплавки міді з вторинної сировини / О.М. Подухайло, О.Р. Бережна, В.О. Скачков / Матеріали XXV науково-технічної конференції студентів, магістрантів, аспірантів, молодих вчених та викладачів. ІННІ ЗНУ. – Запоріжжя:ЗНУ. – 2020 р. С.34 – 35.

Структура і об'єм роботи. Кваліфікаційна робота магістра складається з вступу, трьох розділів, висновків, списку використаних джерел з 12 найменувань, викладена на 89 сторінках машинописного тексту, включаючи 14 рисунок, 4 таблиці.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Властивості міді та її сплавів

Мідь і її сплави належать до важливих конструкційних матеріалів, що знаходять застосування в якості провідників струму і деталей машин практично в усіх галузях промисловості. Для України, що не має в розпорядженні достатніх природних ресурсів мідних руд, перспективним є виробництво міді і її сплавів з вторинної сировини. Передусім, це технічно і економічно доцільно у зв'язку із стрімким вичерпанням у світі мідьвмісних руд: за наявними даними, при існуючих темпах споживання міді їх вистачить на 50...55 років. По-друге, в порівнянні із здобиччю, збагаченням і металургійною обробкою мідних руд, отримання міді і її сплавів з вторинної сировини має ряд переваг: низькі капітальні вкладення, менша витрата енергії, вища технологічність переробки, зменшення забруднення довкілля та ін.

В той же час сплави, отримані з вторинної сировини, як правило, поступаються за якістю первинним внаслідок меншої стабільності хімічного складу по основних елементах і вищій забрудненості шкідливими домішками. Існуючі класифікації і технології сортування лому і відходів кольорових металів (ДСТУ 3211-95), також як і методи металургійного переділу вторинної сировини не завжди дозволяють досягти необхідної стабільності складу і рівня фізико-механічних і службових властивостей сплавів, у тому числі і мідних. Мета справжньої роботи полягала в розробці і впровадженні наскрізної технології отримання електротехнічного дроту з вторинної сировини, починаючи від сортування лому і відходів міді і закінчуючи скручуванням дроту в струмопровідні жили.

При цьому на основних етапах технологічного циклу властивостей міді, отриманої з первинної (руда) і вторинної (лом і відходи) сировини, і впроваджувалися технологічні рішення, що забезпечують необхідну якість готової продукції. У роботах [1, 2] показано, що детальніша в порівнянні з

ДСТУ 3211-95 сортування лому і відходів міді дозволило в процесі переплавки і вогневого рафінування в 8-тонній відбивній печі отримувати сплави марок М2 (99,7 % Cu) та М3 (99,5 % Cu) для литва анодних пластин. При цьому певні проблеми були пов'язані з необхідністю зниження до заданих меж небажаних домішок: свинцю, олова, цинку і заліза. Отримання міді необхідної чистоти досягалося шляхом багатократного "дражніння" (рафінування відходами деревини) металу в печі. В цілому, залежно від якості початкової шихти, точніше від кількості в ній домішок, продуктивність печі змінюється від 0,29 т/ч (при 0,26 %Pb, 0,24 % Sn, 0,75 % Fe, 0,85 %Zn) до 0,71 т/ч (0,035 % Pb, 0,014 % Sn, 0,002 % Fe, 0,02 % Zn), а вихід придатного (міді, придатної для литва анодних пластин) - від 68,1 до 95,4 % (мідь з підвищеним вмістом домішок використовувалася в якості шихти при виплавці бронз і латуні).

Вимоги до мідних катодів і марки катодної міді встановлені в ГОСТ 546-2001 "Католи мідні. Технічні умови" і ГОСТ 859-2014 "Мідь. Марки" відповідно. Усі вітчизняні марки катодної міді передбачають чистоту металу не менше 99,95 %.

Переробку мідної сировини можна робити як піро-, так і гідрометалургійним способом. У світі близько 85 % міді роблять пірометалургічним способом. Процес пірометалургічного виробництва міді складається з декількох переділів:

- здобич і збагачення руди - концентрат;
- виробництво чорної міді - чорнова мідь;
- виробництво рафінованої міді - анодна мідь, катодна мідь.

Цінова кон'юнктура світового ринку міді в першу чергу визначається очікуваннями відносно динаміки попиту і пропозиції цього металу. Основним регіоном, що формує більше 40% загальносвітової здобичі міді, є Латинська Америка, а точніше Чилі. Основним регіоном, споживаючим практично половину усієї міді, є Азія на чолі з Китаєм.

У зв'язку з збільшеним попитом на продукцію підприємств мідної промисловості з боку азіатських країн, і в основному Китаю, галузь була не готова оперативно заповнювати дефіцит міді, що утворився. В результаті за 2005-2007 рр. ціни на неї виросли в 3 рази, притому, що світовий ріст випуску склав 4-5%. В той же час отримані надприбутки спрямовувалися на розвиток виробництва.

На думку більшості аналітиків, інтенсивне введення нових потужностей по здобичі і виробництву міді і перевищення виробництва міді над споживанням в середньостроковій перспективі, так або інакше, привели б до насичення ринку міді і, як наслідок, зниження цін на мідь. Проте бурхливий розвиток світової економіки і відсутність товарів заміників міді в провідних галузях (енергетика, будівництво, машинобудування) в довгостроковій перспективі збільшуватимуть попит на цей метал.

У 2015 році значно збільшилася потреба в міді з боку Китаю і Індії. Нині потреби Китаю в цьому металі оцінюються в 4 млн. т в рік, це 26% від світового споживання, яке складає 17,5 млн. т в рік. Якщо, відповідно до прогнозів, споживання міді в Китаї до 2017г. виросте до 8 млн. т, це складатиме приблизно половину світового споживання. Поточні потреби Індії складають 2,5% від світового споживання, до 2018 р. вони можуть зрости до 4-5%.

Попри те, що споживання на внутрішньому ринку міді щорічно росте, зберігається експортна спрямованість її виробництва. Така ситуація пов'язана з тим, що виробництво випереджає споживання.

На сьогодні рівень споживання металу в країні залишається низьким - близько 1,5-2 кг/чол, в рік, що в 3-4 рази менше, ніж в розвинених країнах. Але у міру того, як економіка почне наближатися до рівня розвинених країн, можна прогнозувати істотний ріст використання міді у будівництві, енергетиці і інших галузях і скорочення експорту продукції низьких переділів.

Мідні катоди, найперший переділ металу, нині обкладаються десятипроцентним експортним митом. Не випадково багато компаній-

виробників міді з 2005 року припинили експорт цієї продукції, почавши переробляти її в готові вироби - дріт, плоский і круглий прокат, порошок і порошкові вироби, на експорт же вони тепер безмитно поставляє дещо дорожчу мідну катанку.

Світова кольорова металургія перебуває під впливом світової фінансової кризи. Компанії різко знижують обсяги виробництва з метою стабілізувати ціни на ринках кольорових металів, але доки їм це не вдається. Мідь втратила від своїх максимальних цін приблизно 60 % і зараз ціна стабілізувалася на рівні 3300 дол. за тонну.

1.2 Склад та властивості вторинної мідної сировини

Для кольорової металургії характерне активне витягання металів з різних видів сировини, тобто використовується широкий спектр вторинних матеріалів. Лом металів, знімання/дрози, пил використовується як джерела металів, при цьому такі матеріали нерідко містять декілька видів металів або їх з'єднань.

Комплексний підхід у рамках одного підприємства або між близько розташованими декількома підприємствами може сприяти ефективному використанню вторинної сировини [9]. Вторинні матеріали також використовуються у рамках деяких технологій переробки первинної сировини.

Джерело вторинної сировини може дати інформацію про потенційні емісії, пов'язані з присутністю кислот, нафтопродуктів, органічних забрудників (з яких під час плавки можуть утворюватися ПХДД/Ф), аніонів і таких компонентів як аміак, знімань/дросів, що утворюються в результаті взаємодії, з вологою. Це прямо впливає на можливі емісії в атмосферу, водне середовище і на ґрунт, причому може бути емітований будь-який з цих компонентів.

Контроль наявності у складі матеріалів (наприклад, шляхом перевірки і сортування) непередбачених домішок і забруднюючих речовин може бути

економічно ефективний з точки зору чистоти готового продукту і зниження емісій.

Фізичний стан матеріалу також впливає на методи зберігання і переробки. Матеріали можуть бути маслянистими, можуть значно розрізнятися за розміром: від тонкодисперсного пилу до великих шматків. Ці чинники роблять вплив на вибір методів доставки, зберігання і переробки. Методи поводження з первинною сировиною застосовуються разом з іншими методами.

Вторинні сировинні матеріали можуть доставлятися на майданчик в мішках, або у бочках. Фізичний стан матеріалу визначає метод доставки і метод зберігання. Джерело матеріалу також може визначати значну дію, у зв'язку з чим застосовуються різні методи сортування матеріалів. У більшості випадків здійснюються контроль якості і аналіз завантажуваних матеріалів.

Великі компоненти і такі матеріали, як стружка, обрізь і шліфувальний шлам, зберігаються на бетонованих майданчиках, які можуть бути відкритими, закритими або знаходитися усередині будівель. Деякі матеріали великих фракцій не зберігаються на майданчиках з покриттям, якщо вони можуть пошкодити таке покриття. Різномірні матеріали зазвичай зберігаються в окремих штабелях для розподілу різних сортів матеріалу і складів для різних сплавів.

Матеріали, що порошать, і знімання/дрози також зберігаються в роздільних штабелях, які можуть бути відкритими, укритими або знаходитися усередині будівель. Ці матеріали можуть бути самозаймистими або реагувати з вологою, утворюючи залежно від хімічного складу аміак або інші гази, такі як арсин (миш'яковистий водень) або стибін (сурм'янистий водень). Тому при виборі методів зберігання необхідно враховувати ці чинники.

Холодний матеріал, що порошок, може бути покритий еднальним матеріалом, таким як меляса, з отриманням сухої крихти, що виключає утворення пилу. Присутність в сировині еднального матеріалу не впливає на параметри пірометалургічних процесів.

Вторинні сировинні матеріали можуть бути забруднені різними іншими матеріалами, такими як нафтопродукти, кислоти і органіка, які можуть бути змиті в дренажні системи. Можливість забруднення такими речовинами зливових і інших стоків враховується при розробці методів зберігання і очищення стоків з відповідних майданчиків. Для запобігання забрудненню водних об'єктів застосовуються обвалування майданчиків, герметизація їх поверхні і нафтоловушки.

При поводженні з матеріалами залежно від способу зберігання використовуються різні методи. Застосовуються грейфери, конвеєри, бульдозери, фронтальні навантажувачі, екскаватори. Вторинні матеріали перед використанням і попередньою обробкою часто необхідно змішувати, в цьому випадку використовуються проміжні майданчики для зберігання.

Для виробництва вторинної міді в переважній більшості випадків застосовують пірометалургічні процеси. Етапи процесу залежать від вмісту міді у вторинній сировині, гранулометричного складу і вмісту інших елементів [19], [26]. Розроблено декілька етапів для видалення цих домішок і повернення металів з отримуваних відходів [33].

Вторинні матеріали, що йдуть на переробку, можуть містити органічні матеріали, такі як покриття, або мастило, у зв'язку з чим в технологічний процес вводять етапи знежирення і зняття покриття або застосовують печі і системи газоочищення відповідної конструкції. Мета - збільшити потужність для переробки збільшеного об'єму газу, нейтралізувати летючі органічні сполуки (ЛОС) і мінімізувати утворення ПХДД/Ф чи зруйнувати їх. Тип попередньої обробки або використовуваної печі визначається наявністю органічних речовин, типом завантажуваних матеріалів, тобто вмістом міді і інших металів і їх станом (чи є матеріал окисленим або металевим).

При плавці забрудненого латунного лому в конвертері для розподілу металів, що містяться в нім, робиться сублимація або ошлакування інших

елементів сплаву з отриманням чорнової міді і пилу з фільтрів з високим вмістом цинку.

У таблиці 1.1 приведена коротка характеристика деяких широко вживаних видів вторинної сировини.

Таблиця 1.1 — Вторинна сировина для виробництва міді [6]

Тип матеріалу	Вміст міді, % мас.	Джерело
Змішані мідні шлаки	1–25	Гальванопокриття
Електронний лом	15–20	Електронна промисловість
Мідні однорідні шлаки	2–40	Гальванопокриття
Мідно-залізний матеріал (грудкуватий або роздроблений): арматура, статори, ротори і т. д.	10–20	Електротехнічна промисловість
Латунні дроби, зола і шлаки, що містять мідь	10–40	Ливарне виробництво, підприємства по випуску напівфабрикатів
Подрібнений мідьвмісний матеріал	30–80	Підприємства по подрібненню лому
Мідно-латунні радіатори	60–65	Автомобілі
Змішаний червоний латунний лом	70–85	Водоміри, зубчасті колеса, клапани, крани, компоненти устаткування, підшипниковий вузол, пропелери, фітинг
Легкий мідний лом	88–92	Мідні листи, карнизи, ринви, водяні котли, нагрівачі
Важкий мідний лом	90–98	Листи, мідне штампування, рейки, що направляють, дроти, труби
Змішаний мідний лом	90–95	Легкий і важкий мідний лом
Мідні гранули	90–98	Подрібнений кабель
Чистий мідний лом	99	Напівфабрикати, дріт, обрізки, стрічка, кабельно- провідникова продукція

1.3 Загальна схема отримання міді з вторинної сировини

Плавку сировини низької і середньої якості проводять в печах різного типу: шахтних, плавильних міні печах, поворотних конвертерах з верхнім продуванням (TBRC), плавильних печах Ausmelt/ISASMELT, у відбивних і похилих печах [10], [11], [13]. Для плавки лому високої якості (> 99 % Cu) використовуються системи Contimelt.

Тип печі і етапи виробничого процесу залежать від вмісту сировини, його розмірних і інших характеристик. Таким чином, плавка і рафінування вторинної міді є комплексним процесом, і тип вторинного матеріалу, який можна переробляти, залежить від конкретного наявного устаткування і печі [13]. Схема технологічного процесу виробництва вторинної міді представлена на рисунку 1.1.

Залізо (у вигляді залізистої міді, звичайного залізного лому і т. д.), вуглець (у вигляді коксу або природного газу) і флюс додають в міру необхідності для відновлення оксидів металу, і процеси ведуться відповідно до використовуваного типу шихти. В результаті поновлюючої плавки відбувається сублімація, в першу чергу, цинку, олова і свинцю, які виділяються у формі оксидів разом з газами, що відходять, і збираються в системі збору пилу. Вміст пилу, діоксиду сірки, ПХДД/Ф та ЛОС у газах печей, що відходять, залежить від складу сировини. Для подальшого очищення після відділення пилу газу, що відходять, спрямовуються на мокру пилегазоочищення [13]. Зібраний пил поступає на подальшу переробку для відновлення металів, витягнутих з шихти.



Рисунок 1.1 - Схема технологічного процесу виробництва вторинної міді

У плавильній міні-печі здійснюють плавку лому, що містить залізо і олово, для отримання вторинної міді. В даному випадку на першому етапі залізо виступає як поновлюючий елемент для отримання металеві міді. Потім в розплав для окислення заліза і інших присутніх металів (свинцю і олова), які виходять в шлак, вдувають кисень. Окислення заліза забезпечує необхідну температуру процесу, а надмірне тепло рекуперується.

Процес KRS проводять в печі Ausmelt/ISASMELT [14]. Ця передова технологія замінює традиційну технологію відновлення кольорових металів з вторинної сировини шляхом плавки в шахтній печі/конвертері. Типовим початковим матеріалом є те, що утворюється після плавки і рафінування міді вторинна сировина, що містить мідь і дорогоцінні метали, відходи лиття, металообробки, або що поставляються підприємствами по переробці мідьвмісних відходів електронні лому, лому мідних сплавів, багаті міддю шлаки, мідні дроссы, пил з циклонів і фільтрів, шлам осадження і шлами волочіння дроту.

В цілому, в електричних печах переробляють той же матеріал, що і в KRS або в шахтних печах. Завантаження електричної печі на одну тону отримуваної чорної міді менше, ніж для шахтної печі, яка, на відміну від електричної печі, не може працювати без оборотного шлаку.

2 ФІЗИКО-ХІМІЧНІ ПРОЦЕСИ В ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА МІДІ З ВТОРИННОЇ СИРОВИНИ

2.1 Хімічний склад сировинних матеріалів

Як вказано вище, вторинна сировина може подаватися на різних етапах технології виробництва вторинного продукту залежно від чистоти, присутність в сировині інших металів і від рівня забруднення поверхні [3]. Міра органічного забруднення впливає на склад можливих викидів, і на деяких стадіях технологічного процесу залежно від міри органічного забруднення використовуються камери допалювання для руйнування органічних компонентів. В таблиці 2.1 редставлено хімічний та раціональний склад шихти для виплавки міді з вторинної сировини.

2.2 Матеріальний баланс плавки

Вихідні дані:

1. *Хімічний склад, % (за масою):* 17,0 *Cu*; 1,50 *Zn*; 0,50 *Pb*; 27,50 *Fe*; 35,50 *S*; 3,0 *SiO₂*; 3,50 *CaCO₃*; 4,0 *MgCO₃*.

2. *Додаткові умови:* 45 % міді міститься в халькопіриті, 30 % - в халькозині та 25 % - у ковеліні.

Визначення вмісту інших компонентів, що не виявлено в концентраті під час хімічного аналізу. Його обчислюємо як різницю між загальною кількістю концентрату (100,0 кг) та сумою всіх відомих компонентів (*Cu*, *Zn*, *Co*, *Fe*, *S*, *SiO₂*, *CaCO₃*, *MgCO₃*).

$$100,0 - (17,0 + 1,50 + 0,50 + 27,50 + 35,50 + 3,0 + 3,50 + 4,0) = 7,50 \text{ кг.}$$

Далі здійснюємо розрахунок вмісту міді в мінералах, що її містять:

- у халькопіриті:

$$Cu_{CuFeS_2} = 17,0 \cdot 0,45 = 7,65 \text{ кг;}$$

- у халькозині:

$$Cu_{Cu_2S} = 17,0 \cdot 0,30 = 5,10 \text{ кг;}$$

- у ковеліні:

$$Cu_{CuS} = 17,0 \cdot 0,25 = 4,25 \text{ кг.}$$

Кількість халькопіриту *CuFeS₂* обчислюємо за атомною масою міді, що входить до його складу, та молекулярною масою даного мінералу:

63,55 кг міді входять до 183,52 кг халькопіриту

7,65 кг міді входять до X кг халькопіриту.

$$X_{CuFeS_2} = 22,09 \text{ кг.}$$

За відомою кількістю халькопіриту в шихті розраховуємо вміст в ньому заліза та сірки:

55,85 кг заліза входять до 183,52 кг халькопіриту

X кг заліза входять до 22,09 кг халькопіриту.

$$X_{Fe(CuFeS_2)} = 6,72 \text{ кг.}$$

2 32,06 кг сірки входять до 183,52 кг халькопіриту

X кг сірки входять до 22,09 кг халькопіриту.

$$X_{S(CuFeS_2)} = 7,72 \text{ кг.}$$

Аналогічним чином за відомим вмістом міді в халькозині Cu_2S та ковеліні CuS розраховуємо кількість вказаних мінералів:

а) 2 · 63,55 кг міді входять до 159,16 кг халькозину 5,10 кг міді входять до X кг халькозину.

$$X_{Cu_2S} = 6,39 \text{ кг.}$$

б) 63,55 кг міді входять до 95,61 кг ковеліну 4,25 кг міді входять до X кг ковеліну.

$$X_{CuS} = 6,39 \text{ кг.}$$

Кількість сірки в халькозині Cu_2S та ковеліні CuS розраховуємо за загальною кількістю даних мінералів

а) 32,06 кг сірки входять до 159,16 кг халькозину X кг сірки входять до 6,39 кг халькозину.

$$X_{S(Cu_2S)} = 1,29 \text{ кг.}$$

б) 32,06 кг сірки входять до 95,61 кг ковеліну X кг сірки входять до 6,39 кг ковеліну.

$$X_{S(CuS)} = 2,14 \text{ кг.}$$

Кількість сфалериту ZnS в шихті визначають за відомим вмістом в ньому цинку:

65,37 кг цинку входять до 97,43 кг сфалериту

2,5 кг цинку входять до X кг сфалериту.

$$X_{ZnS} = 3,73 \text{ кг.}$$

Вміст сірки в сфалериті розраховуємо за загальною кількістю даного мінералу:

32,06 кг сірки входять до 97,43 кг сфалериту

X кг сірки входять до 3,73 кг сфалериту.

$$X_{S(ZnS)} = 1,23 \text{ кг.}$$

Кількість галеніту PbS в концентраті визначаємо аналогічним чином

207,19 кг свинцю входять до 239,25 кг галеніту

0,5 кг свинцю входять до X кг галеніту.

$$X_{PbS} = 0,57 \text{ кг.}$$

Вміст сірки в галеніті обчислюємо за загальною кількістю даного мінералу

32,06 кг сірки входять до 239,25 кг галеніту

X кг сірки входять до 0,58 кг галеніту.

$$X_{S(PbS)} = 0,07 \text{ кг.}$$

Кількість заліза в піротині Fe_7S_8 розраховуємо за різницею між вихідним вмістом заліза в шихті та його вмістом в халькопїриті

$$X_{Fe(Fe_7S_8)} = 27,50 - 6,72 = 20,78 \text{ кг.}$$

Кількість сірки в піротині визначаємо як різницю між вихідним вмістом сірки в концентраті та сумарним її вмістом в халькопіриті, халькозині, ковеліні, сфалериті та галеніті:

$$X_{S(Fe_7S_8)} = 35,50 - (7,72 + 1,29 + 2,14 + 1,23 + 0,08) = 23,05 \text{ кг.}$$

Кількість піротину в шихті

$$X_{Fe_7S_8} = 20,78 + 23,05 = 43,83 \text{ кг.}$$

Обчислюємо кількість двооксиду вуглецю (CO_2) в карбонаті кальцію:

44,01 кг двооксиду вуглецю виділяється під час термічного розкладання 100,08 кг $CaCO_3$

X кг двооксиду вуглецю виділяється під час термічного розкладання 3,50 кг $CaCO_3$

$$X_{CO_2} = 1,54 \text{ кг.}$$

Кількість оксиду кальцію CaO також розраховуємо за загальною кількістю карбонату кальцію $CaCO_3$

56,08 кг CaO утворюється під час термічного розкладання 100,08 кг $CaCO_3$

X кг CaO утворюється під час термічного розкладання 3,50 кг $CaCO_3$.

$$X_{CaO} = 1,96 \text{ кг.}$$

Розраховуємо кількість двооксиду вуглецю CO_2 в карбонаті магнію:

44,01 кг двооксиду вуглецю виділяється під час термічного розкладання
84,32 кг $MgCO_3$

X кг двооксиду вуглецю виділяється під час термічного розкладання 4,0
кг $MgCO_3$

$$X_{CO_2} = 2,09 \text{ кг.}$$

Кількість оксиду магнію MgO розраховують за загальною кількістю карбонату магнію:

40,31 кг MgO утворюється під час термічного розкладання 84,32 кг
 $MgCO_3$

X кг MgO утворюється під час термічного розкладання 4,0 кг $MgCO_3$.

$$X_{MgO} = 1,91 \text{ кг.}$$

Результати розрахунків представлено у табл.2.2.

Таблиця 2.2 – Раціональний склад шихти для плавки міді, кг (%)

Мінерали	Вміст компонентів, % (за масою)										
	<i>Cu</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Fe</i>	<i>S</i>	<i>CaO</i>	<i>MgO</i>	<i>SiO₂</i>	<i>CO₂</i>	Інші	Разом
<i>CuFeS₂</i>	7,65			6,72	7,72						22,09
<i>Cu₂S</i>	5,10				1,29						6,39
<i>CuS</i>	4,25				2,14						6,39
<i>ZnS</i>		1,50			1,23						3,73
<i>PbS</i>			0,50		0,07						0,57
<i>Fe₇S₈</i>				20,78	23,05						43,83
<i>CaCO₃</i>						1,96			1,54		3,50
<i>MgCO₃</i>							1,91		2,09		4,00
<i>SiO₂</i>								3,0			3,00
Інші										7,50	7,50
Разом	17,00	1,50	0,50	27,50	35,50	1,96	1,91	3,0	3,63	7,50	100,00

2.3 Плавка міді на штейн

Плавку мідних концентратів на штейн у відбивних печах почали застосовувати в кінці XIX сторіччя у зв'язку із залученням в металургійну переробку все більш бідних руд і розвитком методів їх попереднього збагачення. Відбивні печі придатні для переробки лише дрібних матеріалів і були свого часу найбільш відповідними плавильними апаратами для плавки на штейн тонкодисперсних концентратів флотації.

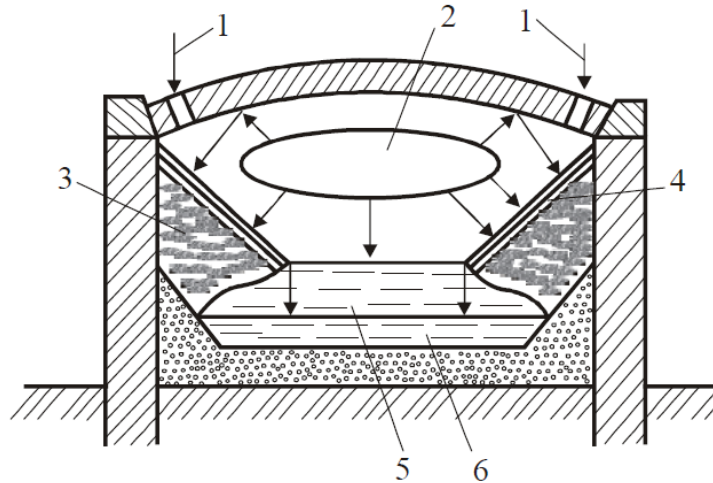
Основною метою плавки у відбивних печах, як і будь-якого іншого виду плавки мідних концентратів на штейн, є розплавлення шихти з отриманням двох рідких продуктів — штейну і шлаку. При цьому ставиться завдання якомога повніше перевести в штейн мідь і ряд інших цінних елементів, наприклад благородних металів, а порожню породу ошлакувати.

Суть відбивної плавки полягає в тому, що завантажена шихта плавиться за рахунок тепла від спалювання вуглецевого палива в горизонтально розташованому робочому просторі печі. Факел, що утворюється при горінні палива, розташовується над поверхнею розплаву. Шихта і поверхня розплаву у відбивних печах нагріваються за рахунок безпосереднього випромінювання факела гарячих топкових газів і теплових променів, відображених від внутрішньої поверхні склепіння.

Участь склепіння у передачі тепла віддзеркаленням теплового випромінювання послужила причиною назви печей відбивними. При плавці сирих і підсушених концентратів завантажена шихта утворює укуси уздовж бічних стін печі; при плавці огарку вона розтікається по поверхні дзеркала шлакового розплаву.

Передача тепла усередині шару шихти може здійснюватися тільки за рахунок теплопровідності. Відсутність у відбивних печах масообміну усередині розплаву також зумовлює перенесення тепла в нижні шари розплаву тільки за рахунок теплопровідності. При цьому слід мати на увазі, що теплопровідність шихти і шлакового розплаву низька.

Схема плавки у відбивній печі сирих (необпалених) концентратів показана на рис. 2.1. Різним при плавці сирих і обпалених концентратів буде і хімізм плавки.



1 – шихта; 2 – факел, що утворюється при спалюванні палива; 3 – шихтовий скіс; 4 – зона плавлення; 5 – шлаковий розплав; 6 – штейн; тонкими стрілками показано напрям тепловипромінювання, товстими лініями – рух розплавлених фаз

Рисунок 2.1 – Схема плавки у відбивних печах

При плавці сирих концентратів основними хімічними процесами є розкладання вищих сульфідів і взаємодія сульфідів заліза з магнетитом, що поступає в печі з оборотним конвертерним шлаком, по реакції



Сумарна десульфурізація в цьому випадку зазвичай складає 45...55 %. Хімізм плавки огарку, оскільки розкладання вищих сульфідів практично повністю закінчилося при випалі, зводиться головним чином до хімічної взаємодії між оксидами і сульфідами, а також до взаємодії сульфїду і оксиду заліза у присутності кремнезему.

Десульфурізація при плавці обпалених мідних концентратів, не перевищує 20...25 %. Механізм плавки у відбивній печі можна представити таким чином. Нагрів шихти, лежачої на поверхні укосів, за рахунок тепла, що випромінюється факелом, супроводжується сушкою матеріалу і термічною дисоціацією вищих сульфідів і інших нестійких з'єднань.

У міру нагріву в поверхневих шарах шихтових укосів починають плавитися легкоплавкі складові шихти – сульфідні і оксидні евтектики. Первинний розплав, що утворюється при цьому, стікає по поверхні укосів, розчиняє в собі більш тугоплавкі компоненти і потрапляє в шар шлакового розплаву. З цієї миті фактично починається розділення шлакової і штейнової фаз; краплі оксидної фази розчиняються в загальній масі шлаку, який постійно знаходиться в печі, а краплі штейну проходять через шар шлаку і утворюють в нижній частині ванни самостійний шар.

Швидкість відстоювання крапель штейну буде тим вище, чим більше їх розміри. Рідка ванна в умовах відбивної плавки спокійна, тому дуже дрібні штейнові включення не повністю встигають відстоятися за 10...14 годин перебування розплаву в печі і виносяться зі шлаком.

При переробці у відбивній печі обпалених концентратів, що вже пройшли термічну підготовку, механізм плавки буде іншим. Частинки огарку, розтікаючись по поверхні шлакової ванни, контактують з нею, внаслідок чого оксидні плівки на частинках розчиняються в шлаку, а сульфідні зерна осідають на дно розплаву, утворюючи штейн.

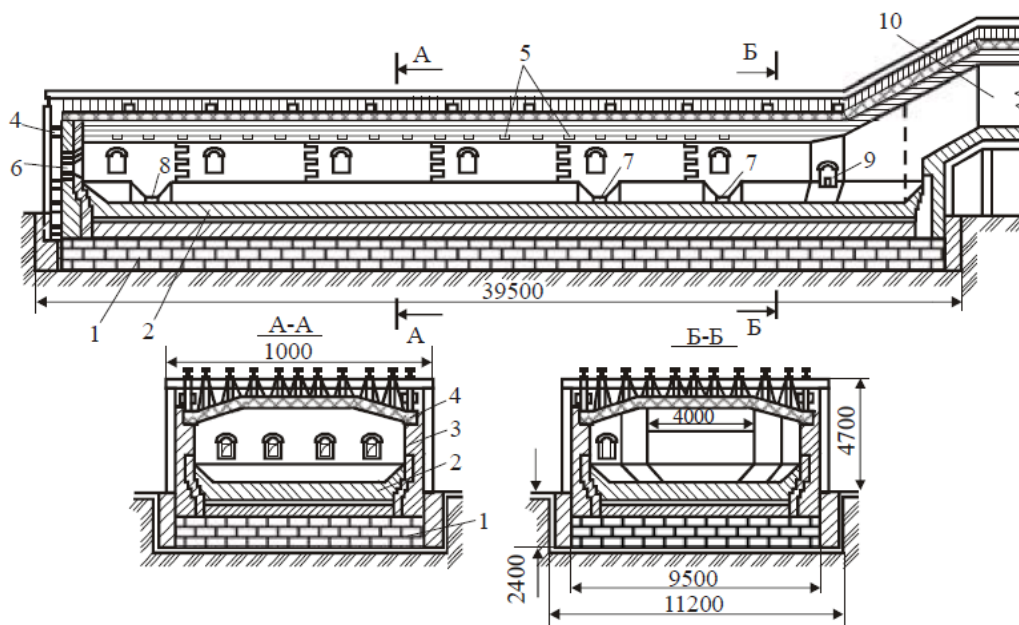
Устаткування відбивної печі

Відбивна піч для плавки мідних концентратів є плавильним агрегатом з горизонтальним робочим простором. Внутрішні розміри сучасних відбивних печей наступні: довжина 28...35 м, ширина 6...10 м, висота від склепіння до поду 4,0...4,5 м. Площа поду (лещаді) таких печей коливається від 180 до 350 м².

Конструктивно відбивна піч складається з фундаменту, стін, поду, склепіння, каркасу, пристроїв для завантаження шихти і випуску продуктів плавки, пальних пристроїв (рис. 2.2).

Фундамент – основу печі виготовляють з литого шлаку, бетону, цеглини або бутового каменя. На фундаменті розміщена наварна лещадь. Наварювання проводять оплавленням кварцового піску на декількох шарах будівельної і вогнетривкої цеглини. Лещадь може бути повністю викладена з динасової цеглини у вигляді зворотної арки.

Загальна товщина лещаді 0,6...1,5 м. Стіни печей викладають з хромомagneзитової, магнезитової або магнезито-хромітової цеглини. Товщина стін у верхній частині печі складає 0,50...0,60 м, а у поду - 0,75...1,00 м. Для надання кладці достатньої механічної міцності її скріплюють металевим каркасом з ряду колон і тяг.



1 – фундамент; 2 – лещадь; 3 – стіна; 4 – склепіння; 5 – завантажувальні отвори; 6 – вікна для пальників (форсунок); 7 – шпури для випуску штейну; 8 – запасний шпур; 9 – шлакове вікно; 10 – газохід; 11 – металевий каркас

Рисунок 2.2 – Відбивна піч з підвісним склепінням

Термін служби стін відбивних печей залежить від способу завантаження шихти і її якості. При плавці сирої шихти уздовж бічних стін печі утворюються стійкі шихтові укоси, які захищають вогнетривку кладку від швидкого руйнування.

Стійкість стін з вогнетривкої цеглини можна підвищити шляхом установки зовнішніх або заставних кесонів, що розміщуються зазвичай на рівні дзеркала розплавленої ванни.

Відповідальним елементом конструкції відбивних печей є склепіння, які за конструктивним виконанням бувають арочними, підвісними і розпірно-підвісними. Динасові арочні склепіння застосовують лише при ширині печі до 6 м. Арки склепіння набирають секціями завдовжки 3,7...7,5 м. Секції спираються на п'яткову цеглу, закріплені з обох боків печі в швелерних балках, які утримуються загальним каркасом.

Розширення відбивних печей веде до підвищення їх продуктивності унаслідок збільшення відносної площі укосів. Проте при великій ширині печі міцність арочного склепіння мала і він може руйнуватися під дією власної маси.

Для відбивних печей великої ширини застосовують тільки підвісні або розпірно - підвісні склепіння. Підвісне склепіння роблять плоским або трапецієподібним. Для монтажу склепіння на несучих конструкціях каркасу печі встановлюють швелерні балки, до яких за допомогою тяги підвішують цегляні блоки. Підвісні склепіння дозволяють проводити їх гарячі ремонти без зупинки печі шляхом заміни блоків, що прогоріли.

Розпірно-підвісні склепіння, так само як і підвісні, збирають з окремих блоків, підвішених на арках дугоподібної форми. На більшості заводів завантаження шихти проводять через склепіння печі за допомогою завантажувальних пристроїв, розташованих уздовж бічних стін печі.

Такий спосіб завантаження шихти супроводжується великим її винесенням і швидким роз'їданням склепіння печі, особливо поблизу завантажувальних отворів. Найбільша хімічна корозія склепіння при такому

методі завантаження спостерігається при плавці обпаленої шихти. Раціональнішою визнана подача шихти безпосередньо на поверхню шлакового розплаву через бічні стіни печі. Продуктами відбивної плавки є штейн, шлак, пил і газ. Випуск і видалення їх здійснюються через спеціальні пристрої.

Випуск штейну проводиться з дна ванни над подом печі через шпури періодичної дії або через сифонові пристрої, що працюють за принципом сполучених посудин. Штейновий сифон може працювати в безперервному режимі. Закривають шпур глиняною пробкою, а сифон - за допомогою глиняної греблі.

Для випуску шлаку використовують шлакові вікна, розміщені в кінці печі, частіше всього на обох бічних сторонах печі. Висота розташування порогу шлакового вікна визначає загальний рівень розплаву в печі, що становить зазвичай по висоті 0,8...1,2 м, зокрема - 0,4...0,6 м штейну. Відбивні печі є полум'яними. Топкові пристрої (4...8 штук) розміщують в спеціальних вікнах на передній стінці торця печі. Повітря для вдування, розпилювання і спалювання палива підігрівають до 200...400 °С.

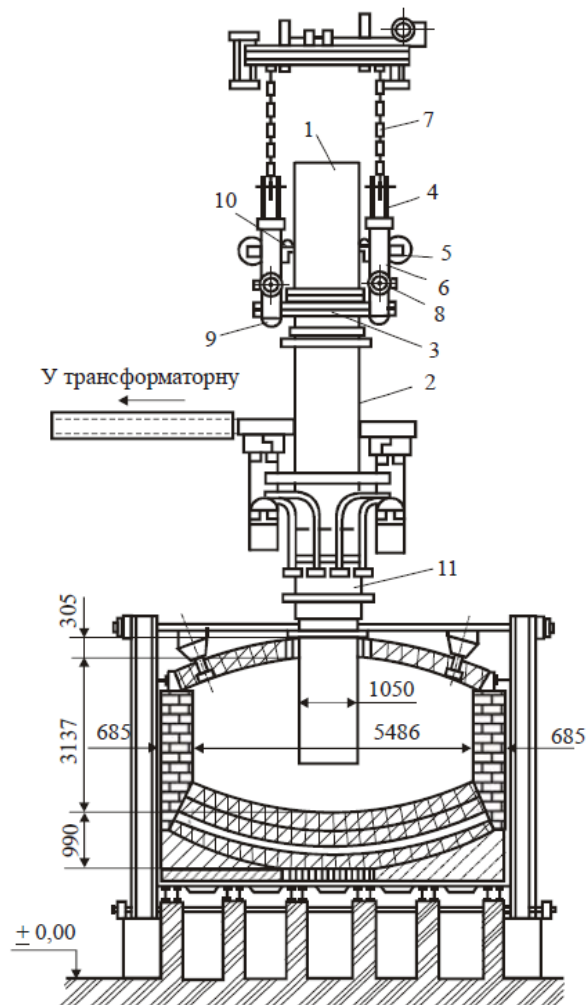
2.4 Отримання чергової міді

Для плавки мідної сировини використовуються шестиелектродні печі. Подовжній розріз і опис пристрою такої печі наведено у розділі 4 при розгляді металургії нікелю, де вони ширше застосовуються. Електропіч заводу «Роншер» (Швеція) має внутрішні розміри 6×23,5 м і висоту 3,2 м.

Піч обладнана шістьма розташованими у ряд самоспікаючимися електродами діаметром 1,2 м і шістьма трансформаторами потужністю по 2 тис. кВА. Кожен електрод обладнано лебідкою для його підняття і опускання. Поперечний розріз РТП наведено на рис. 2.3.

Самоспікаючийся електрод у міру його згорання нарощують таким чином. Електродну масу розплавляють в тиглі, що обігрівається гарячим

повітрям. Потім тигель переноситься краном до печі і його вміст, масою біля 1т, виливається в будь-який з електродних кожухів. Подальшого набивання або трамбівки електродів не вимагається. Піч ізольована від будівлі і спирається на бетонні колони. Футеровка поду - шамотна (три ряди цеглини, кожен - 65 мм). На шамот нанесено 22 мм шару магнезитового порошку на рідкому склі, на цьому шарі викладено два ряди магнезитової цеглини завтовшки по 250 мм кожен. Стінки печі із зовнішнього боку викладені чавунними плитами, з внутрішнього — шамотом завтовшки 125 мм. На шамот покладено два ряди магнезитової цеглини, вище - футеровка шамотом.



1 – електрод; 2 – сталевий циліндр; 3 – рама; 4 – стійка; 5 – блок; 6 – рулон сталеві гальмової стрічки; 7 – механізм підйому-спуску електроду; 8 – зажимний пристрій; 9, 10 – гальмовні колодки; 11 – контактна щока

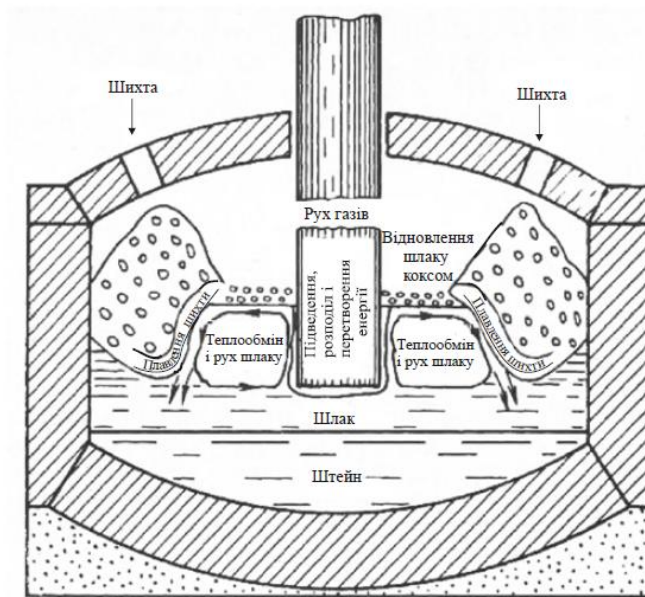
Рисунок 2.3 – Поперечний розріз електропечі

У склепінні є шість отворів для завантажувальних труб, шість - для відведення газів і шість - для електродів, а також отвір для заливки рідкого конвертерного шлаку; відвідні патрубки газу сполучені в один грушовидний газохід. Гази з печі, в кількості близько $35000 \text{ м}^3 / \text{год.}$, прямують в електрофільтр для очищення.

Пил, що осідає в газоході, безперервно подається в піч скребковими транспортерами. Чавунні завантажувальні труби розташовані в склепінні з таким розрахунком, щоб шихта могла покрити всю поверхню ванни, окрім тієї її частини, де відбувається випуск шлаку, оскільки ця частина ванни служить зоною відстоювання.

У одній із сторін торців РТП є три отвори для випуску шлаку, розташовані на відмітках 1,00...1,25 м від рівня поду. Шлак випускають безперервно, він тече по укритих і добре вентиляваних жолобах до грануляційної установки. У іншій стороні торця печі розташовано три випускні отвори для штейну. Найнижче з них служить для видувки печі, два інших використовуються по черзі через один - два тижні.

З точки зору теплової роботи руднотермічна електропіч є тепловою ванною, що складається з двох розплавлених шарів шлаку й штейну і занурених частково в шлаковий розплав шихтових куп (укосів) твердої шихти (рис. 2.4). Плавлення шихти в печі відбувається за рахунок електроенергії, що перетворюється в теплоту.



1 – шихта; 2 – кокс; 3 – електрод; 4 – зона плавлення шихти; 5 – теплообмін і масообмін в шлаковому розплаві; 6 – шлак; 7 – штейн

Рисунок 2.4 – Схема плавки в руднотермічній печі

Руднотермічна піч працює на трифазному змінному струмі. Електричний струм напругою до 750...800 В і силою до 30 кА підводиться до печі за допомогою трьох або шести вугільних (графітових) електродів, що занурені в шар шлаку.

Перетворення електричної енергії в теплоту в руднотермічній печі відбувається частково в газовій фазі (через електричні мікродуги) і частково в рідкій (через опір розплаву). Тілом електричного опору в печі служить шлаковий розплав, а електрична дуга виникає в газовому прошарку на межі розділу шлак - електрод. Напруга між електродами залежить від сили струму та опору шару шлакового розплаву і мікродуг:

$$U = I \cdot [(R_1 + R_2)_{\text{шл}} + R_{\text{мд}}], \quad (2.2)$$

де U – вторинна напруга на трансформаторі, В;

I – фазова сила струму, А;

$R_{шл}$ – опір шару шлаку, Ом;

$R_{мд}$ – опір мікродуг, Ом.

Найбільш економічна робота руднотермічної печі при максимальній напрузі на трансформаторі і мінімальному значенні робочого струму. Регулювати це співвідношення на практиці можна тільки зміною опору електричного ланцюга. Опір шлаку залежить від його температури, складу шлаку і товщини шару шлакового розплаву.

Замикання силових ліній в шлаку може відбуватися по двох напрямках: по-перше, через шар шлаку від електроду до електроду (R_1), тобто по схемі «трикутник», і по-друге, від електроду через шлак до шару штейну (R_2), тобто по схемі «зірка».

Опір R_1 при незмінній конструктивній відстані між електродами і інших постійних умовах (склад шлаку, його температура і т. д.) можна збільшити завантаженням неелектропровідної шихти в міжелектродний простір. Опір R_2 визначається товщиною шлаку в піделектродному просторі, а при постійній його величині — глибиною занурення електродів.

Мінімальне можливе заглиблення електродів в шлаковий розплав (250...300 мм) запобігає дуговому розряду на штейн, який володіє дуже високою електропровідністю. Робота руднотермічної печі фактично характеризується одночасним замиканням силових електричних ліній на «трикутник» і на «зірку».

Розподіл електричного струму по цих схемах визначається регулюванням робочого режиму печі. Частка електричної енергії, що виділяється на рівні занурення електродів в шлакову ванну, визначає температуру шлаку і штейну. Зазвичай в промислових печах відстань між електродами приймають рівною чотирьом діаметрам електроду.

Управління розподілом енергії значно полегшується при роботі з глибокою ванною шлаку. На сучасних печах загальна глибина ванни досягає 2,3...2,7 м, зокрема шлаку 1,5...1,9 м. Найбільша концентрація силових ліній,

тобто найбільша щільність струму, спостерігається в безпосередній близькості до електродів. Звідси витікає, що й найбільша кількість енергії виділяється поблизу електроду.

Оскільки графіт електроду не змочується шлаком, у місці контакту електроду з шлаком виникають мікродуги, і додаткова кількість енергії виділяється за рахунок дугового розряду. Завдяки цьому частка енергії, що виділяється поблизу електроду, зростає. Це у свою чергу приводить до того, що температура шлаку в зоні кожного електроду значно вища, ніж середня температура ванни печі.

Вища температура і газонасиченість шлаку біля електродного простору приводять до того, що його щільність стає істотно менше, ніж щільність основної маси шлаку. Це обумовлює виникнення циркуляції шлаку у ванні.

Гарячий шлак поблизу електроду піднімається вгору, охолоджуючись, він опускається вниз у міжелектродний простір. Швидкість циркуляції шлаку поблизу електроду досягає 2 м на хвилину. Циркуляція шлаку робить визначальний вплив на процеси масообміну, теплообміну і процеси, що пов'язані з плавленням шихти.

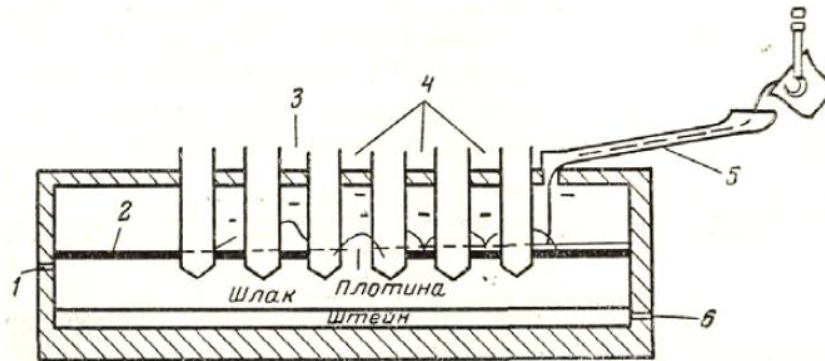
Найбільш швидке розчинення укосів відбувається в зоні інтенсивної циркуляції ванни. Таким чином, конвекційний рух шлакового розплаву є найважливішим робочим процесом в електропечах. Активне плавлення шихти в них відбувається у шарі ванни. Газовий простір печі не робить великого впливу на нагрів і плавлення шихти.

Технологічні гази при недостатній герметизації печей змішуються в просторі з холодним повітрям, яке надходить через нещільності склепіння. Унаслідок низької температури під склепінням і малої теплопровідності шихти, її верхні шари прогриваються слабо. Втрати теплоти при електроплавленні менше, ніж при відбивній плавці, головним чином за рахунок відсутності топкових газів.

Тепловий коефіцієнт корисної дії електроплавлення складає 70 %. Проте, якщо електроенергія поступає від теплових станцій, то необхідно

враховувати і коефіцієнт корисної дії електростанцій. В цьому випадку переваги електроплавлення вже не будуть такі разючі.

Завантаження печі ведуть так, щоб багатий міддю матеріал завантажувався якомога ближче до штейнової льотки, а бідний - з протилежного боку печі (рис. 2.5).



1 – верхнє вікно для випуску шлаку; 2 – шлакова кірка; 3 – огарок (1% Cu, 13% S); 4 – багаті продукти (20 % Cu), 5 – рідкий конвертерний шлак, 6 – льотка для випуску штейну.

Рисунок 2.5 – Схема завантаження електропечі

Завдяки цьому шлак від багатой шихти до випуску з печі проходить по всій її довжині і через зону завантаження бідних матеріалів. У міру просування шлаку відбувається коагуляція і осадження зваженого в нім штейну. Цьому сприяє також перемішування конвекційними струмами, що виникають в шлаку навколо електродів.

Робота всіх мідеплавильних заводів показує, що середній вміст SO_2 в газах електропечей не вище 2 %. Такий низький вміст SO_2 пояснюється тим, що конструктивно електропечі не більш герметичні, ніж відбивні, і газ розріджується повітрям. Практика показала також низьку десульфурізацію в електропечах (10...12 %), проти приблизно 25 % у відбивних печах. Тому на всіх заводах перед плавкою в електропечі потрібне випалення концентратів.

В порівнянні з відбивною руднотермічна плавка має декілька вищу питому продуктивність (до 10...12 т/м² на добу), менші втрати тепла з

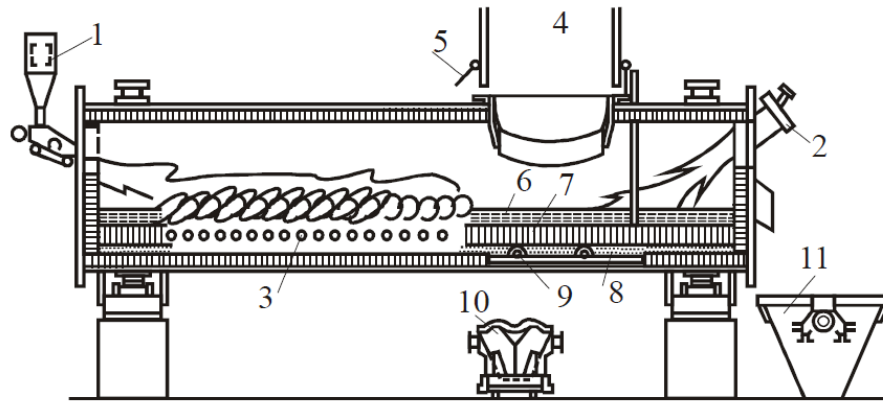
газами, що відходять, унаслідок невеликого об'єму газів (немає топкових газів), що відходять, і їх низької температури (500...600 °С), вищий тепловий коефіцієнт корисної дії (до 70 %), можливість переробляти тугоплавку шихту унаслідок більшого перегріву розплавів, менші втрати міді з шлаками.

Витрата електроенергії при руднотермічної плавці мідних концентратів залежно від їх складу і вологості коливається від 400 до 500 кВт·год./т шихти. У перекладі на умовне паливо витрата енергії на 1т мідної шихти складає 200...250 кг.

Відбивні печі витрачають умовного палива в 2 рази менше. Як випливає зі сказаного, електроплавлення за деяких спеці-фічних умов має перевагу перед відбивною плавкою. Проте вона не отримала широкого застосування, оскільки при сучасних технічних знаннях і економії районів мідеплавильних заводів відбивна плавка більш універсальна, ніж електрична. Проте в цілому руднотермічна плавка також не задовольняє більшості сучасних вимог і в першу чергу необхідності виключити сторонні джерела теплової енергії для переробки сульфідної сировини.

Компанією «Норанда майнс» [Noranda Mines] (Канада) розроблена технологія безперервної плавки мідних концентратів з прямим отриманням чорнової міді в горизонтальному агрегаті, що повертається, з бічним дуттям (типу конвертера). За цією технологією в 1968 р. була побудована дослідно-промислова установка, а в 1973 148 р. пущений промисловий комплекс продуктивністю 800 т на добу.

Процес упроваджений також на двох американських заводах. Піч процесу «Норанда» (рис. 2.6) має форму горизонтально розташованого сталевого циліндра, футерованного хромомагнезитовою цеглиною. У місцях найбільшого зносу футеровки встановлені охолоджувані водою елементи. Для компенсації недоліку теплоти від окислення сульфідів в обох торцях спочатку було встановлено газові пальники.



1 – живильник шихти; 2 – пальник; 3 – фурми; 4 – напильник; 5 – ступки; 6 – шлак; 7 – штейн; 8 – мідь; 9 – шпур; 10 – ківш для міді або штейну; 11 – ківш для шлаку

Рисунок 2.6 – Схема циліндрової плавильної печі процесу «Норанда»

По довжині піч умовно ділиться на три робочі зони. У першій зоні відбуваються окислювальне плавлення і конвертування. Гранульовану шихту завантажують в цю зону живильником з торця печі на поверхню барботуємого дуттям розплаву.

У нижній частині зони окислення в промисловому агрегаті встановлено 60 фурм діаметром 54 мм, через які у шар штейну подається дуття. Спочатку плавку вели на чорнову мідь на повітряному дутті. Співвідношення кількості шихти і повітря підтримували на рівні, що забезпечує повне окислення сірки і заліза. При цьому у ванні постійно зберігався шар білого штейну, насичений міддю, що оберігало чорнову мідь від переокислення і дозволяло отримувати декілька бідніші шлаки.

Проте мідь в цьому випадку виходила збагаченою сіркою і залізом (1,5 і 0,2 %, відповідно). Недолік тепла в плавильній зоні компенсувався спалюванням вуглецевого палива. Пальники працювали при цьому на природному газі і мазуті; частково вводили тверде паливо безпосередньо на розплав. При повітряному дутті 72 % теплоти, що необхідно для плавки,

поступало за рахунок теплоти екзотермічних реакцій і 28 % - від спалювання вуглецевого палива.

Згідно розрахункам, повна автогенність плавки може бути досягнута при дутті, що містить 40 % O_2 . Проте навіть таке збагачення дуття киснем приводило до швидкого зносу футеровки. Тому в процесі «Норанда» максимальний досягнутий ступінь збагачення не перевищував 26...28 % O_2 .

З переходом на збагачене дуття опалювання печі почали вести за допомогою тільки одній пальника, розташованого на шлаковому торці печі. Малий ступінь збагачення дуття і розбавлення газів від спалювання сульфідів топковими газами знижують вміст в них SO_2 з 13 до 6...7 % і збільшують загальний об'єм газів, що підвищує витрати на уловлювання пилу і виробництво сірчаної кислоти.

Крім того, великий об'єм газів, що відходять, і високі швидкості газових потоків у печі є причиною щодо високого винесення пилу (5 % від шихти). Друга зона розташована в центральній частині печі і призначена для відстоювання рідких продуктів плавки — штейну або чорнової міді від шлаку.

Випуск чорнової міді або штейну проводять через два шпури періодично. При плавці на чорнову мідь її рівень можна змінювати в дуже невеликих межах. Надмірне накопичення міді утрудняє роботу фурм, а повний випуск її супроводжується проскакуванням штейну.

На даний час плавку ведуть на багатий штейн. Товщину шару штейну в печі підтримують на рівні 740...860, шлаку - 300...400 мм. Температура розплаву в печі складає не вище 1250 °С. У цій же частині печі розташована горловина, яка обладнана герметизованим охолоджуванім водою напильником, який призначено для відведення газів.

У третій зоні печі відстоюється і збіднюється шлак. У ній для продування через розплав відновного газу встановлено дві фурми. На заводі «Норанда» на плавку поступає концентрат, що містить, %: 23...28 Cu; 27...32 Fe; 28...34 S; до 7 Zn; до 1,2 Pb; 2,5...8 SiO_2 . При плавці на чорнову мідь

(97,4...97,7 % Cu) отримували 150 шлак, що містить 10...12 % Cu; 22...25 % SiO₂ і 20...26 % Fe₃O₄.

Високий вміст магнетиту у шлаках підтримували навмисно. При роботі зі шлаками, насиченими магнетитом, збільшувався термін служби футеровки. При плавці на чорновий метал пряме витягання міді з концентрату складало всього 55...58 %, при цьому в шлак переходило до 40 % міді. Переважна частина міді знаходилася в шлаку у формі металевих корольків. Флотацією охолоджених шлаків вдавалося виділити багатий концентрат і понизити вміст міді у хвостах збагачення до 0,5. Перехід на збагачене киснем дуття дозволив підвищити продуктивність агрегату з 5,6 до 10 т/(м² за добу). Проте вивід у оборот великої кількості міді зі шлаками залишався невирішеною проблемою і завод перейшов від отримання чорнової міді на виплавку багатого штейну з 70...75 % міді.

Вміст міді в шлаках при цьому знизився до 5 %, що спростило і здешевило їх збіднення. Всі продукти плавки в печі процесу «Норанда» переміщаються в одному напрямі – прямотечіно. Отриманню багатих за вмістом міді шлаків у такому варіанті сприяє в значній мірі також той факт, що шлаки обідняються над чорновим металом або багатим штейном, тобто над фазою з високим вмістом міді

Експлуатація промислової установки на заводі «Норанда» продуктивністю 800 т концентрату на добу показала її значну технічну і економічну ефективність в порівнянні з відбивною плавкою. Найважливішою перевагою процесу є використання теплоти горіння сульфідів і завдяки цьому зниження витрати палива, отримання постійного потоку газів із вмістом 6...8 % SO₂, істотне зниження капітальних і експлуатаційних витрат.

Разом з тим організація технології в процесі «Норанда» далеко не повністю відповідає можливостям автогенних процесів. Подача дуття в шар штейну і контакт шлаку з окислювальними газами є основною причиною високого вмісту магнетиту в шлаках. Разом з низькою температурою процесу і малоефективним методом окислення сульфідів це є основною причиною

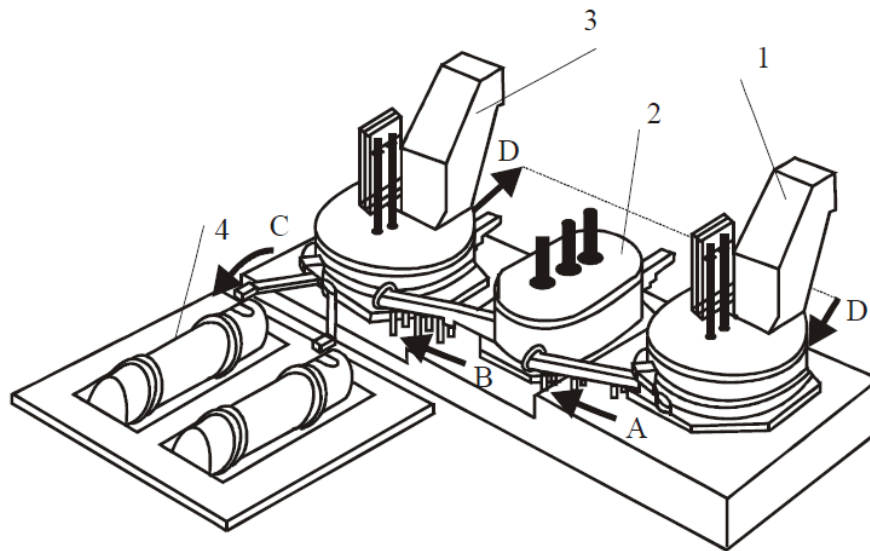
високого вмісту в шлаках як розчиненої міді, так і великої кількості крапельштейну або міді. Належної промивки шлаку штейном в процесі не передбачено.

Недоліками процесу є також відносно висока витрата вуглецевого палива, велике винесення пилу і малий ступінь відгону супутніх цінних елементів (свинцю, цинку, рідкісних елементів). Недостатньо надійним є і апаратне оформлення процесу. Подача дуття в штейн робить небезпечним застосування кесонів, що охолоджуються водою.

Стійкість же вогнетривких матеріалів в умовах барботажу недостатня навіть при невисокому вмісті кисню в дутті (~25 %). Тому тривалість кампанії плавильного агрегату складає не більше 180...200 діб. Невелика також і питома продуктивність печі, що не перевищує 10 т/(м² за добу). Значні труднощі виникають при створенні печі великої одиничної потужності.

Особливість процесу «Мітцубісі» [MitsubishiProcess] безперервної плавки мідних концентратів на анодну мідь, розробленого японською фірмою «Мітцубісі метал корпорейшн» полягає в тому, що операції плавки, збіднення шлаків, конвертування і вогняного рафінування чорнової міді здійснюються в окремих печах. При цьому розплави з одного агрегату в іншій безперервно перетікають самопливом.

На даний час промислові установки безперервної переробки мідних концентратів за способом «Мітцубісі» працюють на декількох заводах в Японії, Південній Кореї, Канаді. Схема промислової установки для плавки за способом «Мітцубісі» показана на рис. 2.7.



1 – плавильна піч; 2 – електропіч для відділення штейна від шлаку; 3 – піч для конвертування штейну; 4 – анодна піч
 Потоки: А – штейн зі шлаком; В – штейн; С – чорнова мідь; D – конвертерний шлак.

Рисунок 2.7 – Установа «Мітцубісі» для плавки мідних концентратів

Плавлення в процесі може здійснюватися автогенно або напівавтогенно. Повна автогенність плавки досягається при збагаченні дуття киснем до 45 %. Плавильна піч заводу «Наосіма» має овальну форму з діаметрами 10,2 і 7,0 м і висотою 2 м. Глибина ванни в печі складає 800 мм, зокрема глибина шлаку 200...300 мм. Стіни печі футеровані хромомagneзитовою цеглиною, ванна – плавленою хромомagneзитовою цеглиною з водяним охолодженням на зовнішній стороні корпусу.

Плавильна піч і решта агрегатів установки «Мітцубісі» може мати також в плані круглу і прямокутну форму. У плавильну піч через склепіння введені п'ять завантажувальних вертикальних фурм, через які за допомогою дуття вдувають у піч шихту. Окрім цього, на склепінні встановлено чотири мазутові пальники для розігрівання печі при пуску і у разі потреби для плавки шихти.

Для роботи вертикальних фурм потрібний невеликий тиск з-за тонкого шару шлаку. Шихта для плавки складається з концентрату, кварцу, вапняку і гранульованого конвертерного шлаку. Компоненти шихти перед плавкою висушують до вологості менше 1 %. Плавку ведуть на штейн з 65 % Cu і шлак з 30...35 % SiO₂ і 7...8 % CaO. Питома продуктивність плавильної печі при повітряному дутті складає 10 т/(м² на добу).

Підвищення концентрації кисню в дутті дозволяє збільшити питому продуктивність печі, скоротити витрату палива і підвищити вміст SO₂ в газах, що відходять. При підвищенні вмісту кисню в дутті до 45 % процес переходить в автогенний режим, при цьому питома продуктивність досягає 20 т / м за добу, а концентрація SO₂ в газах (без підсосів) підвищується до 30 %.

Подальше підвищення вмісту кисню в дутті приводить до надлишку теплоти в плавильній зоні і тому недоцільно. Використання верхнього дуття дозволяє відсунути зону високих температур від стін печі і зменшити швидкість циркуляції розплаву поблизу кладки, що сприяє збільшенню терміну її служби. Правда, це досягається за рахунок зменшення загальної напруженості дуття, а отже, і зменшення питомої продуктивності.

У зв'язку з цим навіть при збагаченні дуття киснем до 45 % обмежуються продуктивністю приблизно 20 т/м² на добу, оскільки подальше підвищення напруженості дуття приведе до швидшого зносу кладки. Для збільшення терміну служби кладки область особливо енергійного перемішування розплаву зовні кесонована.

При роботі зі штейнвою ванною або високим відношенням кількостей штейну до шлаку в емульсії використання як охолоджуючого агента води небезпечно із-за можливості вибуху. Застосування ж інших хладагентів не може забезпечити необхідного відведення тепла для утворення стійкого штейнового гарнісажу.

У особливо скрутних умовах працюють фурми, що охолоджуються водою. За даними фірми, навіть на повітряному дутті або дутті з невеликим

збагаченням киснем (до 30 %) знос фурми складає 1...3 см за годину. При багатому за киснем дутті знос фурм буде ще швидшим. Висота плавильної печі в процесі «Мітцубісі» прийнята рівною 2 м.

Досвід роботи з барботуємою ванною показує, що висота підйому крапель розплаву досягає 4 м і більш. При такій висоті печі зведення рясно зрошується розплавом, а це приводить до швидкого зносу кладки. Стійким може бути в таких умовах лише кесоноване склепіння.

Серйозні труднощі виникають при обслуговуванні фурм у зв'язку з тим, що кільцеві зазори між охолоджуваними фурмами швидко заростають за рахунок наморожування бризок розплаву. Якщо ж ці зазори зробити великими, то різко зростуть підсоси холодного повітря у піч і знизиться вміст SO_2 в газах. Крім того, на агрегаті продуктивністю 1500 т шихти на добу при швидкості дуття 150...200 м/с повинно бути встановлене 10...15 фурм з діаметром сопла 60 мм, тобто кількість фурм велика. Установка фурм більшого діаметру не забезпечить рівномірного розподілу дуття, високого використання кисню і понизить швидкість тепло- і масообміну.

Шлак разом зі штейном безперервно випускається в електричний відстійник для їх розділення. Сумісний випуск розплаву з поверхні дозволяє тримати малий шар шлаку в печі, робить штейн доступнішим для окислення дуттям, що подається на поверхню, при меншому його тиску.

Електропіч має овальну в плані форму з діаметрами 7 і 4 м ($S=25 \text{ м}^2$). Піч забезпечена трьома електродами діаметром 350 мм. Глибина ванни шлакового розплаву 600 мм. Для збіднення шлаку в піч завантажують коксову дрібницю. Час витримки шлаку у відстійнику, розраховано на підставі габаритних розмірів печі і її годинної продуктивності, що складає 4 години. Вміст міді в шлаках до відстоювання 0,7...1,5 %, після відстоювання - 0,4...0,5 %. Витрата електроенергії складає 170 кВт·год./т шлаку.

Штейн з відстійника випускають через сифон і направляють у конвертерний агрегат, шлак — на грануляцію і далі у відвал. Конвертерний агрегат також овальної форми обладнаний вісьма завантажувальними

фурмами і пальником. Конвертування ведуть шляхом продування розплаву повітрям у присутності вапнякового флюсу; іноді подають як охолоджувач цементну мідь. Багатий міддю шлак складається в основному з CaO і Fe_3O_4 .

Вихід шлаку складає 7...8 % від маси концентрату. Шлак гранулюють, сушать і повертають у плавильну піч. Хоча вихід конвертерного шлаку і невеликий, отримання оборотного продукту і необхідність його переливу ковшами порушують струнку технологію потокового процесу.

Гази плавильної печі і конвертерного агрегата охолоджують в котлах-утилізаторах до $350\text{ }^\circ\text{C}$, пропускають через електрофільтр і далі направляють на виробництво сірчаної кислоти.

Схема промислового комплексу заводу «Наосіма», що працює за способом «Мітцубісі», наведена на рис. 2.8.

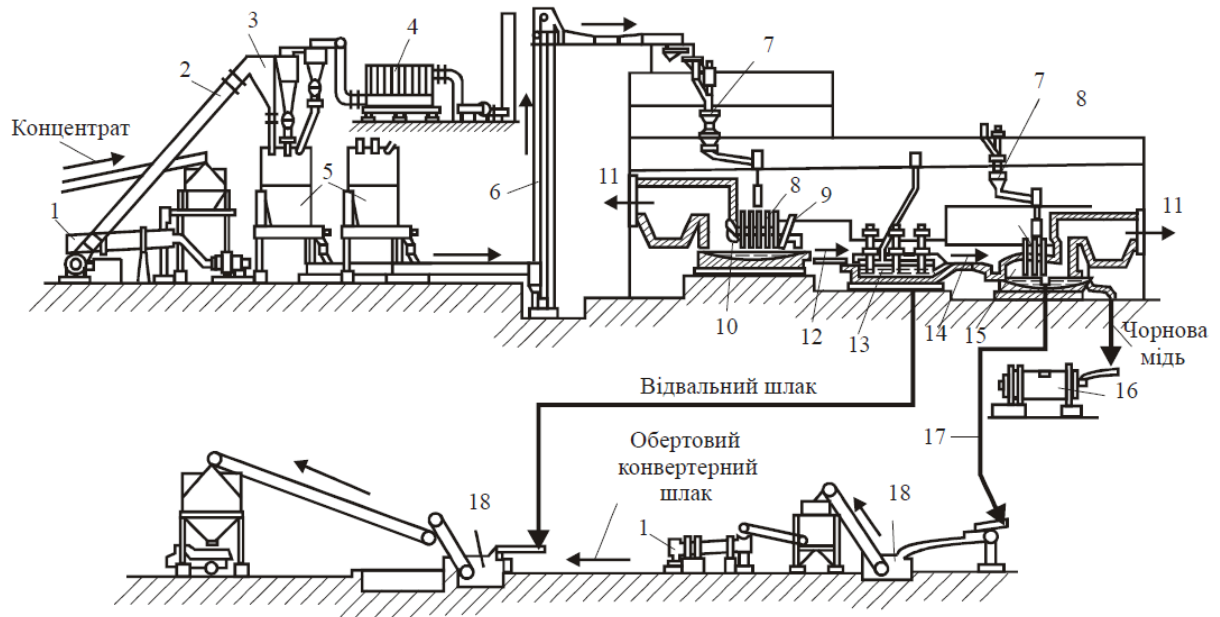
При порівнянні процесу «Мітцубісі» з технологією по схемі відбивна плавка – конвертування необхідно відзначити цілий ряд його переваг:

- у 2...4 рази більша питома продуктивність; - приблизно в два рази менше витрата палива;
- отримання багатих по SO_2 газів і скорочення викидів в атмосферу;
- зменшення капітальних і експлуатаційних витрат.

Процес має переваги по порівнянню з ПЗС у зв'язку з більшою питомою продуктивністю, меншою витратою палива, низьким вмістом міді у відвальних шлаках і меншим виносом пилу.

Безперечні переваги процесу послужили підставою до будівництва декількох крупних об'єктів. Разом з тим процес «Мітцубісі» не забезпечує високого витягання цінних елементів-супутників.

Використання верхніх фурм і вогнетривкої кладки обмежує можливість збільшення питомої продуктивності. Масо- і теплообмін на порядок менше, чим можна було б отримувати при використанні бічних фурм.



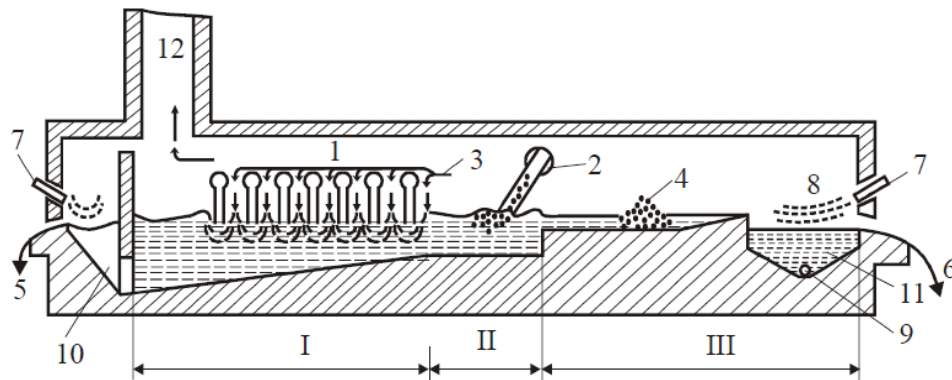
1 – трубчаста сушарка; 2 – труба-сушарка; 3 – циклон; 4 – рукавний фільтр; 5 – бункери концентрату і флюсу; 6 – елеватор; 7 – завантажувальний бункер; 8 – завантажувальні фурми; 9 – топковий пальник; 10 – плавильна піч; 11 – гази, що відходять; 12 – штейно-шлаковий розплав; 13 – електропіч збіднення; 14 – штейн; 15 – конвертерний агрегат; 16 – міксер чорнової міді; 17 – конвертерний шлак; 18 – гранулятор шлаку

Рисунок 2.8 – Схема промислового комплексу процесу «Мітцубісі» на заводі «Наосіма»

Збіднення шлаків здійснюється відстоюванням в електричних печах, тобто розділення фаз недостатньо інтенсифіковано. У процесі прийнята подача матеріалу через фурми, що вимагає глибокої сушки шихти і тонкого помелу флюсів. Введення додаткової операції — сушки зв'язано з капітальними і експлуатаційними витратами і неминуче приводить до деяких додаткових втрат.

Процес «Уоркра» [Workra Process] – інший варіант процесу безперервного отримання міді з сульфідних мідних концентратів. Він був запропонований інженером Уорнером і в 1967 р. здійснений в напівпромисловому масштабі фірмою «Конзінк Ріотінто» (Австралія). При

розробці і освоєнні процесу були випробувані печі різної геометричної конфігурації. Зрештою зупинилися на прямокутній печі (рис. 2.9).



I – конвертерна зона; II – плавильна зона; III – зона збіднення шлаку;

1 – вертикальні фурми для повітря; 2 – подача шихти; 3 – подача кварцу; 4 – подача концентрату або піриту; 5 – злив міді; 6 – злив шлаку; 7 – пальник; 8 – відновний газ; 9 – штейнова льотка; 10 – збірник чорнової міді; 11 – шар шлаку; 12 – газохід

Рисунок 2.9 – Схема печі «Уоркра» для плавки мідних концентратів

Будучи близьким аналогом процесу «Норанда», метод «Уоркра» має дві принципові відмітні особливості:

- використовувана для плавки піч є стаціонарною;
- у зонах плавлення і конвертування здійснений протитечійний рух штейну і чорнової міді по відношенню до шлаку.

Остання особливість стала можлива у зв'язку із завантаженням шихти у центрі печі і випуском чорнової міді і шлаку на її протилежних торцях. У зоні конвертування і плавлення в розплав через стіни або склепіння в шар штейну занурені фурми. Під печі в зоні конвертації має ухил, а глибина ванни в ній в 2...4 рази більше, ніж в зоні плавлення.

Штейн із зони плавлення стікає в зону конвертування і у міру його руху до збірнику чорнового металу збагачується міддю. Чорнова мідь, що виходить, осідає на під печі і сифоновим пристроєм безперервно або періодично передається на рафінування. Природно, що мідь, яка отримана у

контакті зі штейном, так само, як і в процесі «Норанда», містить підвищену кількість сірки (до 1,5 %).

Шлак, що утворюється в зоні отримання чорної міді дуже багатий за вмістом міді, але у міру свого руху зліва направо контактує зі все більш бідним штейном, внаслідок чого вміст в ній міді зменшується. Шихту завантажують в зону плавлення уздовж стін укосами.

У конвертерній зоні уздовж стін завантажують кварц. У зону збіднення також укосами уздовж стін завантажують концентрат або пірит.

Як впливає з приведених даних, протитечійний рух розплавів навіть при отриманні чорної міді забезпечує отримання відвальних шлаків без додаткового збіднення. В процесі «Уоркра» плавку здійснюють на холодному повітряному дутті. Дефіцит теплоти компенсується спалюванням вуглецевого палива, витрата якого відповідно до розрахунків складає 8...9 % від маси сухого концентрату, що приблизно в два рази нижче, ніж при відбивній плавці.

Автор процесу вважає, що використання дуття, збагаченого киснем, дозволить добитися подальшого істотного зниження витрати палива. Проте при цьому не враховується, що при подачі дуття в штейн, як це має місце в процесі, збагачення дуття киснем приведе до істотного підвищення температури. І без цього швидкий знос футеровки і особливо фурм, що занурюються, стане ще швидшим.

В процесі «Уоркра» можливе роздільне відведення газів із зон плавлення і збіднення шлаку. Це дозволяє отримувати в окислювальних зонах декілька багатші за вмістом SO_2 газу, ніж в процесі «Норанда» (9...11 %). Бідніші газу зони збіднення можна використовувати для попередньої сушки концентрату.

Для роздільного відведення газів у пічному просторі встановлюють перегородку. Шлаки, що виходять в процесі «Уоркра», піддають внутрішньопічному збідненню.

При використанні в напівпромислових випробуваннях піритового концентрату, як витягуючої фази, і отриманні на стадії збіднення біднішого штейну вдавалося знижувати вміст міді в шлаках до 0,3 %, а при використанні мідного концентрату – до 0,5 %. При цьому витягування міді в процесі переробки концентрату з 22...23 % Cu склало 97,8 %. Роботу вели на відносно кислі шлаки ($\sim 38\% \text{SiO}_2$). Чорнова мідь містила 98,75 % Cu. Даних про питому продуктивність агрегату в літературі не приводиться.

Враховуючи, що спеціальних заходів для прискорення процесу коалесценції і розділення фаз в процесі не передбачено, слід чекати, що час витримки шлаку в зоні збіднення промислового агрегату буде достатньо великим (4...5 годин), а питома продуктивність низькою [5...8 т/м² на добу].

Процес «Уоркра» зберігає практично всі недоліки процесу «Норанда». Безперечною гідністю цього виду плавки є реальна можливість отримання чорнової міді безпосередньо в плавильній печі.

До додаткових недоліків процесу «Уоркра» слід віднести дуже швидкий знос фурм, що занурені у розплав, термін служби яких спочатку складав близько 20 годин. Розрахунки показали, що при терміні служби фурм менше п'яти діб процес слід вважати неекономічним. Промислового застосування процес «Уоркра» не отримав.

Процес Аузмелт [Ausmelt Technology] створено розробником J.M. Floyd із співробітниками. У основі процесу лежить плавка в печі з затопленою вертикальною фурмою [top submerged lance] – скорочено TSL. Дана технологія у 80-х роках ХХ сторіччя ліцензована двома компаніями: Mount Isa Mines (тепер Xstrata Technologies), і Ausmelt Ltd, які назвали свої розробки Isasmelt і Ausmelt, відповідно.

Базою технології є вертикально підвішена фурма, що занурюється у розплавлену ванну. Технологічні гази (повітря і кисень) і паливо вдуваються через фурму. Паливо спалюється у кінчика фурми для розігрівання печі. При вдуванні технологічних газів шлак добре перемішується.

Контрольований вихровий рух технологічного повітря у фурмі достатньо інтенсивно охолоджує зовнішню трубу фурми для твердіння шлакового шару на її поверхні. Твердий шлаковий шар захищає фурму від руйнування у сильно агресивному середовищі. Ця фурма дозує технологічний газ в середу розплаву шлаку, але вона, на відміну від звичайних фурм, не «заростає» і не стимулює знос фурменного поясу.

Фурми не витрачаються, проте кінцевики зношуються і їх треба періодично міняти. Заміна наконечників фурм у TSL-печі легко здійснюється з малими тимчасовими витратами, тоді як фурми - сопла ремонтуються при повному розбиранні реактору або при частковому зниженні рівня розплаву в печі із значними витратами часу.

Фурми «третього покоління», що пропоновані Ausmelt, мають конструкцію «труба в трубі». Вони виготовляються з неіржавіючої і м'якої сталі і включають спеціально сконструйовані спіральні газові завихрювачі, які дозволяють використовувати повітря і кисень під нижчим тиском у порівнянні з попередніми конструкціями фурм.

Ще одна особливість TSL-технології полягає у тому, що всі основні процеси (розплавлення сировини, перенесення енергії, реакції і первинне спалювання) відбуваються в шлаковому розплаві.

Важливою перевагою плавки матеріалів в печі Аусмелт є можливість переробки сировинних матеріалів широкого діапазону без попередньої підготовки і сушки. Крім того, можна плавити від роздроблених руд крупністю 20...30 мм до шлаків і концентратів, що вдуваються у піч через фурму.

Також не обмежують застосування технології такі параметри, як вологість матеріалів, їх тип (окислена або сульфідна сировина). Можливе використання будь-якого виду палива (тверде, рідке, газоподібне). Все це, разом з простотою конструкції печі, призводить до низьких капітальних і експлуатаційних витрат в порівнянні з заводами, що використовують технології зі складними пічними агрегатами.

Головними конструктивними особливостями технології "Аусмелт" є:

- затоплена фурма, покрита захисним шаром застиглому шлаку;
- введення через фурму безпосередньо в розплавлену ванну;
- циліндровий корпус, футерований зсередини огнеупором, що може охолоджуватися водою;
- завантаження матеріалу у ванну через вікно в склепінні печі або через спеціальну фурму;
- допалювання летючих і горючих компонентів над ванною у газовому просторі печі;
- злив металу і шлаку через сифон або льотки.

При необхідності проведення двох і більше операцій у безперервному циклі (наприклад, плавка і збіднення шлаку) монтується потрібна кількість печей (рис. 2.10).

Розплав і шлаки переміщуються між печами, вузлами грануляції і іншими системами в основному за допомогою жолобів. Використовується система грануляції шлаку, щоб передавати шлак на зберігання або для подальшої переробки в гранульованому вигляді.

Пічні гази, що відходять, охолоджуються і очищаються в системі очищення. Як правило, це випарний газовий кулер і рукавні фільтри; може використовуватися котел-утилізатор, охолоджуваний кулер, електрофільтр і скрубери.

Завдяки простоті конструкції печі і перевагам над іншими процесами технологія "Аусмелт" широко використовується у промисловому виробництві спектру кольорових металів и утилізації різних відходів при високих температурах.

Агрегати "Аусмелт" успішно працюють при переробці сировини, що містить мідь, у Китаю (6 заводів), Південній Кореї, ПАР, Росії, Індії.

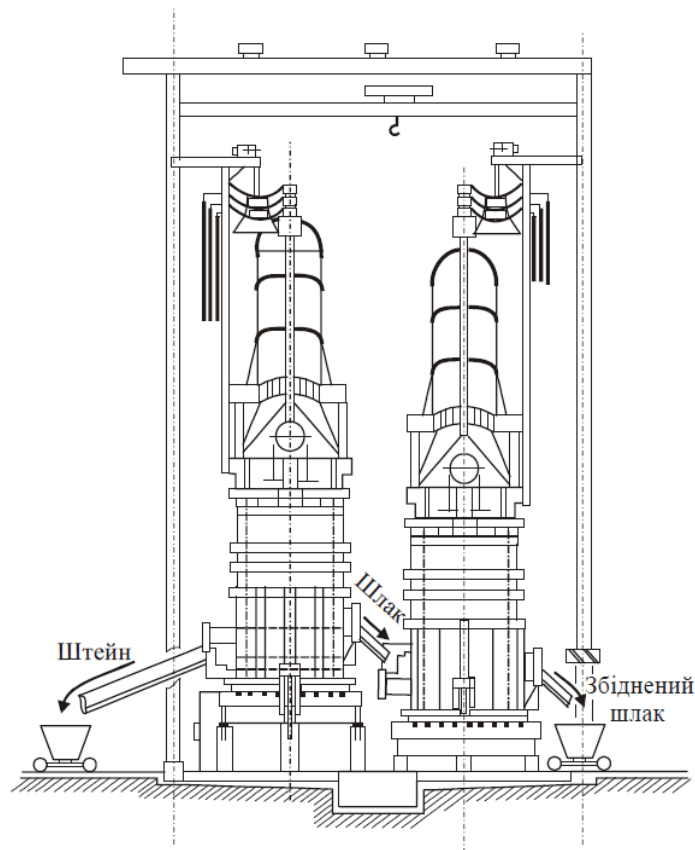
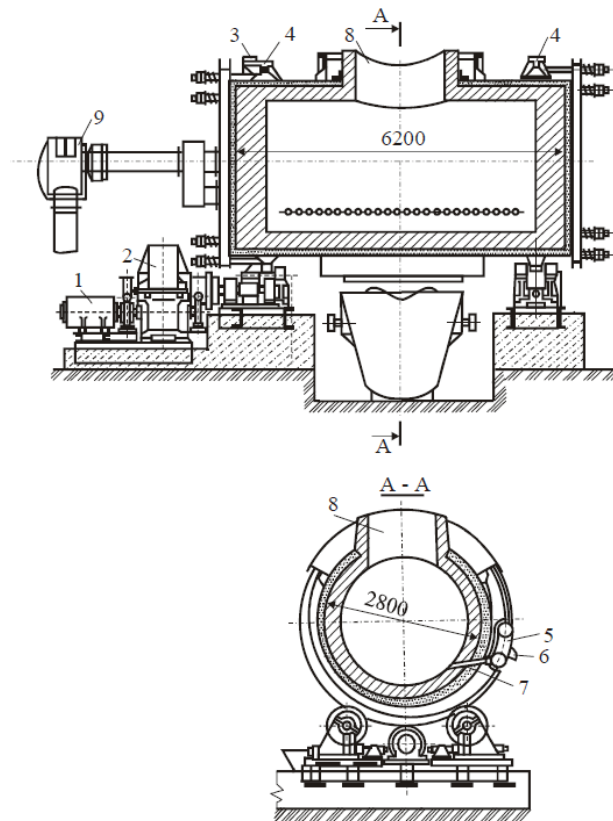


Рисунок 2.10 – Компонівка двох сполучених печей "Аусмелт"

2.5 Конвертерна переробка штейну

Для конвертування штейнів використовують горизонтальні конвертери. У сучасній практиці мідної промисловості використовують конвертери місткістю по міді 40, 75, 80 і 100 т. Довжина конвертерів 6...12 м, діаметр 3...4 м. Число фурм 32...62, внутрішній діаметр фурм 40...50 мм.

Горизонтальний конвертер (рис. 2.11) має залізний зварний кожух з днищами торців, футерований усередині хромомагнетитовою цеглиною. Поблизу днищ торців на корпусі закріплено два опорні бандажі. Поряд з одним з них встановлено зубчатий вінець, який сполучено через редуктор з електроприводом. За допомогою цього пристрою конвертер повертається навколо горизонтальної осі у обидві сторони.



1 – електричний двигун; 2 – редуктор; 3 - зубчастий вінець; 4 – опорні бандажі; 5 – фурмо-колектор; 6 – кульковий клапан; 7 – трубка фурми; 8 – горловина; 9 – сальниковий пристрій

Рисунок 2.11 – Схема горизонтального конвертера

Все обслуговування конвертера (завантаження, злив розплавів, видалення газів) здійснюють через горловину, що знаходиться в середній частині корпусу. Подачу повітря в конвертер проводять через фурми, які розташовані на одній стороні корпусу по його створюючій.

Фурменні трубки закріплені в корпусі і приєднані до повітряного колектору. На протилежній стороні колектору точно по осі фурмених трубок приварені кулькові клапани, що дозволяють проводити чищення фурм без припинення подачі дуття в працюючий конвертер.

Вихідні отвори фурмених трубок поступово заростають, що приводить до зменшення їх перетину, зниження витрати повітря і зрештою продуктивності конвертера. У зв'язку з цим фурми періодично чистять за

допомогою сталевого лому- фурмовки. При введенні фурмовки кулька клапана піднімається у верхнє гніздо і пропускає її у фурменну трубку. Після виведення фурмовки з фурми кулька скачується в початкове положення і під впливом стислого повітря, що знаходиться в колекторі, щільно перекриває вхідний отвір, що запобігає витoku повітря.

Прочищення фурм проводять уручну або механічно за допомогою пневматичних фурмовок. Повітря поступає в конвертер із швидкістю 140...160 м/с. Щоб забезпечити кращий контакт дуття з рідкою ванною воно повинно бути рівномірно розподілено по довжині конвертера.

Час взаємодії повітря зі штейном залежить від швидкості проходження повітря через рідку ванну. Велика різниця в питомих вагах штейну і повітря визначає велику швидкість газів вгору. За підрахунками Х.К. Аветисяна, повітря проходить через ванну за 0,10...0,13 с.

Таким чином, тривалість взаємодії кисню повітря з сульфідами дуже мала. За підрахунками того ж автора, кількість сульфідів в 75-тонному конвертері на початку продування в 100 тис. разів більше, ніж його може окислити кисень повітря, що поступає в конвертер. Але, не дивлячись на короткий час взаємодії кисню з сульфідами, кисень використовується в конвертері вельми повно, на що указує інтенсивний хід процесів.

Високі швидкості реакції супроводжуються великим виділенням тепла. Кількість повітря, що поступає в конвертер, залежить від площі перетину фурм і тиску. Від кількості повітря залежить окислення сульфідів, а, отже, кількість тепла, яке при цьому виділяється. Горизонтальні конвертери – апарати періодичної дії. Гази, що утворюються при продуванні штейну, поступають через горловину в герметизований напильник, встановлений над конвертером, і далі – в газохідну систему.

Не дивлячись на значну герметизацію напильників, підсоси повітря до газів, що відходять, дуже великі і складають до 300...400 % від об'єму первинних конвертерних газів, що приводить до їх істотного розбавлення за вмістом SO_2 .

Гази процесу конвертування, що містять до 4,0...4,5 % SO_2 , використовують для отримання сірчаної кислоти. Певний інтерес для промисловості представляють конвертери з бічним відведенням газів і горловиною, що повністю закривається. При їх використанні повністю усуваються підсоси повітря і запобігає викид газів в навколишню атмосферу.

Гази таких конвертерів, що відходять, можуть містити до 12...14 % SO_2 . Конвертери з бічним відведенням газів непридатні для переробки штейнів, що містять летючі компоненти, як, наприклад цинк, унаслідок швидкого забивання П-подібного газоходу возгонами.

Індукційні печі призначені для розплавлення і перегрівання металів. Застосовується для отримання відливаних високої якості. Індукційна піч працює за принципом трансформатора, у якого первинною обмоткою є водоохолоджуваний індуктор, вторинною і одночасно навантаженням - метал, що знаходиться в тиглі. Нагрівання і розплавлення металу відбуваються за рахунок струмів, які протікають в ній та виникають під дією електромагнітного поля, що створюється індуктором.

Індукційні печі бувають каналні і тиглельні, підігріваються за рахунок зовнішнього електричного контура; каналні індукційні печі в основному використовуються для плавки об'єктів великого розміру.

Печі обладнані витяжними парасольками і системами пиловловлювання і пилепригнічення, які можуть використовуватися під час зняття дросів і розливання металу. Необхідність забезпечити доступ до індукційної печі під час завантаження початкових матеріалів і випуску плавки приводить до того що, як правило, використовується система пересувних витяжних парасольок. Парасольки виконані з міцних матеріалів і стійкі до механічної дії. В якості додаткових варіантів може використовуватися стаціонарний витяг або локальний витяг на кінці ковша.

Ефективність такої печі може знижуватися при використанні деяких матеріалів, але може бути збільшена, особливо, коли завантажуваний матеріал має малі габарити.

Для підвищення ефективності роботи печі, а також для зручності розміщення витяжних пристроїв, великі об'єкти перед плавкою можуть розрізати. У деяких безперервних процесах в нижній частині печі між завантаженнями зберігається дзеркало розплавленого металу, якщо це дозволяє експлуатаційний режим. Наявність рідкого металу (ванни) - неодмінна умова працездатності індукційних печей.

Такі печі застосовуються для плавки невеликих партій металу (не більше 30 т), передусім, міді і латуні (а також цинку і алюмінію). Вони також можуть працювати під вакуумом, наприклад при плавці жаростійких сплавів, високолегованої сталі, чистих металів і, в деяких випадках, при дистиляції металу.

Ці печі також застосовуються для витримки розплавленого металу перед легуванням і литвом. Індукований струм викликає електромагнітне перемішування металу, що сприяє змішуванню шихти і легуючого матеріалу, що додається.

2.6 Тепловий баланс процесу плавки

Тепловий баланс розрахований за результатами розрахунку матеріального балансу. Тривалість переробки 100,00 кг мідної шихти при заданій продуктивності печі по мідному концентрату (40,00 т/ч), ч:

$$\tau = 100,00 \cdot 0,001 \cdot 40,00 = 0,0025.$$

Кількість тепла Q_i , що міститься в матеріалах плавки, розраховані по рівнянню:

$$Q_i = 0,01 T_i - 273 \sum G_i b_i H_i, \quad (2.3)$$

де G_i – маса i -го компонента матеріала, кг;

H_i – питома теплоємність i -го компонента матеріала, кДж/(кг·град), при температурі T_i , К, розрахована по рівнянню:

$$H_i = A \cdot 10^{-8} T^2 + B \cdot 10^{-4} T + C. \quad (2.4)$$

Для спрощення розрахунків теплоємність холодних матеріалів прийнята рівною 1,0, а при розрахунку Q_i враховані лише компоненти матеріалів, концентрація яких перевищує 1 %.

Прихід тепла, МДж:

а) тепло Си шихти Q_1 при температурі 293 К:

$$Q_1 = 100,00 \cdot 1,0 \cdot (293 - 273)/1000 = 2,00 ,$$

де 1,0 – прийнята теплоємність холодних твердих матеріалів, Дж/(г·град);

б) тепло оборотної шихти Q_2 при температурі 293 К:

$$Q_2 = 30,00 \cdot 1,0 \cdot (293 - 273)/1000 = 0,60;$$

в) тепло клінкеру Q_3 при температурі 293 К:

$$Q_3 = 10,00 \cdot 1,0 \cdot (293 - 273)/1000 = 0,20 ;$$

г) тепло кварцевого флюсу Q_4 при температурі 293 К:

$$Q_4 = 4,57 \cdot 1,0 \cdot (293 - 273)/1000 = 0,09;$$

д) тепло вапняного флюсу Q_5 при температурі 293 К:

$$Q_5 = 2,48 \cdot 1,0 \cdot (293 - 273) / 1000 = 0,05;$$

е) тепло природного газу Q_6 при температурі 300 К:

$$Q_6 = 4,19 \cdot 2,0 \cdot (300 - 273) / 1000 = 0,23 ;$$

де 2,0 – середня теплоємність природного газу, Дж/(г·град);

ж) тепло технічного кисню Q_7 при температурі 310 К:

$$Q_7 = 19,20 \cdot 1,0 \cdot (310 - 273) / 1000 = 0,67 ;$$

де 1,0 – середня теплоємність технічного кисню, Дж/(г·град);

з) тепло повітря Q_8 при температурі 300 К:

$$Q_8 = 115,94 \cdot 1,0 \cdot (300 - 273) / 1000 = 3,17;$$

де 1,0 – середня теплоємність повітря, Дж/(г·град);

і) теплові ефекти екзореакцій Q_9 при температурі 1473 К: 485,01
розраховані по рівнянню:

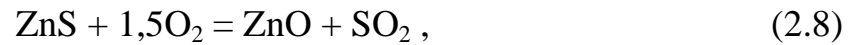
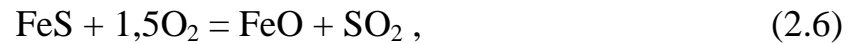
$$Q_{ij} = \Delta G_{\text{рк}} \Delta H_i / M_{\text{рк}} , \quad (2.5)$$

де $\Delta G_{\text{рк}}$ – зміна маси розрахункового компонента (РК) реакції в результаті плавки, кг;

ΔH_i – зміна ентальпії реакції при заданій температурі, кДж/моль;

$M_{\text{рк}}$ – молярна маса РК, кг/моль.

Реакції, що дають основний тепловий ефект при плавці:



По реакції (2.6) кількість РК (FeS, молярна маса 87,91), кг
– поступило:

а) з мідною шихтою:

$$(11,41 + 14,35) \cdot 100,00 \cdot 87,91 / (55,85 \cdot 100) = 40,55;$$

де 11,41, 14,35 – концентрація Fe у виді CuFeS_2 и FeS_2 , %;
100,00 – маса Cu концентрата, кг ;

б) з оборотною шихтою: 3,26 ;

в) з клінкером: 0,65 ;

г) з кварцевим флюсом:

$$0,03 \cdot (55,85 + 32,06) / (55,85 + 32,06 \cdot 2) = 0,02,$$

де 0,03 – маса FeS_2 , кг .

Разом поступило:

$$40,55 + 3,26 + 0,65 + 0,02 = 44,48.$$

– отримано:

а) з пилом: $44,48 \cdot 3,00 / 100,00 = 1,33,$

де 3,00 – пиловиніс, %;

б) з масою: 26,38;

Разом отримано: $1,33 + 26,38 = 27,71.$

– прореагувало, моль: $(44,48 - 27,71) / 87,91 = 0,1907;$

– виділено тепла, МДж: $0,1907 \cdot 502,82 = 95,87 ,$

де 502,82 – тепловий ефект реакції (2.6) при 1473 К, МДж/моль.

По реакції (2.7) кількість РК (S_2 , молярна маса 64,12), кг:

– поступило:

а) з мідною шихтою:

$$16,48 \cdot 0,50 + 13,10 \cdot 0,25 = 11,51,$$

де 16,48; 13,10 – маса сірки у виді FeS_2 и CuFeS_2 , відповідно, кг;

0,50; 0,25 – доля сірки, що виділяється у вигляді елементної з відповідних вищих сульфідів.

Разом поступило: 11.51.

– отримано:

а) з пилом: $11,51 \cdot 3,00 / 100,00 = 0,35 .$

Разом отримано: 0,35.

– прореагувало, моль: $(11,51-0,35)/64,12 = 0,1742$;

– виділено тепло, МДж: $0,1742 \cdot 720,00 = 125,57$,

де 720,96 – тепловий ефект реакції (2.7) при температурі 1473 К,
МДж/моль.

По реакції (2.8) кількість РК (ZnS, молярна маса 97,44), кг:

– поступило:

а) з мідним концентратом: 6,71;

б) з оборотним концентратом: 0,41;

в) з клінкером: 0,37;

Разом поступило: 7,49.

– получено:

а) з пилом: $7,49 \cdot 3,00 / 100,00 = 0,22$;

б) з штейно-шлаковою масою: 1,03.

Разом отримано: 1,26,

– прореагувало, моль:

$$(7,49-1,03)/97,44 = 0,0640;$$

– виділено тепло, МДж: $0,0640 \cdot 461,11 = 29,49$,

де 461,11 – тепловий ефект реакції (2.8) при температурі 1473 К,
МДж/моль.

Кількість тепла, які отримано в результаті протікання інших реакцій,
розраховують аналогічно.

Разом прихід тепла, МДж: 485,01.

Витрата тепла, МДж:

к) тепло пил Q_{10} при температурі 600 К:

$$Q_{10} = 6,02 \cdot 1,0(600 - 273)/1000 = 1,97;$$

де 1,0 – середня теплоємність пилю, Дж/(г·град);

л) тепло маси Q_{11} при температурі 1473 К:

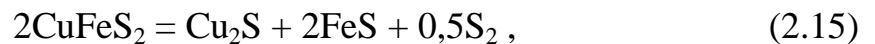
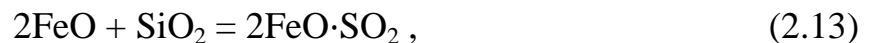
$$Q_{11} = 113,68 \cdot 0,831 \cdot (1473 - 273)/1000 = 113,39;$$

м) тепло газу, що відходить Q_{12} при температурі 1473 К:

$$Q_{12} = 166,69 \cdot 1,3134 (1473 - 273)/1000 = 262,72;$$

н) тепло ендореакцій Q_{13} при температурі 1473 К (65,37 МДж) розраховано аналогічно теплу екзореакцій.

Реакції, що дають основний ендотермічний ефект при плавці:



о) тепло випару води Q_{14} :

$$Q_{14} = (1,08 \cdot 18,00 / 2,00) \cdot 2,27 = 22,09;$$

де 1,08 – маса водню в твердих компонентах шихти;

2,27 – теплота випару води, Дж/кг;

п) втрати тепла в навколишній простір Q_{15} при внутрішній температурі кожуха печі 1473 К і його зовнішній температурі 473 К:

$$Q_{15} = (1578,2 + 218,00) 0,0025 = 4,49$$

р) втрати тепла з охолоджувальною водою Q_{16} :

$$Q_{16} = 300 \cdot 0,0025 \cdot (325 - 318) \cdot 4,186 = 21,98,$$

де 300 – задана витрата охолоджувальної води, м³/ч;

325, 318 – температура охолоджувальної води кінцева і початкова, К.

Допустима для технологічних розрахунків нев'язка теплового балансу (таблиця 2.3) свідчить про вірність його розрахунку.

Таблиця 2.3 - Тепловий баланс плавки

Стаття приходу	Кількість тепла		Стаття расхода	Кількість тепла	
	МДж	%		МДж	%
1 Тепло мідної шихти	2,0	0,41	1 Тепло пилу	1,97	0,40
2 Тепло оборотної шихти	0,60	0,12	2 Тепло маси	113,39	23,05
3 Тепло клінкера	0,20	0,04	3 Тепло газів	262,72	53,40
4 Тепло кварцевого флюса	0,09	0,02	4 Тепло ендореакцій	65,37	13,29
5 Тепло вапняковго флюса	0,05	0,01	5 Тепло випар.води	22,09	4,49
6 Тепло природного газу	0,23	0,05	6 Втрати у повітря	4,49	0,91
7 Тепло кисню	0,67	0,14	7 Втрати з охолодж. води	21,98	4,47
8 Тепло повітря	3,17	0,64			
9 Тепло екзореакцій	485,01	98,58			
Разом прийшло	492,02	100	Разом витрачено	492,00	100
			Нев'язка	-0,01	0,00

3 ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСНОВИ ВИРОБНИЦТВА МІДІ З ВТОРИННОЇ СИРОВИНИ

3.1 Технологія підготовки сировинних матеріалів

Руди, концентрати і вторинна сировина нерідко поступають на виробництво в такій формі, в якій вони не можуть бути використані безпосередньо в основному процесі. З міркувань контролю якості і безпеки можуть бути потрібні їх сушка/розморожування, радіаційний і пироконтроль. Розмір фракцій матеріалу буває необхідно збільшити або зменшити, щоб інтенсифікувати хімічні процеси або понизити окислення.

Для забезпечення металургійних процесів можуть додаватися спеціальні добавки, такі як вугілля, кокс, флюси і (чи) інші шлакотворні матеріали. Флюси додають, щоб оптимізувати процес витягання основного металу і відокремити домішки. Флюси додають, щоб оптимізувати процес витягання основного металу і відокремити домішки. Для того, щоб уникнути проблем з очищенням викидів і для підвищення швидкості плавки може знадобитися видалення захисних покриттів.

Усі ці методи застосовуються для отримання стабільної і надійної суміші початкових матеріалів (шихти), використовуваної в основному технологічному процесі.

Розморожування

Розморожування виконується з метою подальшої обробки змерзшихся матеріалів. Його доводиться проводити, наприклад, коли руди, концентрати або тверде викопне паливо (передусім вугілля) вивантажуються із залізничних складів або судів в зимовий період.

Сушка

Процеси сушки використовуються для забезпечення якості початкових матеріалів, що відповідає необхідним характеристикам основних технологічних процесів. При виборі способів сушки необхідно враховувати економічні аспекти, доступність, надійність і особливості джерел енергії,

використовуваних при різних методах сушки, сушарок, що наприклад обертаються, парових і інших установок непрямої сушки.

Наявність надмірної кількості вологи в шихті може бути небажаною з кількох причин:

- Різке (вибухове) утворення великих об'ємів пари в гарячій печі може привести до аварії.

- Вода може провокувати змінну потребу в тепловій енергії, що порушує керованість процесу і може гальмувати автотермічний процес.

- Роздільна сушка при низьких температурах зменшує потреби в енергії. Це пов'язано із скороченням споживання енергії, необхідної для перегрівання пари в плавильній печі, яка істотно збільшує об'єми і створює проблеми з евакуацією газів з печі і подальшою їх утилізацією.

- Може виникати хімічна корозія установки і трубопроводів.

- Водяна пара при високих температурах може реагувати з вуглецем з освітою H_2 та CO чи вугільної кислоти.

- Великі об'єми пари можуть викликати неорганізовані викиди, оскільки об'єми технологічних газів можуть виявитися занадто великі і перевищити потужності системи газоуловлювача і газоочищення.

Сушка зазвичай здійснюється за рахунок прямого нагріву матеріалу від згорання палива або за рахунок непрямого нагріву за допомогою теплообмінних апаратів, в яких циркулюють гаряча пара, газ або повітря. Тепло, що виділяється пірометалургічними процесами, наприклад в анодних печах, також часто використовується для цієї мети, так само як і що містять CO гази, що відходять, які можуть спалюватися з метою сушки сировини.

Використовуються печі, що обертаються, і сушарки з псевдозрідженим шаром. Висушений матеріал, як правило, дуже сильно порошить, тому для уловлювання і очищення газів з високим вмістом пилу застосовуються спеціальні системи. Збираний пил повертається в технологічний процес.

Висушені руди і концентрати також можуть бути пірофорними, що враховується при проектуванні системи уловлювання і очищення викидів.

Гази сушарної установки, що відходять, можуть містити SO_2 , тому виникає необхідність в їх очищенні від з'єднань сірки.

Дроблення, подрібнення і грохочення

Дроблення, подрібнення і грохочення застосовуються для зменшення розміру часток продуктів або сировини з метою їх подальшої переробки. Використовуються різні види подрібнювальних установок, такі як валкові, щічні, молоткасті дробарки і млини з різним типом тіл, що мелють. Вологі або сухі матеріали змізернюють і, при необхідності, змішують. Вибір того або іншого устаткування визначається властивостями оброблюваних початкових матеріалів. Головним потенційним джерелом викидів пилу є сухе дроблення, тому тут завжди використовуються системи пиловловлювання, зібраний пил з яких зазвичай повертається в технологічний процес.

Подрібнення вологих матеріалів практикується в тих випадках, коли утворення пилу може викликати серйозні проблеми і коли за подрібненням безпосередньо йде стадія мокрої обробки.

Гранулювання використовується, зокрема, для відходів виробництва і формування дрібних часток шлаку, які можуть застосовуватися при піскоструминній обробці, протиковзкій, що підсипає автодоріг в зимовий період часу. Розплавлений шлак подається у ванну з водою або пропускається через потік води. Гранулювання також використовується при виробництві металевих продуктів. В процесі грануляції можуть утворюватися пил і аерозолі, викиди яких необхідно збирати і повертати в технологічний цикл.

Вторинним джерелом цілого ряду кольорових металів є відпрацьовані електронні пристрої, які подрібнюються для відділення пластика і інших матеріалів від металевих компонентів, таким чином, з'являється ще і етап оброблення.

Приготування шихти передбачає власне змішування руд або концентратів різної якості і введення до складу сумішей флюсів або поновлюючих агентів, що утворюються, в певних пропорціях з метою

отримання стабільного заданого складу суміші (шихти) для переробки в основному технологічному процесі.

Приготування шихти може здійснюватися на власних установках змішувачів на стадії подрібнення або під час транспортування, зберігання і сушки. Точність необхідного складу суміші досягається за допомогою установок для усереднювання шихти, систем дозування, конвеєрних вагів або з урахуванням об'ємних параметрів навантажувальної техніки.

Приготування шихтової суміші може бути пов'язане з утворенням значних об'ємів пилу, тому використовуються системи, що забезпечують високу міру уловлювання, фільтрації і повернення пилу. Зібраний пил, як правило, повертається в технологічний процес.

З метою зменшення пилеутворення іноді застосовується приготування вологих шихт. Для цієї мети також можуть використовуватися покриваючі і зв'язуючі агенти. Залежно від характеру технологічного процесу перед подальшою обробкою, наприклад перед спіканням, може знадобитися брикетування/гранулювання.

Все більше уваги як при первинному, так і при вторинному виробництві міді приділяється неорганізованим викидам. Для уловлювання неорганізованих викидів технологічних газів потрібне ретельне проектування технологічних установок і процесів.

Використовувана при виробництві міді вода в основному циркулює в замкнутих циклах, і скидання промислових стоків у водні об'єкти підприємствами галузі незначне. У тих випадках, коли таке скидання відбувається, в стоках можуть міститися іони таких металів, як залізо, кадмій, мідь, миш'як, нікель, олово, ртуть, свинець, сурма, цинк.

Для обробки мілкодисперсних концентратів, пилу і інших вторинних матеріалів використовуються різні методи компактування і укрупнення, що включають пресування дроту або мілкорозмірного лому, виготовлення брикетів, обдавання, гранулювання (як згадувалося вище).

Після додавання єднальних або води суміш подають в прес для отримання прямокутних брикетів або у барабан, що обертається, диск або установку змішувача для отримання гранул (окатишів). Єднальний матеріал повинен мати такі властивості, щоб брикети, з одного боку, мали достатню стійкість і не руйнувалися при подачі в піч, а з іншої - легко оброблялися (мали хорошу газопроникність). Використовуються різні типи єднальних, наприклад лігносульфонат (побічний продукт целюлозно-паперової промисловості), меляса і вапно, силікат натрію, сульфат алюмінію або цемент.

Для підвищення міцності брикетів/гранул можуть також додаватися різні смоли. Грубі фракції відфільтрованого пилю з фільтрів печей і фільтрів, використовуваних на стадії дроблення і грохочення, перед брикетуванням можуть змішуватися з іншими матеріалами.

Також для зменшення пилю на подальших стадіях технологічного процесу можуть використовуватися пилепригнічуючі, покриваючі і зв'язуючі агенти.

Зняття покриттів і знежирення

Операції по зняттю покриттів і знежиренню зазвичай виконуються стосовно вторинної сировини для зниження вмісту органічних речовин в матеріалах, що обробляються у рамках деяких основних процесів. При цьому використовуються процеси промивання і піролізу. Витягнути олії і понизити навантаження на термічні системи можна за допомогою центрифугування.

Істотні зміни у вмісті органічних речовин можуть приводити в деяких печах до неефективності процесу горіння і утворення великих об'ємів пічних газів, що містять залишкові органічні сполуки.

Наявність покриттів може також значно зменшити швидкість плавки [5], [6]. Ці чинники можуть викликати значні викиди диму, ПХДД/Ф і металевому пилю, якщо системи газоуловлювача і спалювання недостатньо надійні. Можуть виникати іскри або частки, що горять, що може заподіяти значний збиток газоочисному устаткуванню.

Видалення покриттів із забрудненого металобрухту усередині загальної печі у багатьох випадках менш ефективно, чим видалення покриттів з подрібненого матеріалу в окремій печі, оскільки в першому випадку утворюється більшого шлаку [15], проте деякі печі спеціально призначені для переробки органічних домішок.

Видалення олії і деяких покриттів здійснюється в спеціальних печах, наприклад в сушарках для стружки. У більшості випадків для випару олій і води використовується піч, що обертається, працююча при низькій температурі. Застосовується як прямий, так і непрямий нагрів матеріалу.

Для руйнування органічних продуктів, що утворюються в печі, використовується допалююча камера, працююча при високій температурі (більше 850 °C), а гази, що відходять, як правило, подаються на рукавний фільтр.

Для видалення ізоляції з дротів і покриттів з інших матеріалів також часто застосовується механічна зачистка. В деяких випадках застосовуються криогенні методи, що полегшують видалення покриттів за рахунок надання їм крихкості. Також може використовуватися промивання за допомогою розчинників (іноді хлорованих) або за допомогою миючих засобів.

Найбільш поширеними є системи випару розчинників зі вбудованими конденсаторами. Ці процеси також застосовуються для знежирення вироблюваної продукції. У цих випадках для запобігання забрудненню води використовуються системи водоочищення.

Методи сепарації

Ці процеси застосовуються для видалення домішок з сировини перед його використанням.

Методи сепарації найчастіше застосовуються для обробки вторинної сировини, а найбільш поширеною є магнітна сепарація, що дозволяє видаляти залізні предмети. Для попередньої обробки потоків відходів, такий як видалення батарей, що контактували з ртуттю елементів і інших частин

електронного устаткування, застосовуються ручні і механічні методи сепарації.

Сепарація дозволяє витягнути за допомогою спеціальних процесів більший об'єм металів. Для збагачення використаних вилуговуючих розчинів і витягання міді з пічних шлаків також використовується флотація. Для відділення важких часток застосовуються отсадочні установки [17].

3.2 Процеси плавки міді з вторинної сировини

Мідь і мідні сплави плавлять періодичною плавкою в електричній або індукційній печі (тиглем або каналного типу). При необхідності високої швидкості плавки застосовують безперервну плавку міді в шахтній печі. Для плавки і вогневого рафінування міді також застосовують відбивні печі (для плавки також застосовуються печі тиглів).

Системи відведення і очищення пічних газів вибирають відповідно до складу сировини і міри його забрудненості. Гази електropечей, що відходять, зазвичай піддають послідовному очищенню в циклонах, а потім в рукавних фільтрах.

Для шахтних печей з газовими пальниками вирішальним чинником є вибір режиму роботи пальників для мінімізації вмісту CO в газах, що відходять. При високому вмісті CO (наприклад, > 5 % від загального об'єму газів, що відходять) на шахтних печах встановлюють допалюючі пристрої і систему рекуперації тепла, а також рукавні фільтри для уловлювання пилу.

В якості сировини використовуються мідні катоди, лом міді і сплавів кольорових металів, зазвичай складовані на відкритих майданчиках для підбору комбінації компонентів початкової сировини з метою отримання сплаву заданого складу.

Попереднє сортування і комбінування дозволяють значно скоротити час, що не обходиться для плавки, що знижує витрату енергії і залежність від

дорогої лігатури. При цьому для індукційних печей лом змізернюють для підвищення ефективності плавки, спрощення використання витягів і т. д.

Сировина може також включати латунну або мідну стружку, покриту мастилом. У таких випадках передбачаються заходи, що перешкоджають проникненню олії за межі майданчиків зберігання сировини і забрудненню ґрунту і поверхневих вод. Для видалення мастила і інших органічних забруднень застосовують сушарні або інші печі, або методи знежирення розчинниками або водою [33].

При плавці латуні або бронзи відбувається сублімація цинку, яку можна мінімізувати, регулюючи температуру. Перегони збирають за допомогою системи газовидалення і направляють на рукавні фільтри. Пил з рукавних фільтрів поступає на заводи по виробництву цинку і свинцю. Утворення перегону цинку при вогневому рафінуванні враховується при проектуванні системи газовідведення.

3.3 Технологія конвертування штейну

Перший період конвертування мідних штейнів на практиці називають набором сульфідної маси. Розплавлений штейн у кількості 3...4 ковші заливають у конвертер, завантажують кварцовий флюс, холодні присадки. Включають дуття, повертають конвертер так, щоб фурми заглибились у штейн і продувають 45...50 хвилин. За цей час в конвертері утворюється деяка кількість шлаку, яка заважає продовженню продування. Тому дуття припиняють, конвертер повертають, зливають шлак, набирають нову порцію штейну і знову продувають 45...50 хвилин.

Як видно, перший період носить циклічний характер. Тривалість кожного циклу залежно від складу початкового штейну складає 30...50 хвилин. Після кожного продування в конвертері залишається збагачена міддю сульфідна маса. Вміст міді в масі поступово зростає до граничної величини, майже чистої напівсірчистої міді Cu_2S . Продовжується перший

період до тих пір, поки в конвертері не накопичиться достатня кількість багатого штейну (білого мата) для отримання чорної міді на повну ємність конвертера. Звичайно конвертування ведуть при 1200...1280 °С. Підвищення температури прискорює знос футеровки конвертера.

Температурний режим конвертера залежить від складу штейну, що переробляється. При підвищенні температури в конвертер завантажують холодні присадки – твердий штейн, оборотні матеріали, вторинну сировину, цементну мідь і гранульовані концентрати. Продуктами першого періоду є білий матт, конвертерний шлак і сірковмісні гази.

Тривалість першого періоду визначається, окрім вмісту міді в штейні, кількістю повітря, що подається, яка залежить в основному від розмірів (числа фурм) і стану фурм і конвертера і організації його роботи. При багатому штейні (35...45 % Cu) перший період продовжується 6...9 годин, при бідному (10...25 %) – 16...24 години.

На 1 кг FeS, що міститься в штейні, потрібно близько 2 м³ повітря. Практикою встановлено, що через 1 см² перетину фурм можна подати в хвилину не більше 0,9...1,1 м³ повітря. Холодний хід конвертеру і недолік кварцового флюсу приводять до переокислення заліза в шлаку і утворенню великих кількостей магнетиту.

Розігрівання конвертера досягається заливкою свіжої порції штейну або добавкою кварцу. Шлаки, що отримуються в конвертері, це в основному силікати оксиду заліза. Із зменшенням крупності кварцу швидкість його розчинення у шлаку збільшується.

Оптимальна крупність кварцу складає 10...20 мм. Використання дрібнішого кварцу приводить до великого його винесення з конвертера через горловину потоком газів. Розчинність кварцу, який додають для зниження активності FeO в шлаку, зростає з підвищенням температури. Оптимальним вважається вміст SiO₂ в конвертерному шлаку в межах 23...26 %.

Зниження вмісту кремнезему спричиняє за собою підвищення в шлаку вмісту магнетиту і міді. Надмірне його підвищення (до 30 %) не дає

достатнього ефекту по зниженню вмісту міді і магнетиту і викликає додаткові витрати на флюс.

У конвертерному шлаку завжди присутня значна кількість Fe_3O_4 . У практиці процесу конвертування переокислення штейнів з утворенням великої кількості магнетиту використовують для створення тугоплавкого магнетитового шару на внутрішній поверхні футеровки конвертера з метою її захисту від роз'їдання.

Захисний гарнісаж утворюється за рахунок налипання в'язкої маси на поверхню вогнетривів при поверненні конвертера і подальшого її твердіння. Таку операцію називають «обмоткою» конвертера.

Конвертерні шлаки мідного виробництва містять %: 1,2...3,0 Cu; 20...28 SiO_2 ; 50...55 Fe; невелику кількість CaO, MgO, Cr_2O_3 , Al_2O_3 . Залізо в цих шлаках присутнє у формі двох оксидів: FeO і Fe_3O_4 . Вміст магнетиту може змінюватися в дуже широких межах – від 10 до 30 %. Вміст міді в конвертерних шлаках може коливатися від 1 до 5 %. У шлаках перших продувань міді менше, ніж в шлаках від продування збагаченого штейну.

Приблизно 90 % міді в конвертерних шлаках має вигляд корольків штейну і металу і лише 10 % у вигляді оксидів. Вміст міді в конвертерних шлаках зазвичай складає 1,5...3,0 %. Унаслідок високого вмісту міді конвертерні шлаки з метою збіднення або повертають в оборот - у відбивну піч, або піддають самостійній переробці.

Коефіцієнт використання конвертера під дуттям в першому періоді складає 70...80 %. Решта часу витрачається на злив шлаку і на завантаження конвертера. Час роботи конвертера під дуттям, а разом з цим і його продуктивність цілком залежать від правильної організації роботи цеху. Чим менше буде в роботі конвертера непродуктивних простоїв (зупинок), тим вище буде коефіцієнт використання його під дуттям.

Теплова робота конвертера характеризується постійним підвищенням температури при продуваннях сульфідного розплаву і відповідно охолодженням при виводі конвертера з-під дуття. Зростання температури в

першому періоді відбувається з швидкістю до 7 °С на хвилину, а в другому він не перевищує 2 °С на хвилину.

При будь-якій зупинці конвертера його температура падає із швидкістю 1...4 °С на хвилину. При цьому чим більше зупинка, тим більше конвертер охолоджується. Оптимальна температура процесу конвертування мідних штейнов лежить в межах 1280 ...1320 °С.

Другий період називають на практиці варкою міді – за рахунок окислення її сульфїду по сумарній реакції (4.1). Протягом 2...3 годин безперервної продувки без завантаження яких-небудь твердих і оборотних матеріалів отримують чорнову мідь.

Готову мідь залежно від місця проведення рафінування або заливають в рідкому вигляді в міксер і далі по мірі потреби подають в рафінувальну піч, або розливають в злитки масою до 2т і відправляють на рафінувальні заводи.

Питома витрата повітря на 1 см² перетину фурм в перерахунку на нормальні умови змінюється в межах 0,5...1,2 м³/см² на хвилину і залежить від тиску дуття і стану фурм. Надмірне збільшення питомої витрати повітря і швидкості його виходу з фурм може привести не тільки до великого розбризкування розплаву, але і до сильної вібрації конвертера.

Звичайний тиск дуття на колекторі, що створюється повітродувкою, складає 0,10...0,12 МПа, а тиск на самій фурмі 0,05...0,09 МПа. Чим гарячіше йде конвертер і краще стан фурм, тим менше опір проходженню повітря, нижче тиск на фурмах і більше питома витрата дуття.

Для забезпечення високої продуктивності необхідне очищення фурм всякий раз, як тільки починає підвищуватися тиск. Витрата повітря на 1 т штейну залежно від вмісту в нїм міді міняється порівняно мало - у 1,2...1,4 рази, тому відносно невеликі і зміни продуктивності конвертера за кількістю штейну, що переробляється.

В той же час продуктивність по чорновій міді із збільшенням вмісту міді у штейні зростає дуже різко. Кількість повітря, яку можна подати в конвертер, а отже, і продуктивність конвертера в дуже сильному ступені

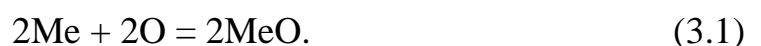
залежать від діаметру і кількості фурм. Проте фурми великого діаметру (більше 50 мм) заростають швидше і потребують частішого і ретельнішого прочищення.

Для збільшення продуктивності конвертерів перспективне застосування дуття, збагаченого киснем. При постійній загальній витраті дуття вона прямо пропорційна вмісту кисню в дутті. Зменшення вмісту в дутті баластного азоту приводить до збільшення вмісту в конвертерних газах SO_2 , що полегшує їх використання і зменшує втрати з ними тепла.

Проте збагачення дуття киснем приводить до скорочення зони горіння сульфідів і різкого підвищення температури в області фурм. Термін служби футеровки фурменної зони при цьому різко скорочується. Завантаження холодних присадок на поверхню ванни конвертера при цьому малоефективне. Знижуючи середню температуру розплаву, вони майже не роблять впливу на температуру в області фурм. Тому в конвертерах існуючої конструкції підвищувати вміст кисню в дутті можна лише трохи (до 25 %).

Для того, щоб реакції окислення металів протікали достатньо швидко, необхідні інтенсивна взаємодія кисню повітря з цими металами, тобто велика реакційна поверхня і достатньо висока температура.

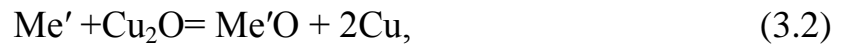
Оскільки сучасні конвертери обігріву не мають, в них необхідно завантажувати розплавлену чорну мідь. Розглянемо поведінку міді та домішок при продувці в конвертері. Окислення металів, що містяться в чорній міді, киснем повітря може бути представлене загальною реакцією:



При однаковій концентрації (активності) металів в розплаві черговість їх окислення киснем повітря визначається спорідненістю до кисню.

При продуванні ванни розплаву повітрям в першу чергу, не дивлячись на найменшу спорідненість до кисню, окислюється мідь завдяки більшій концентрації її в чорній міді. Оксид міді Cu_2O , що утворюється,

розчиняючись в міді (при 1200 °С розчинність 12,4 %), виконує роль переносника кисню до металів-домішок:



де Me' - залізо, нікель, цинк, свинець та інші домішки.

Реакція (3.2) зворотна, тому глибшому видаленню домішок сприяє скріплення їх оксидів діоксидом кремнію, який вводять з флюсом.

Наявність розчинного оксиду міді в розплавленій ванні металу веде до небажаного, але неминучого переходу частини міді в шлак у формі силікатів. Конвертерний шлак, що утворюється, відносно легкоплавкий і рідкотекучий, унаслідок чого його відділення від міді і злив здійснюються достатньо легко і повно.

Нерозбавлені гази, що відходять з конвертера, містять, %: 2,2...10,4 CO₂; до 0,4 CO і 0,2...0,8 O₂. Низький вміст кисню в газах показує на високе його використання, яке складає приблизно 90...97 %. Наявність у газах CO₂ пояснюється тим, що процес вівся з великою добавкою коксу, а сильні коливання вмісту CO₂ в газах, що відходять, - тим, що в перші періоди основна маса кисню поглиналася рідким металом і йшла на горіння коксу.

Конвертування чорної міді проводять, в основному, у горизонтальних конвертерах.

Конвертерний метал зазвичай заливають в анодні рафінувальні печі або в проміжний міксер, у якому він зберігатиметься в розплавленому стані до заливки в анодну піч. У разі потреби розливання конвертерного металу у чушки, ківш переноситься краном на розливну машину.

Для відливання чушок використовують чавунні виливниці, які змащують розведеною у воді шамотною глиною. Маса виливниці повинна перевищувати масу чушки приблизно в три рази. Маса кожної чушки до 500

кг. Стійкість виливниці 450...600 відливань, а витрата - близько 6 кг на тонну міді.

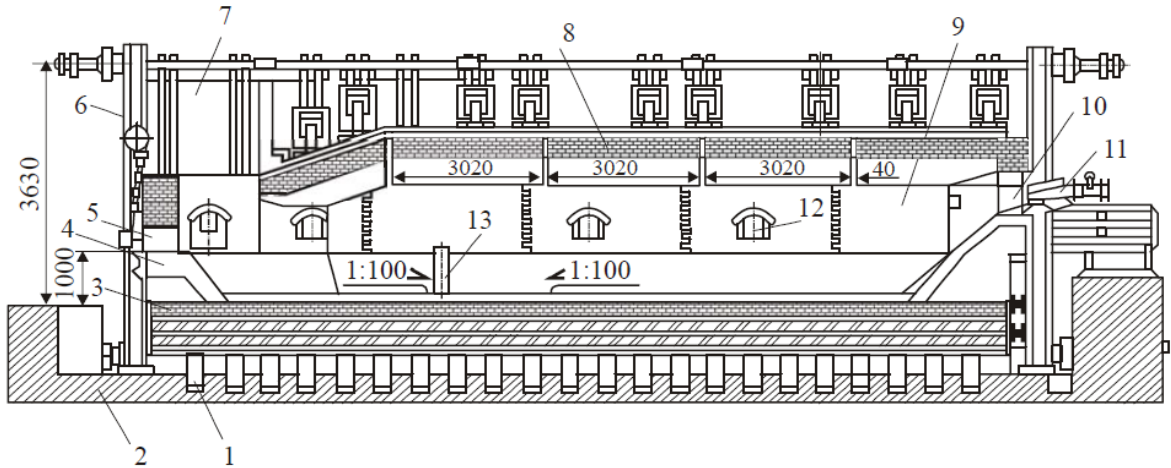
Конвертерний шлак першого зливу розливається з ковша у форми, і прямує для переробки на чорну бронзу або чорну мідь. Конвертерний шлак другого зливу знов заливається краном в конвертор для переробки спільно з новою порцією чорної міді. Для розливу шлаку застосовуються конвеєрні розливні машини, що мають спеціальний пристрій для установки і подальшого нахилу ковша.

3.4 Рафінування чергової міді

Вогняне рафінування проводять на мідеплавильних або на спеціальних рафінувальних заводах. У першому випадку чорнова мідь поступає на рафінування від конвертерів в рідкому вигляді, у другому - в злитках.

Для вогняного рафінування міді використовують в основному два типи печей: стаціонарні відбивні і такі, що нахиляються. Печі для вогняного рафінування часто називають анодними печами, оскільки мідь після рафінування в них розливають в злитки спеціальної форми - аноди.

Стаціонарна рафінувальна піч (рис. 3.1) за пристроєм схожа на відбивну піч для плавки концентратів, але має ряд специфічних конструктивних особливостей. Місткість сучасних анодних печей - до 400 т рідкої міді.



1 – стовпчастий фундамент; 2 – основний фундамент; 3 – під; 4 – укіс; 5 – шлакове вікно; 6 – каркас кріплення печі; 7 – газохід; 8 – склепіння; 9 – стіни; 10 – вікно для пальника; 11 – пальник; 12 – завантажувальні вікна; 13 – щілиста льотка.

Рисунок 3.1 – Стационарна рафінувальна піч

Анодні печі покоються на стовпчастому фундаменті. На бетонні опори встановлюють чавунні плити завтовшки до 40...50 мм, на які спирається під, викладений з вогнетривкої цеглини в три шари. Він має форму зворотної арки. Склепіння печі підвісно-розпірне або арочне з хромомагnezиту; спирається на підп'яткові балки, які в районі завантажувальних вікон охолоджують водою. Каркас печі складається з колон і поперечної і подовжньої тяги діаметром 50...60 мм.

Тверду шихту (чушки, анодні залишки, лом та ін.) і рідкий ме тал завантажують через робочі вікна, розташовані в подовжній стіні, зверненій до завантажувального прольоту. Зазвичай печі місткістю до 150 т мають два вікна. При місткості понад 150 т - три вікна заввишки 0,9...1,2 м і шириною 1,5...1,9 м. Вікна для знімання шлаку заввишки 0,7...0,8 м і шириною 0,6 м розташовані зазвичай в задній стінці торця печі.

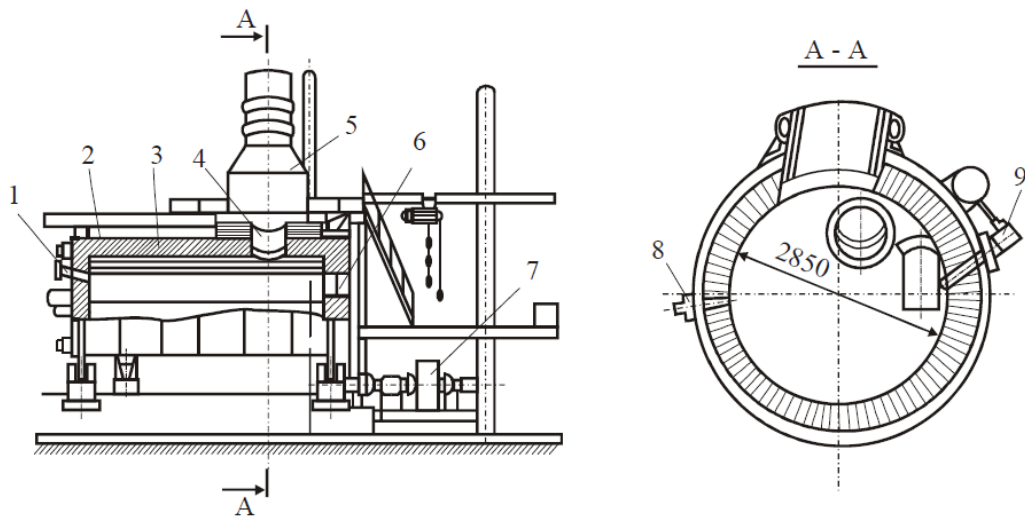
Робочі і шлакові вікна можна використовувати для окислювальної і відновної обробки розплавленої міді. Для знімання шлаку і операції

«дражніння» використовують торцеві вікна. Вікна прикривають охолоджуваними заслінками з пневматичним або електричним приводом.

Рафінувальні печі опалюються тільки високоякісним паливом (природний газ або мазут). Топкова сторона печі має форкамеру, в якій починається горіння палива. На протилежній довгій стороні печі є щілиста льотка, яку перед початком завантаження закладають вогнетривкою цеглиною або закладають глиною.

Під час розливання міді в кінці операції щілину поступово розбирають зверху, що забезпечує майже постійний натиск струменя рідкої міді.

Стационарні відбивні печі застосовують для вогняного рафінування як рідкої, так і твердої чорнової міді, а також для переплавлення і додаткового рафінування катодної міді при виготовленні з неї вайербарсів - злитків особливої форми, що використовують надалі для прокату і волочіння дроту. Рафінувальні печі, що нахиляються (рис. 3.2), конструктивно схожі з горизонтальними конвертерами, але мають велику місткість (до 300 т).



1 – вікно для пальника; 2 – кожух печі; 3 – футеровка; 4 – горловина; 5 – напильник; 6 – вікно для дражніння; 7 – привід повороту печі; 8 – льотка для міді; 9 – фурма.

Рисунок 3.2 – Рафінувальна піч, що нахиляється

У таких печей горловина зміщена зазвичай до одного торця. Її використовують для заливки рідкої чорнової міді, завантаження твердих оборотів і відведення газів.

Бочка печі виготовлена з листової сталі завтовшки до 30 мм. Торцеві кришки сполучені з бочкою за допомогою пружинних амортизаторів для сприйняття лінійного розширення футеровки. Футеровка печі викладена магнезито-хромітовою або магнезитовою цеглиною. Бочка спирається на два бандажі, які спираються на чотири ролики, що центруються, з балансирами. На одному з бандажів передбачено вінець, що входить у зачеплення з шестернею приводу, що складається з двигуна постійного струму потужністю 16 кВт і редуктору.

Для подачі повітря і газоподібного відновника піч обладнано 20 фурмами, які аналогічні тим, що застосовуються в конвертерах. Фурми металевим рукавом сполучені з колектором. До колектора повітря або газ з вертикального трубопроводу підводиться через патрубковий зальниковий ущільненням.

У торцевій кришці розташовується вікно для пальника і введення в піч переносних окислювальних трубок. У протилежній стінці зроблено шлакове вікно. Заливка рідкого конвертерного металу і відведення газів здійснюються через горловину.

Горловина виготовлена із сталевих листів і прикріплена до корпусу печі болтами. Навколо горловини встановлено фартух з листової сталі завтовшки 20 мм. Гази поступають в кесонований напильник, потім в газохід і трубу.

Для випуску міді піч має льотку діаметром 60 мм, що поєднується з віссю бочки при нахилі печі на 60 °. Рафінувальні печі, що нахиляються, мають ряд переваг перед стаціонарними, але придатні тільки для переробки рідкої чорнової міді.

Завантаження через горловину (з великої висоти) масивних злитків чорнової міді приводить до швидкого руйнування футеровки. Вогняне

рафінування міді - періодичний процес. Він складається з послідовних стадій, включаючи підготовку і завантаження печі, плавлення або розігрівання міді, окислювальну обробку розплаву і знімання шлаку, відновну обробку (дражніння) і розливання готової міді. Підготовка рафінувальної печі зводиться до її огляду, закладення вад у футеровці і заправці випускної льотки. Далі проводять завантаження печі.

При рафінуванні твердої міді масивні злитки завантажують в стаціонарну піч через робочі вікна за допомогою завантажувальної машини - шаржирного крану з хоботом. Рідку мідь заливають ковшами по жолобу або через горловину (у печі, що нахиляються); тривалість завантаження - до 2 годин. Розплавлення твердої міді займає до 10 годин. При переробці рідкої міді і невеликої кількості твердих оборотних матеріалів, тривалість цієї стадії значно скорочується.

Період розплавлення і розігрівання розплаву супроводжується частковим окисненням твердої міді і розплаву киснем, присутнім в атмосфері печі. Після розігріву ванни до температури 1200 °С починається стадія окислювального продування міді для видалення домішок з підвищеною спорідненістю до кисню у порівнянні з міддю.

Розплавлену мідь окисляють повітрям, яке вдувають у ванну на глибину 600...800 мм за допомогою занурюваних в розплав сталевих трубок, покритих зовні вогнетривкою обмазкою. Тривалість періоду дражніння досягає 2,5...3,0 годин і визначається ступенем насичення міді киснем при окислювальній продувці.

Після дражніння отримують щільну червону мідь, що містить не більше 0,01 % S та до 0,2 % O₂. Таку мідь розливають в аноди. Для розливання застосовують виливниці, встановлені на горизонтальних розливних машинах карусельного типу. Подачу рідкої міді з печі у виливницю проводять через проміжний ківш, що нахиляється, обладнаний на ряду заводів дозуючим пристроєм, що забезпечує постійність маси анодів.

Цей ківш перериває струмінь міді під час переміщення виливниць. Розливання анодів з печі ємкістю 200...250 т продовжується до 5... 6 годин. Готові аноди мають довжину 800...900 мм, ширину 800...900 мм і товщину 35...40 мм. Маса анодів на різних заводах складає 240...320 кг. Загальна тривалість вогняного рафінування при переробці твердої міді складає близько 24 годин.

За технологією вогняного рафінування частину отриманої катодної міді переробляють у вайербарси - заготовки для отримання дроту. Мідь в цьому випадку додатково очищають від сірки, що перейшла в неї у вигляді механічних захоплень сірчаноокислого електроліту в процесі кристалізації катодного осаду.

Катодну мідь переплавляють в стаціонарних відбивних печах, повністю аналогічних анодним печам. Рафінувальні печі в цьому випадку називають вайербарсовими. Вайербарси розливають на карусельних машинах одночасно по 4 штуки в одну виливницю.

Основний недолік описаного методу рафінування міді - періодичність процесу. Найбільший практичний інтерес на сьогоднішній день представляють технології безперервного рафінування, розроблені фірмою «Мітцубісі» (Японія), і процес «Контіметл» (сумісна розробка ФРН і Бельгії).

3.5 Технологічні показники процесу плавки

1) витягання міді, %:

$$17,34 \cdot 100 / 17,88 = 97,00 \text{ ,}$$

де 17,34 – маса міді, кг;

17,88 – маса міді в шихті, кг;

2) вихід шлаку від мідної плавки, %:

$$55,87 \cdot 100 / 100,00 = 55,87 ,$$

3) витрата на 1 т мідної шихти:

– кварцевий флюс, т	$4,58 / 100 = 0,046,$
– вапняний флюс, т	$2,48 / 100 = 0,025,$
– технічний кисень, м ³	$13,61 \cdot 1000 / 100,00 = 136,1,$
– газ, що відходить, нм ³	$116,9 \cdot 1000 / 100,00 = 1169 ;$

4) міра десульфуризації шихти при плавці, %:

$$19,79 \cdot 100 / 35,17 = 56,28,$$

де 19,79 – маса сірки в газі, що відходить, кг;

35, 17 – маса сірки в шихті, кг.

ВИСНОВКИ

У виробництві міді залежно від складу оброблюваної сировини і стадії технологічного процесу використовуються наступні основні типи печей: відбивні, череневі, канальні. Для конвертування використовують горизонтальні конвертери. У сучасній практиці мідної промисловості використовують конвертери місткістю по міді 40, 75, 80 і 100 т. Довжина конвертерів 6...12 м, діаметр 3...4 м. Число фурм 32...62, внутрішній діаметр фурм 40...50 мм. Для рафінування використовується відбивна піч з горизонтальним робочим простором. Внутрішні розміри сучасних відбивних печей наступні: довжина 28...35 м, ширина 6...10 м, висота від склепіння до поду 4,0...4,5 м. Площа поду (лещаді) таких печей коливається від 180 до 350 м².

Основні технологічні показники процесу плавки: витягання міді: 97,00 %, вихід шлаку від мідної плавки, 55,87 %: витрата на 1 т мідної шихти: кварцевий флюс - 0,046 т, вапняний флюс - 0,025, технічний кисень, 136,1 м³, газ, що відходить, - 1169 м³, міра десульфуризації шихти при плавці, 56,28%:

Розливання анодів з печі ємкістю 200...250 т продовжується до 5... 6 годин. Готові аноди мають довжину 800...900 мм, ширину 800...900 мм і товщину 35...40 мм. Маса анодів на різних заводах складає 240...320 кг. Загальна тривалість вогняного рафінування при переробці твердої міді складає близько 24 годин.

Мідь переплавляють в стаціонарних відбивних печах. Рафінувальні печі в цьому випадку називають вайербарсовими. Вайербарси розливають на карусельних машинах одночасно по 4 штуки в одну виливницю. Основний недолік описаного методу рафінування міді - періодичність процесу. Найбільший практичний інтерес на сьогоднішній день представляють технології безперервного рафінування, розроблені фірмою «Мітцубісі» (Японія), і процес «Контіmelт» (сумісна розробка ФРН і Бельгії).

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Зеликман, А. Н. *Металлургия редких металлов* [Текст]: учебник / А. Н. Зеликман, Б. Г. Коршунов. – 2 изд., перераб. и доп. – М.: *Металлургия*, 1991. – 432 с. – Библиогр.: с.429–431. – 4060 экз.– ISBN 5–229–00743–5.
2. Зеликман, А. Н. *Металлургия тугоплавких редких металлов* [Текст]: учебник / А. Н. Зеликман. – М.: *Металлургия*, 1986. – 440 с. – Библиогр.: с.438–439. – 3450 экз.
3. Коленкова, М. А. *Металлургия рассеянных и легких редких металлов* [Текст] / М. А. Коленкова, О. Е. Крейн. – М.: *Металлургия*, 1977. – 360 с. – Библиогр.: с.359–360. – 3300 экз.
4. Тарасов, А. В. *Металлургия титана* [Текст] / А. В. Тарасов. – М.: ИКЦ “Академкнига”, 2003. – 328 с. – Библиогр.: с.326–327. – 2000 экз.– ISBN 5–94628–041–4.
5. Грицай, В. П. *Металургія кольорових металів. Ч.5. Металургія важких металів. Кн.1. Технологія свинцю та цинку* [Текст]: Підручник / В. П. Грицай, В. М. Бредихін, І. Ф. Червоний, В. І. Пожуєв, М. О. Маняк, О. В. Рабинович, О. І. Шевелєв, В. С. Ігнат'єв / За заг. ред. д.т.н., проф. Червоного І. Ф. – Запоріжжя: ЗДІА, 2011. – 480 с. – Бібліогр.: с.478–479. – 300 прим.– ISBN 978-966-8462-50-3.
6. Грицай, В. П. *Металургія кольорових металів. Ч.5. Металургія важких металів. Кн.2. Технологія міді та нікелю* [Текст]: Підручник / В. П. Грицай, В. М. Бредихін, І. Ф. Червоний, В. І. Пожуєв, М. О. Маняк, О. В. Рабинович, О. І. Шевелєв, В. С. Ігнат'єв / За заг. ред. д.т.н., проф. Червоного І. Ф. – Запоріжжя:ЗДІА, 2011. – 448 с. – Бібліогр.: с.447–448. – 300 прим.– ISBN 978-966-8462-50-4.
7. Зайцев, В. Я. *Металлургия свинца и цинка* [Текст] / В. Я. Зайцев, Е. В. Маргулис. – М.: *Металлургия*, 1985. – 263 с. – Библиогр.: с.261–262. – 2000 экз.

8. Матвеев, Ю. Н. Технология металлургического производства цветных металлов (теория и практика) [Текст]: учебник / Ю. Н. Матвеев, В. С. Стрижко. – М.: Металлургия, 1986. – 368 с. – Библиогр.: с.365. – 3800 экз.

9. Грицай, В. П. Основы металургії [Електронний ресурс] : навч.-метод. посібник для студ. ЗДІА напряму 6.050503 "Машинобудування" / В. П. Грицай ; ЗДІА. - Запоріжжя : ЗДІА, 2011. - 149 с.

10. Грицай, В. П. Расчеты по металлургии цинка: Методические указания для проведения практических занятий, выполнения курсовой и контрольных работ [Текст] : Для студ. ЗГИА по дисц. "Металлургия тяжелых металлов" (спец. 7.090402), "МЦМ" (спец. 6.090401, 6.090402, 6.090404), "Основы металлургии" (спец. 6.090218), "Система технологий" (спец. 6.050201) днев. и заоч. форм обучения / В. П. Грицай, В. Н. Косенко ; ЗГИА. - Запорожье : ЗГИА, 2005. - 31 с.

11. Воскобойников, В. Г. Общая металлургия [Текст] : учебник для вузов / В. Г. Воскобойников, В. А. Кудрин, А. М. Якушев. - 6-е изд., перераб. и доп. - М. : Академкнига, 2005. - 767 с. : ил. - ISBN 5-94628-062-7

12. Уткин, Н. И. Производство цветных металлов [Текст] / Н. И. Уткин. - М. : Интермет Инжиниринг, 2000. - 442 с. : ил. - ISBN 5-89594-030-7