

Міністерство освіти і науки України
Запорізька державна інженерна академія



В.М. Печеннікова

МЕТАЛУРГІЯ БЛАГОРОДНИХ МЕТАЛІВ

КОНСПЕКТ ЛЕКЦІЙ

для студентів ЗДІА

спеціальності 7.090402 “Металургія кольорових металів”

**Запоріжжя
2006**

Міністерство освіти і науки України
Запорізька державна інженерна академія

МЕТАЛУРГІЯ БЛАГОРОДНИХ МЕТАЛІВ

КОНСПЕКТ ЛЕКЦІЙ

для студентів ЗДІА

спеціальності 7.090402 “Металургія кольорових металів”

*Рекомендовано до видання
на засіданні кафедри МКМ,
протокол № 20 від 22.05.2006 р.*

Металургія благородних металів. Конспект лекцій для студентів ЗДІА спеціальності 7.090402 “Металургія кольорових металів” /Укл.: В.М. Печеннікова. – Запоріжжя, 2006. – 75 с.

Конспект лекцій призначено для студентів спеціальності «Металургія кольорових металів», що вивчають дисципліну «Металургія благородних металів». Конспект містить головні положення дисципліни за базовими темами. Матеріал надано у необхідному обсязі та в логічній послідовності, починаючи з методів ціанування, вилуговування та завершуючи переробкою упорних руд, гравітаційних концентратів та афінажем металів.

Укладач: ***В.М. Печеннікова, доцент***

Відповідальний за випуск : ***зав. кафедрою МКМ***

професор І.Ф. Червоний

Зміст

1 ПРАКТИКА ЦІАНУВАННЯ	4
1.1 Методи ціанування	4
1.2 Вилуговування просоченням	5
1.2.1 Загальні положення	5
1.2.2 Практичне здійснення процесу вилуговування просоченням	8
1.3 Вилуговування перемішуванням пульпи	17
1.3.1 Особливості процесу	17
1.3.2 Згущування	18
1.3.3 Загальні умови розчинення золота при вилуговуванні перемішуванням	23
1.3.4 Практичне здійснення вилуговування пульп перемішуванням	25
2 ОСАДЖЕННЯ БЛАГОРОДНИХ МЕТАЛІВ З ЦІАНІСТИХ розчинів	30
2.1 Осадження цинком	30
2.1.1 Фізико-хімічні основи процесу	30
2.1.2 Практика процесу	36
3 ПЕРЕРОБКА УПОРНИХ РУД І ГРАВІТАЦІЙНИХ КОНЦЕНТРАТІВ	54
4 ЗГУЩУВАННЯ І ФІЛЬТРАЦІЯ ЦІАНІСТИХ ПУЛЬП	71

1 ПРАКТИКА ЦІАНУВАННЯ

1.2 МЕТОДИ ЦІАНУВАННЯ

Ціаністий процес був упроваджений в гідрометалургію золота наприкінці дев'ятнадцятого століття, коли збагачувальної і гідрометалургійної апаратури ще не існувало. Вартість тонкого подрібнення у той час була високою, не були розроблені прийоми безперервного вилуговування, обезводнення та фільтрації великих мас тонкоподрібненого матеріалу. Тому в перший період впровадження ціаністого процесу використовували установки для обробки грубозернистого матеріалу методом просочування. Такий прийом обробки не припускав присутності в матеріалі глини, мулу та взагалі тонкоподрібненого матеріалу. Внаслідок цього перед гідрометалургійною обробкою просочуванням необхідно було відокремити мулисту частину матеріалу класифікацією (відмочуванням). Одержану ж зернисту частину (піски, ефеля) обробляли методом просочування в чанах. Відокремлений тонкоподрібнений матеріал (мул) складували для обробки в подальшому.

В результаті вдосконалення апаратури для вилуговування (створення чанів з перемішуванням пульпи) було упроваджено в практику і широко розповсюдився процес так званого роздільного ціанування пісків і мулу. По цій схемі зернисту фракцію (піски) обробляли методом просочування (перколяцією), фракцію мула - методом перемішування (агітацією). З розвитком техніки подрібнення, згущування і фільтрування та з переходом до обробки руд з тонковкрапленним золотом стали піддавати тонкому подрібненню всю масу руди та вилуговувати всю пульпу в чанах з інтенсивним перемішуванням мула по повному процесу. В деяких випадках (при тонковкрапленому золоті) під час обробки по схемі повного процесу мула всю руду піддають тонкому подрібненню до $-0,074$ мм і навіть $-0,043$ мм. Але якщо характер вкрапленості золота не вимагає та-

кого подрібнення, то ціанують пульпу з грубо подрібненим матеріалом, наприклад до $-0,3$ мм.

В даний час більшість фабрик, що витягують золото, працюють із застосуванням вилуговування при перемішуванні пульпи. Проте і вилуговування зернистої фракції руди методом просочування збереглося на деяких підприємствах.

ВИЛУГОВУВАННЯ ПРОСОЧУВАННЯМ

Загальні положення

Вилуговування просочуванням розчину застосовується для обробки руд, легко доступних проникненню ціаністих розчинів до частинок золота при відносно крупному помолі.

Таке подрібнення руди дозволяє здійснювати просочування розчинів через значний шар руди. Для цього способу обробки руд один з головних показників - загальна кількість розчинів, що просочуються через пісок протягом певного часу (тобто швидкість просочування), який залежить від гранулометричної характеристики оброблюваного матеріалу та способу його завантаження в чан. Швидкість просочування звичайно вимірюється в сантиметрах на годину. Достатньою швидкістю просочування вважається швидкість, що дорівнює 5 см/год. Швидкість просочування в загальному вигляді може характеризуватися рівнянням Дарсі:

де Q - швидкість просочування;

K - константа проникності постіль;

A - площа перерізу стовпа завантаження;

p - падіння тиску при протіканні через постіль;

h - висота стовпа завантаження (постілі);

- в'язкість розчину.

Константа проникності матеріалів, що просочуються, змінюється у широких межах, що практично утрудняє застосування формули Дарсі для аналітичного розрахунку швидкості вилуговування. У кожному окремому випадку її слід визначати експериментально.

Для умов просочення шматків руди вилуговуючим розчином вельми суттєве значення має структура її окремих шматків (тріщини, капілярні канали). Разом з цим суттєве значення для просочування розчину має характер взаємного розташування шматків або частинок оброблюваного матеріалу при укладанні в чан. Взаємне розташування частинок і їх асортимент по крупині (гранулометрична характеристика) визначають кількість і розмір міжчасткових пор, доступних заповненню розчином, а отже, й умови просочування розчину.

Для наочної геометричної характеристики розташування частинок звичайно вводиться уявлення про елементарні осередки, що визначають розташування частинок. Форма цих осередків характеризується перетином по площинах, проведених через центри частинок, які умовно прийняті кулястої форми і однакового розміру (рис.1).

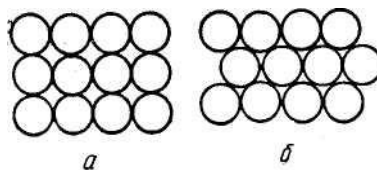


Рис.1. - Укладання кулястих частинок:

- a* - кубічна, пористість 47,64 %;
- б* - ромбічна, пористість 25,96 %

Об'єм пор буде найбільшим у разі кубічного розташування частинок і складає 47,64 % від загального об'єму; при ромбоедричному розташуванні об'єм складає 25,96 %. Визначення пористості завантаження зернистого матеріалу важливо для практичної оцінки кількості розчину, що вміщується при просоченні подрібненої руди.

Знаючи щільність матеріалу та пористість, неважко знайти кількість води або ціаністого розчину, необхідне для заповнення пор і для витіснення при подальшій промивці (Mс). Так, для ромбоедричного розташування частинок пористість – 26 % і при щільності матеріалу 2,7 одержуємо кількість розчину, що заповнює пори: $Mс = 26 \cdot 100 / 74 \cdot 2,7 = 13,1$ % від маси твердого. У разі кубічного розташування частинок пористість буде складати 47,5 % і $Mс = 47,5 \cdot 100 / 2,7 = 38,5$ %.

Проникнення розчинника в пори і канали руди пов'язане з рухом рідини по цих каналах та з дифузією, як самого розчинника, так і продуктів взаємодії реагентів з мінералами. При цьому значну роль відіграють капілярні явища, засновані на змочуванні частинок руди розчином. Просочення породи розчином залежить від того, наскільки гідрофільною є її поверхня. Тому для проникнення розчину велике значення має дія реагентів, що приводить до фіксації на мінеральній поверхні активних речовин. Створення останніми гідрофільної плівки сприяє змочуванню мінеральної поверхні розчином і проникненню його у всі пори, тріщини та капілярні канали. Гідрофільні поверхнево-активні речовини надають позитивну дію в різних процесах вилуговування, особливо при вилуговуванні значнокускового матеріалу. Порожнечі у руді, що вилуговують, утворені зламами в площинах розшарування порід, дрібними порами, які можуть утворювати капілярні канали. У однорідних породах просочення розповсюджується на всіх напрямках приблизно з однаковою швидкістю. У тріщинуватих породах воно розповсюджується спочатку по основних каналах, а потім розчин поступає в канали меншого перерізу та в пори. Цей вторинний процес протікає значно повільніше, внаслідок чого шматки руди вилуговують і промиваються нерівномірно.

Успіх вилуговування визначається також розчинністю у розчині, що вилуговує, газів, поміщених в порожнечах, порах, капілярах і адсорбованих пове-

рхнею мінералів. Розчинення газу, що міститься в каналах і порах руди, може значно прискорити просочення матеріалу розчинами.

1.2.2 Практичне здійснення процесу вилуговування просочуванням

Ціанування методом просочування (перколяція) засноване на контакті ціаністих розчинів з частинками руди і золота, під час якого відбувається розчинення золотинок, і подальшої природної вільної фільтрації розчинів через шар подрібненої руди (піску). Для цього піски завантажують до чану для вилуговування, що має днище, що фільтрує (рис.2), заливають ціаністим розчином, який дренують через певний проміжок часу. Потім завантаження чану промивають спочатку слабкішим розчином в порівнянні з первинним, а потім водою для остаточного відмивання золота, що перейшло в розчин і вільного ціаниду, що залишилися в утриманій піском волозі. Золотовмісні розчини, пройшовши через товщу пісків, витікають через кран, встановлений в стінці чану між дном і фільтром, і прямують на осадження з них золота. Зневоднені і обеззолочені піски через отвір в днищі вивантажують і транспортують у відвал.

Вилуговування просочуванням є найбільш простим і дешевим способом ціанування. Він вимагає нескладного обладнання та порівняно з процесом вилуговування перемішуванням дуже невеликої витрати енергії.

Чани для вилуговування пісків просочуванням виготовляють з дерева або листової сталі. Перевага дерев'яних чанів - в їх меншій вартості та простоті збірки, яку можна здійснювати на місці. Головні недоліки дерев'яних чанів - вбирання розчинів стінками і можливість витоку розчинів через щілини. Залізні чани з 5-10 мм стали дорожче дерев'яних, але вони міцніше за них, можуть бути виготовлені великої місткості та майже виключають витік розчинів.

Звичайно на підприємствах з невеликою продуктивністю місткість чанів знаходиться в межах 75-100 т пісків, на великих підприємствах місткість чанів доходить до 800 т пісків.

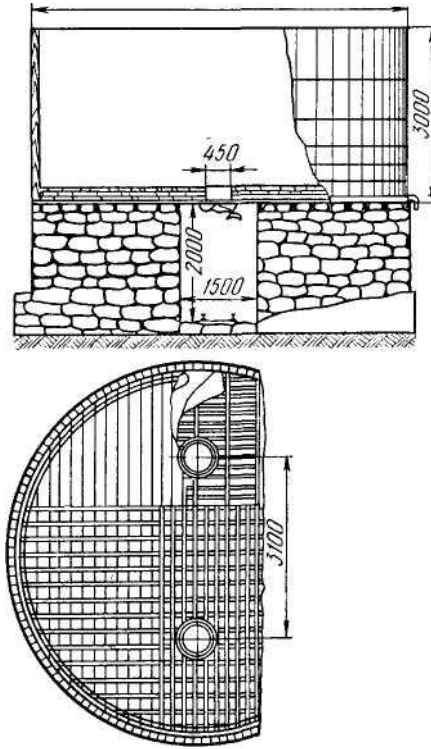


Рис. 2. Чан для ціанування просочуванням

Глибину чана беруть залежно від фільтруючої спроможності пісків; її можна на тому узяти тим більше, чим вище швидкість просочування. В середньому її приймають в межах 2,0-2,5 м. Для чисто кварцових руд глибина чану може бути доведена до 3,5-4,0 м, а для поволі фільтруючих матеріалів вона зменшується до 1,5 м. Діаметр чана визначається виходячи із заданої місткості, тому він змінюється в широких межах.

Звичайно чан для вилуговування має помилкове дно, яке служить фільтром. Цей фільтр споруджують з брусів, що укладаються паралельно. На нижній ряд брусів перпендикулярно до них накладають другий ряд брусів меншого перерізу і на меншій відстані один від одного. На верхній ряд брусів настиляють зшитий з полотна круг. Краї полотна ущільнюють у стінок чану. На полотно настиляють рогожі або мати, на які накладають планки перпендикулярно до ряду

брусів, лежачих під полотном. Замість брусчатих ґрат для фільтрів іноді застосовують ложні днища з дощок з просвердленими отворами.

Для вивантаження обробленого піску в дні чана влаштовують вивантажні отвори - люки діам. 375-400 мм, що щільно закриваються чавунними кришками. Для випуску розчинів під фільтром у самого дна в стінці чану роблять одне або декілька отворів, в які вставляють залізні труби діам. 25-75 мм з кранами.

Чани розташовують на опорних балках, що укладаються на відстані 50 см одна від одної. Балки лежать на дерев'яних, кам'яних або металевих фундаментах. Висота фундаменту та його конструкція повинні дозволяти здійснювати вивантаження вилужених пісків і транспортування їх у відвал.

Швидкість просочування розчинів визначається величиною та формою частинок, ступенем їх однорідності, методом укладання, а також висотою навантаження, тиском і температурою.

Мінералогічний склад пісків також впливає на швидкість просочування. Величина і форма частинок визначають розміри і загальний об'єм проміжків або пор, від яких, в основному, і залежить швидкість просочування. Ця швидкість, природно, зростає із збільшенням пористості навантаження. Тому грубозернистий матеріал вилуговується просочуванням з більшою швидкістю, ніж матеріал дрібнозернистий. При однорідних зернах незалежно від їх розміру (до певної межі) швидкість просочування більше, і розчин від пісків відділяється повніше. Наприклад, в деяких випадках розчини добре просочуються через кристалічний матеріал навіть при дуже дрібних розмірах частинок (наприклад -74 + 43 мкм) за умови, що вони є достатньо однорідними. Деякий вплив на швидкість просочування робить висота навантаження піску. При найбільш часто вживаному напрямі руху розчинів через навантаження зверху вниз швидкість просочування дещо зменшується із збільшенням висоти шару піску внаслідок зростання опору

руху розчинів, але це підвищення опору непропорційно збільшенню висоти навантаження.

Разом з швидкістю просочування розчинів велике значення для успішності протікання процесу вилуговування має рівномірність фільтрації розчинів через завантаження чану. Ця рівномірність протікання розчинів у всіх ділянках об'єму завантаження забезпечує вищий ступінь витягування золота. Для забезпечення такої рівномірності фільтрації розчинів завантаження чану повинне володіти однаковою щільністю та опором в окремих шарах за всіма перетинами чану.

Присутність мула, навіть в тому випадку, якщо він рівномірно розподілений всією масою піску, значно уповільнює швидкість просочування розчинів, збільшує тривалість обробки та, в цілому, знижує витягування золота. Мул утрудняє промивку і затримує золотовмісні розчини, утруднюючи їх витіснення. Тому при великому вмісті мула обробка піску просочуванням звичайно стає недоцільною і навіть технічно неможливою. В середньому можна вважати, що однорідний за розмірами добре класифікований пісок утримує вологу 10%, змішаний по крупині (без мула) 15% вологи. Пісок, неоднорідний по крупині, залежно від вмісту мула утримує ~30% волога і більш. Відповідно залишковому вмісту розчину утримується і золото. З сказаного вище видно, наскільки велике значення в успіху вилуговування просочуванням відіграє попередня класифікація завантаженого в чан матеріалу. Хороша класифікація, зокрема відділення мула, забезпечує велику швидкість і рівномірність фільтрації розчинів, меншу тривалість обробки піску і вище витягання золота.

При заповненні чанів пісками необхідно прагнути до одержання однорідного по будові рихлого завантаження, оскільки із зменшенням щільності маси піску зростає її пористість і, отже, полегшується просочування розчинів. Разом з тим менша щільність навантаження сприяє кращій аерації пісків, тобто насиченню їх киснем.

Для завантаження пісків в чани застосовуються різні способи укладання.

При механічному завантаженні піски доставляються за допомогою системи стрічкових транспортерів. Піски можна завантажувати в будь-який чан з тих, над якими в цей час встановлені транспортери. Розвантаження здійснюється за допомогою спеціального розвантажувального візка, що пересувається по рейках, прокладених по обидві сторони від стрічки.

Гідравлічне завантаження пісків застосовують для продуктів мокрого подрібнення і класифікації. Одержані в результаті класифікації піски дуже часто розбавляють водою і самопливом по жолобам транспортують в чан через розподільний пристрій. Піски осідають в чані, надлишок води стікає через кільцевий жолоб. Після заповнення чана піски зневоднюються природною фільтрацією через фільтр ложного дна.

Завантаження за допомогою жолобів здійснюється або через один жолоб над кожним чаном, або через чотири радіальні жолоби над кожним чаном.

Напрямок руху вилуговуючих розчинів може бути зверху вниз (низхідне), від низу до верху (висхідне) або змішане. Найчастіше практикується заливка розчинів і просочування їх вниз через навантаження під дією гравітаційної сили. Недолік цього способу - швидке замулювання поверхні фільтру дисперсними частинками руди, захоплюваними розчинами під час руху зверху вниз. Рух розчинів під деяким натиском знизу відбувається швидше природної фільтрації. Окрім того, повітря, що знаходиться в порах завантаження, легше витісняється, не відбувається забивання пор фільтру. Під час руху розчинів від низу до верху вони віддаляються зверху чану по кільцевому жолобу. Подача розчинів знизу складніше, вимагає напірних баків або насосів і тому застосовується рідко.

Кількість розчинів, яка може бути ввібраною навантаженням пісків в чані, підраховується на основі щільності та об'ємної маси матеріалу, що вилуговують.

Звичайно вилуговування золота просочуванням здійснюють послідовною заливкою порцій ціанистих розчинів убуваючої концентрації. Перші міцні розчини містять 0,1-0,2% NaCN (або іншого ціаниду), середні 0,05-0,08% NaCN і слабкі 0,03-0,05% NaCN. Загальна кількість всіх розчинів, що проходять через навантаження чана, коливається від 0,8 до 2,0 частин (за масою) на 1 частину (за масою) сухих пісків, найчастіше це відношення беруть рівним 1,5. Концентрація розчинів і їх загальна кількість залежать від характеру оброблюваного матеріалу і у кожному окремому випадку встановлюються дослідним шляхом.

Розчини в чани заливають порційно і рідше безперервно. При першому способі навантаження спершу заливають концентрованим розчином, який після певного часу контакту з піском дренають, і кожен наступний розчин заливають лише після повного стікання попереднього розчину. При безперервному просочуванні розчини закачують по мірі пониження рівня їх в чані.

Перевагу над періодичною (порційною) заливкою розчинів звичайно віддають безперервній, оскільки при дренаванні розчинів в пори завантаження втягується повітря, необхідне для розчинення золота. За даними практики, періодичне вилуговування в деяких випадках дає вище витягування золота.

При періодичному (порційному) вилуговуванні звичайно встановлюють такий порядок заливки розчинів. Спочатку в чани заливають концентрований розчин в кількості від 25 до 50% від маси сухих пісків. Після насичення навантаження розчином і наповнення чана на 50-75 см вище за поверхню пісків здійснюється контакт пісків з розчинами протягом певного часу (6-24 год.). За цей час навантаження повністю просочується розчинами, і велика частина золота переходить в розчин. Тривалість контакту не повинна бути надмірною. В умовах нерухомих розчинів процес дифузії кисню і аніонів ціаниду протікає поволі і розчин, що оточує частинки золота, насичається комплексним ціанідом золота і знекислюється. Внаслідок цього подальше розчинення золота сповільнюється, а потім і

зупиняється. Тому подальше подовження часу контакту навантаження з розчином вже буде даремним. Оптимальну тривалість контакту з розчином звичайно визначають дослідним шляхом.

Після необхідного контакту з концентрованим розчином останній дренають через фільтр і направляють на осадження золота. Після відділення основної маси концентрованого розчину (припинення стікання) навантаження звичайно провітрюють декілька годин (6-12 год.) для насичення киснем. Наступний цикл обробки - заливка середніх розчинів і повторення всіх операцій. Після дренажу розчинів середньої концентрації і аерації слідує обробка навантаження по тій же схемі слабкими розчинами і промивка водою. Як правило, кількість промивної води, щоб уникнути збільшення загального об'єму розчинів, не повинна перевищувати кількість води, що йде у відвал з хвостами, втраченої в результаті течі, випаровування, також такої, що скидається у відвал з метою оновлення розчинів при накопиченні в них забруднень.

Іноді для прискорення фільтрування розчинів в кінці дренавання застосовують вакуум. Під дією вакууму прискорюється фільтрування, що скорочує час обробки, піски повніше зневоднюються, краще насичаються повітрям, витягування золота підвищується. Робота під вакуумом знаходить застосування при вилуговуванні тонких або некласифікованих пісків, в капілярах яких затримується багато розчину. Проте в цьому випадку фільтр швидко забивається ілами.

В деяких випадках навантаження пісків продувають стислим повітрям з метою окислення відновників (переведення закисних солей заліза в оксидні) і прискорення розчинення золота. Стисле повітря під тиском $0,5 \text{ кг/см}^2$ вводять під фільтр.

Після обробки ціаністими розчинами піски можна вивантажувати різними способами:

- сухе вивантаження пісків уручну;

- сухе механізоване вивантаження за допомогою дискового екскаватора;
- гідравлічне вивантаження.

Вивантаження пісків з чана уручну здійснюється через люки в днищі чанів. Через відкриті люки піски вивантажують у вагонетки, на яких вилужений матеріал транспортують по рейках у відвал. Іноді для транспорту хвостів у відвал застосовують стрічкові конвеєри. Цей спосіб малопродуктивний і застосовується лише на дрібних підприємствах.

Вивантаження за допомогою дискового екскаватора знайшло застосування на деяких закордонних підприємствах при розвантаженні чанів великої місткості. Перевага такого методу - швидкість розвантаження при малій витраті енергії.

Гідравлічне вивантаження здійснюють вимиванням пісків з чана сильним струменем води через канал (свердловину), зроблений заздалегідь в навантаженні. Розмиті піски стікають в жолоб і зносяться у відвал. Цей спосіб вимагає 3-6 т води на 1 т піску. Воду подають під тиском 1,5-3,0 кг/см². При достатній кількості води і сприятливому рельєфі місцевості гідравлічний спосіб вивантаження дешевий і простий в оформленні.

Тривалість обробки піску залежить від ступеня механізації заповнення і вивантаження чанів, швидкості просочування, кількості розчинів і режиму обробки, визначеного речовинним і гранулометричним складом пісків. На практиці тривалість повної обробки одного навантаження пісків в середньому складає 4-8 діб. При обробці погано класифікованих пісків тривалість обробки може зростати до 10 і навіть 14 діб. Тривалість обробки пісків - важливий техніко-економічний чинник, оскільки він визначає розміри і вартість устаткування, продуктивність підприємства і вартість обробки.

Витрата реагентів залежить від характеру оброблюваного матеріалу і складає 0,25-0,75 кг ціаниду (по NaCN) і 1-2 кг вапно на 1 т сухого піску.

Витягування золота при ціануванні пісків методом просочування залежить від розмірів частинок золота і характеру його асоціації з іншими мінералами, кількості сульфідів і поглиначів ціаниду, що фільтрує здібності пісків, тривалості обробки, кількості і концентрації розчинів по ціаніду. Витягування золота підвищується з поліпшенням фільтруючої спроможності пісків і із зменшенням кількості затримуваних ними розчинів.

Велике значення має ретельність відмивання розчиненого золота. Чим дрібніше золото, чим повніше воно є голим, тим швидше воно розчиняється в ціаністих розчинах і тим вище його витягування. Тому вище витягування повинне виходити при тоншому подрібненні матеріалу. Проте збільшувати ступінь подрібнення пісків можна лише до тих пір, поки внаслідок цього додатково витягуване золото виправдовує вартість тоншого подрібнення. Окрім того, збільшення тоніни помелу зменшує швидкість просочування, що збільшує час обробки і експлуатаційні витрати. З позицій економіки слід також вирішувати питання про доцільність підвищення концентрації розчинів.

Вилуговування золота просочуванням є найпростішим і дешевшим способом ціанування золотовмісних руд. Він дозволяє використовувати вельми просте устаткування, вимагає невеликої витрати енергії та при відповідній підготовці матеріалу для деяких типів руд дає цілком задовільні результати. Недоліком методу просочування порівняно з вилуговуванням перемішуванням пульпи є тривалість процесу, громіздкість устаткування, що вимагає великої кубатури будівель, і, як правило, нижче витягування золота. Але метод просочування набуває переваг перед методом вилуговування завдяки перемішуванню при обробці бідних руд, які не можуть виправдати тонкого подрібнення і які містять золото і срібло, легко витягуються навіть при повільній фільтрації ціаністих розчинів через подрібнену руду.

Ефективність і техніко-економічні показники процесу вилуговування просочуванням можуть бути підвищені застосуванням наступних заходів:

- ретельніша класифікація пісків з метою прискорення просочування і зменшення кількості розчинів, що затримуються пісками;
- механізація процесів заповнення і вивантаження чанів;
- застосування вакууму для прискорення фільтрування і зниження залишкової вологості пісків;
- штучна аерація пісків для прискорення розчинення золота і зниження витрати ціаниду.

1.3 Вилуговування перемішуванням пульпи

1.3.1 Особливості процесу

Вилуговування перемішуванням пульпи - ефективніший процес порівняно з вилуговуванням просочуванням. Ця велика ефективність обумовлена, в першу чергу, прискоренням оновлення розчинів навколо частинок і інтенсивнішим окислюванням розчинів порівняно з розчинами, що знаходяться в стані спокійного контакту. Тому ціанування перемішуванням при однаковому ступені подрібнення дає вище витягання золота порівняно з методом ціанування просочуванням. Як правило, для повнішого розкриття золота перед вилуговуванням перемішуванням застосовують тонше подрібнення руд. Тому в цьому випадку великого значення набувають питання обезводнення - згущування і фільтрація. Оскільки з млинів виходить сильно розріджена пульпа ($P : T = 5 : 1$, а іноді і вище), перед вилуговуванням, здійснюваним при $P : T = 2 : 1$, а іноді і $1,5 : 1$, необхідно проводити згущування. Операцію згущування часто проводять і після вилуговування перед фільтрацією. Тонке подрібнення руди і фільтрація пульпи, мула, - енергоємні операції. Тому вилуговування перемішуванням пульп порівняно з вилуговуванням просочуванням вимагає вищої витрати енергії.

1.3.2 Згущування

Згущування - наступний після подрібнення етап обробки пульпи. Воно полягає в частковому обезводненні пульпи відстоюванням - осіданням твердих частинок на дно чана-згущувача і зливом освітленого розчину. В більшості випадків в матеріалі, що осів, залишається близько 50% (за масою) води, що відповідає відношенню $P : T = 1 : 1$. Межа згущування залежить від крупини, щільності і фізико-хімічних властивостей подрібнених частинок оброблюваної руди.

Частинки, що містяться в пульпі, звичайно сильно розрізняються за розмірами. Разом з порівняно крупними зернистими частинками (понад 0,1 мм) в пульпі звичайно міститься значна кількість частинок розміром в декілька мікрон і навіть дрібніше (менше 0,001 мм). Крупніші частинки осідають швидше, а дрібні утримуються в зваженому стані протягом довгого часу.

Осідаюча частинка рухається спочатку прискорено, але через деякий проміжок часу, коли опір тертя середовища зрівноважить дію сили тяжіння, вона набуває постійної швидкості і падає рівномірно. У разі вільного (необмеженого) падіння швидкість падіння частинок може бути обчислена за відомою формулою Стоксу. Проте цю формулу можна застосовувати лише для зернистого матеріалу з розмірами частинок крупніше 0,5 мкм, оскільки осадження дрібніших частинок гальмується явищем пептизації, коли унаслідок броунівського руху частинки можуть знаходитися в зваженому стані дуже довгий час.

Дуже часто тонкі фракції сульфідних і нессульфідних рудних пульп, що за розмірами частинок не належать до дійсних колоїдів, є носіями колоїдних властивостей. Пептизація таких мінеральних частинок сильно утрудняє процес згущування. Найголовніші носії колоїдних властивостей - тонко дисперсні мінерали: глинисті речовини, колоїдна кременева кислота (гідратована SiO_2), багато окислених мінералів важких металів, шламисті фракції багатьох сульфідних мінералів.

Пептизація колоїдних частинок, як відомо, створюється в результаті адсорбції на їх поверхні заряджених однойменних іонів. В результаті цього диспергована речовина набуває деякого заряду, а в дисперсійному середовищі залишається надлишок іонів протилежного знаку. Тому однойменно заряджені частинки, відштовхуючись, залишаються в зваженому стані і не осідають. В цьому випадку для поліпшення відстоювання необхідно укрупнити частинки флокуляцією їх (злипанням) в крупніші агрегати. Для цього в розчин вводять речовини, які утворюють в розчині іони, що володіють спроможністю адсорбуватися на поверхні дисперсної фази і що мають заряд, протилежний заряду спочатку адсорбованих іонів, що створюють стійкість системи. При введенні коагулятора заряди дисперсних частинок нейтралізуються, частинки дістають можливість з'єднання в крупніші пластівці (флокули) і швидко осідають на дно згущувача. Зрозуміло, що для оптимальної дії коагулятора вводити його потрібно в кількостях, необхідних для нейтралізації зарядів спочатку адсорбованих іонів. Надмірна кількість коагулятора може перезарядити дисперсні частинки (надати їм заряд протилежного знаку) і привести до зворотного диспергування частинок. При адсорбції колоїдними частинками багатовалентних іонів порівняно з іонами меншої валентності виходять ефективніші результати як у разі флокуляції, так і при диспергуванні.

При відстоюванні режим осідання твердих частинок залежить як від ступеня флокуляції або дефлокуляції, так і від ступеня розрідження пульпи. Відношення $P : T$ в пульпі впливає на швидкість відстоювання. Проте цей вплив має складний характер. Збільшення ступеня розбавлення покращує відстоювання, але разом з цим при підвищенні вмісту твердого в пульпі прискорюється процес флокуляції (коагуляції).

При певному (невеликому) розрідженні пульпи частинки флокульованої суміші опускаються всією масою і верхній шар рідини стає практично прозорим (світлим). Рідина витісняється вгору унаслідок осідання твердої речовини. Відста-

ні між окремими частинками зменшуються, відбувається ущільнення пульпи. В умовах стиснення пульпи визначення швидкості падіння частинок по формулі Стоксу робиться неможливим, оскільки окремі агрегати частинок непостійні за розмірами, мають різну форму, стикаються між собою і містять всередині розчин (воду).

Практично, як вже було сказано, флокуляція є важливим чинником в прискоренні процесу згущування. Її протікання залежить від добавки електролітів, деяких колоїдів, температури і визначеного для кожної пульпи ступеня розрідження. Як коагулятор часто використовують найбільш дешевий реагент-вапно, яка одночасно виконує роль захисного лугу. Для розбавлених пульп ($P : T = 20 : 1$) при концентрації вапна 0,02% підвищується швидкість відстоювання на 35%. При більш розбавленій пульпі така ж кількість вапна збільшує швидкість відстоювання всього на 4%.

Введення вапна в розбавлену пульпу разом з дією на швидкість відстоювання прискорює перехід до консолідованого осадження. У щільних пульпах такого ефекту не спостерігається.

Мінералогічний склад руди і навіть деякі компоненти, що містяться в ній в малих кількостях, сильно впливають на ефект флокуляції, що відбувається в результаті дії різних реагентів. Наприклад, за дослідженням І.К.Скобеєва, деякі сульфідні мінерали (пірит, піротин та інші) і гідрофільні глинисті речовини в процесі коагуляції утворюють суцільні сітчасті структури, що утримують великі кількості розчинів, що знижує ефект обезводнення згущуванням. Підвищення температури звичайно помітне прискорює відстоювання пульп. Вважається, що нагріванням пульпи можна збільшити продуктивність згущувача на 10-20%.

У останні 10-15 років для прискорення згущування пульп широко застосовуються як флокулянти високомолекулярні сполуки. Випробування різних фло-

кулянтів при згущуванні вапняно-ціаністих пульп виявило найбільшу флокулювальну здатність у катіонно-аніонних сполук, зокрема для поліакриламідів.

Поліакриламід значно прискорює осадження всіх пульп в початковий період згущування, в так званій зоні вільного падіння частинок. Введення в пульпу всього 10 г флокулянта на 1 т руди збільшує швидкість осадження в 2-4 рази. Використання поліакриламідів скорочує тривалість згущування, але не завжди зменшує вологість продукту, що згущують. В деяких випадках введення в пульпу 4-6 г поліакриламідів на 1 т руди дозволяє скоротити витрату вапна на 2,5 кг (на кожен тону руди), одержати чистий злив згущувачів і збільшити продуктивність останніх приблизно в 1,5 рази.

Згущування пульп здійснюється в згущувачах. Пульпу подають в центр згущувача. Ущільнений осад, що осів, гребками згрібається до розвантажувального отвору в дні чана, звідки відкачується насосом до місця призначення (у вилуговувальний чан, на фільтр і т.д.). Освітлений розчин піднімається вгору і зливається через край згущувача в кільцевий жолоб і далі у відповідний збірник. Швидкість надходження пульпи і швидкість зливу регулюються так, щоб злив із згущувача був практично прозорим.

Пульпа в процесі відстоювання проходить дві головні фази: першу - вільного відстоювання і освітлення розчину та другу ущільнення, або стиснення осаду. Зона вільного відстоювання характеризується такою щільністю пульпи, коли пластівці мула, що утворилися при введенні коагулятора, вільно осідають під дією сили тяжіння з швидкістю, що поступово зменшується, до тих пір, поки не буде досягнута критична точка, на якій закінчується вільне осадження і починається зона ущільнення осаду. Зона ущільнення, або стиснення осаду характеризується настільки тісним розташуванням пластівців, що вони власне не осідають, а стискаються, причому рідина, що полягає в осаді, вичавлюється і виходить по каналах, що утворюються, у вище розташовані шари рідшої пульпи. На перехід

згущування мула в останню зону указує різке уповільнення швидкості відстоювання і утворення каналів чистого розчину в згущуючій масі. Відповідно цій схемі в згущувачах звичайно розрізняють чотири зони. Перехід із зони відстоювання в зону стиснення характеризується ступенем розрідження пульпи. Ця критична щільність залежить від природи згущуваного матеріалу і концентрації речовин, присутніх у водному розчині. Для більшості ілів критичне відношення $J : T$ звичайно дорівнює 2-3 (25-33% твердого в пульпі). В той же час для типового колоїду це відношення буде більше 10 (до 17). З підвищенням концентрації вапна зростає величина критичного розрідження. Межа згущування, що сягається на практиці, звичайно лежить в межах від $P : T = 1 : 1,5$ до $1 : 1$. Кварцові пульпи можуть згущуватися до 45-65% твердого.

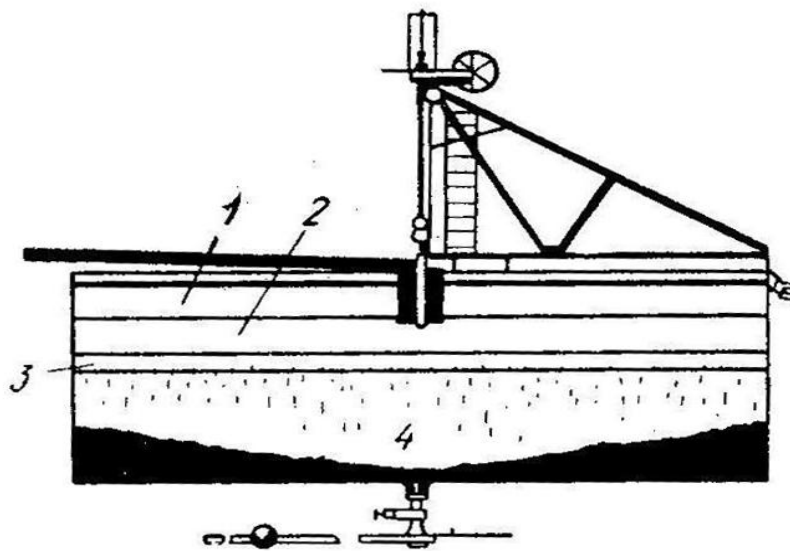


Рис.4. Схема процесу згущення:

- 1 – зона освітленої води; 2 – зона вільного відстоювання;
3 – перехідна зона; 4 зона стиснення та ущільнення

Механічне згрібання згущувача матеріалу, що осів на дно, до центру сприяє його обезводненню за рахунок руйнування структур і окремих флокул, в порожнечах яких знаходиться рідка фаза, і утворення каналів в пульпі, що полегшують виділення з неї рідини.

Швидкість висхідного струменя (ціаністого розчину) в згущувачах при розбавлених ціаністих пульпах звичайно складає 25 мм/с. При щільніших пульпах швидкість висхідного струменя є меншою. Отже, розбавлення густої пульпи до відомої межі не викликає пониження продуктивності згущувача по твердому. Для концентратів, флотацій, щоб уникнути спінювання та спливання матеріалу швидкість висхідного струменя знижують до 0,05 мм/с. Висоту згущувача визначають залежно від висоти чотирьох зон, через які проходить пульпа, що згущується. Висота зони освітлення звичайно буває 0,5-0,8 м. Зона руху гребків дорівнює 0,3-0,4 м. Висоту зони згущування встановлюють орієнтовно відповідно до властивостей пульпи або розрахунку, заснованого на експериментальних даних. Продуктивність згущувача не залежить від його висоти, а залежить тільки від швидкості осадження та вільної поверхні згущувача. Тому сучасні конструкції згущувачів мають велику площу при відносно малій висоті апаратів.

У ціаністому процесі при згущуванні пульп, що містять 75- 90% зерен фракції -0,074 мм, і при початковому Р : Т від 9 : 1 до 4 : 1 питома площа згущування складає 0,4-0,6 м² на 1 т твердого на добу. При згущуванні глинистих матеріалів питома площа може зростати до 1,5-2,0 м² на 1 т твердого на добу.

1.3.3 Загальні умови розчинення золота при вилуговуванні перемішуванням

Аерація пульпи. Внаслідок дисперсності та підвищеної в'язкості пульпи, мула, розчинність кисню є зниженою, а його дифузія утрудненою. Окрім того, тонкоподрібнені колчедани легко окислюються, поглинають кисень і тим самим уповільнюють розчинення золота. Тому при вилуговуванні пульп особливе значення набуває безперервного насичення їх киснем, що здійснюється енергійним перемішуванням пульпи.

Концентрація ціаністих розчинів. Золото в пульпі, мула, звичайно присутнє у вигляді дрібних частинок. Поверхня їхнього зіткнення з розчином ве-

лика, і золото при перемішуванні розчиняється з великою швидкістю. Тому при вилуговуванні перемішуванням ціаністі розчини можуть бути менш міцними, чим при вилуговуванні просочуванням. У кожному конкретному випадку найбільш вигідна концентрація ціаністих розчинів повинна бути визначена досвідченим шляхом. На практиці залежно від характеру руди концентрація ціаністих розчинів складає 0,03-0,1% (по NaCN).

Відношення рідкого до твердого у пульпі, що вилуговують. При одній і тій же концентрації ціаністого розчину швидкість розчинення золота буде тим меншою, чим менше розбавленою пульпа. Це пояснюється зменшенням швидкості дифузії іонів розчинника і молекул кисню в густіших пульпах внаслідок їх підвищеної в'язкості. Досліди показали, що якщо при $P : T = 6 : 1$ за певний проміжок часу розчиняється ~ 60 частин (за масою) золота, то при збільшенні щільності пульпи швидкість розчинення падає і при $P : T = 1 : 1$ складає лише 20 частин (за масою) золота за той же проміжок часу. Але ціанування розбавлених пульп пов'язане із збільшенням об'єму апаратури і з підвищенням вартості обробки великої кількості пульпи і розчинів. Тому збільшення відношення $J : T$ при перемішуванні пульп, хоч і підвищує швидкість розчинення золота, буде вигідно не у всіх випадках. Велике розрідження припустимо лише за умови компенсації збільшення вартості обробки підвищенням витягування золота або економією від скорочення часу перемішування. На практиці при обробці кварцових пульп встановлюють невелике розрідження: від 1,2 до 2 і рідше за 3 частини рідкого на одну частину твердого.

При ціануванні пульп з великим вмістом зернистої фракції відношення $J : T$ беруть нерідко 0,8-1,2. При обробці пульп, мула, це відношення збільшують до 2,5-3, а в деяких випадках ще більше. Так, при ціануванні сульфідних руд і концентратів $P : T$ приймають 2-4, а в окремих випадках до 6. Для прискорення роз-

чинення золота в густих пульпах перемішування слід вести в більш концентрованих ціаністих розчинах.

1.3.4 Практичне здійснення вилуговування пульп перемішуванням

Процес вилуговування можна здійснювати двома шляхами:

- періодичним вилуговуванням;
- безперервним вилуговуванням.

При ціануванні за принципом періодичного вилуговування пульпу періодично закачують в паралельно працюючі чани. Після перемішування протягом певного проміжку часу пульпу випускають або перекачують в збірні чани, а у чани для вилуговування закачують нову порцію пульпи. У збірних чанах вилужена пульпа накопичується і підтримується в зваженому стані до надходження в подальшу стадію обробки. Можна здійснити всі цикли вилуговування і відмивання в одному чані.

При безперервному вилуговуванні пульпа поступає в ряд послідовно сполучених чанів, в яких піддається перемішуванню. Якщо самоплив пульпи не можна забезпечити, для перекачування пульпи застосовують насоси. Безперервно діюча система вилуговування звичайно з'єднується з безперервною системою обезводнення.

Безперервна система вилуговування має наступні переваги перед періодичною:

- можливість повної автоматизації процесу;
- менший переріз трубопроводів, менша потужність двигунів і насосів для перекачування пульпи;
- ефективніше використання чанів внаслідок відсутності операцій закачування і спорожнювання;
- відсутність збірних чанів і витрати енергії на знаходження в них пульпи в зваженому стані.

Тому в сучасній практиці в переважній більшості випадків застосовують схему безперервного вилуговування.

За принципом дії чани для ціанування перемішуванням підрозділяються на наступні типи:

- з механічним перемішуванням;
- з пневматичним перемішуванням;
- з пневмомеханічним перемішуванням.

До першого типу відносяться збірні чани (мутілки) і чани з імпелерною мішалкою.

Збірні чани є простим типом чанів і використовуються для накопичення та знаходження пульпи в зваженому стані. Перемішування в цих чанах здійснюється простою хрестовиною, насадженою на вертикальний вал.

Для знаходження твердих частинок в зваженому стані швидкість мішалки на кінцях лопасті повинна бути не менше ніж 200 м/хвил.

Чан з імпелерною мішалкою є апаратом, в центрі якого розташована широка труба 1 з похилими циркуляційними патрубками 2. Через трубу проходить вертикальний вал 3, на нижньому кінці якого укріплено імпелер 4. Вал приводиться до обертання від електродвигуна із швидкістю 150-250 об/хвил. У нижній частині центральної труби є захисний щиток 5, що оберігає імпелер від заїливання при зупинці мішалки. Живлення агітатора пульпою проводиться по жолобу 6 або по трубі 7; випуск - через отвір 8.

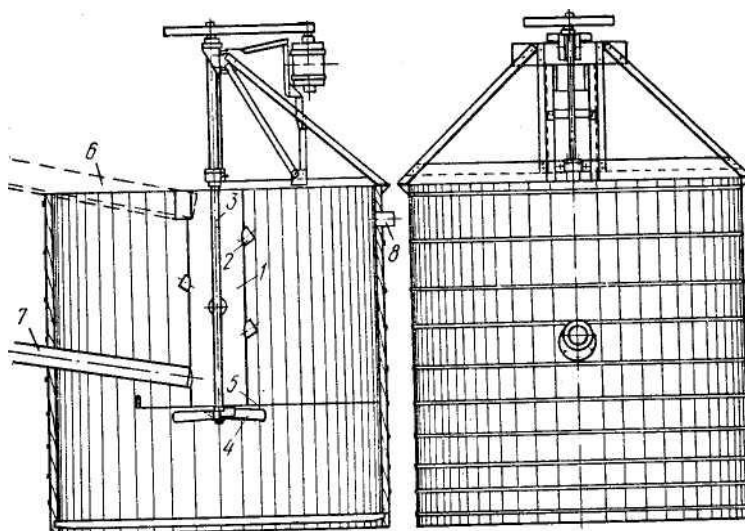


Рис.3. - Чан з імпелерною мішалкою

При роботі апарату імпелер зтягує пульпу через циркуляційні патрубки вниз по центральній трубі, утворюючи воронку засмоктування. У цю воронку засмоктується також повітря у вигляді великої маси дрібних пухирців, завдяки чому відбувається інтенсивна аерація пульпи. Імпелер, що обертається, відкидає пульпу, що опускається по центральній трубі, і підтримує її у взмученому стані. Пульпа, що піднімається, знову засмоктується через бічні патрубки в центральну трубу, і таким чином встановлюється безперервна циркуляція пульпи в апараті. Перевага агітаторів з імпелерною мішалкою - інтенсивна аерація і перемішування пульпи. Недолік є загальним для всіх механічних перемішувачів - порівняно висока витрата електроенергії.

Основним типом чанів з пневматичним перемішуванням є поширений апарат з центральним аероліфтом - пачук.

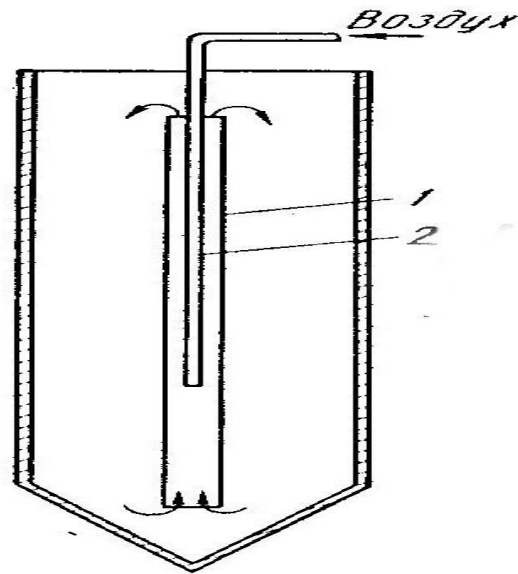


Рис. 4 - Пачук

Пачук є високим циліндровим чаном з конічним днищем. Діаметр чана звичайно в три рази менше висоти. У центрі чана встановлена відкрита з обох боків аероліфтова труба 1. Всередину цієї труби на 1/2- 2/3 її висоти введена інша труба 2 меншого діаметра, що служить для підведення стислого повітря. Робота апарату полягає в наступному. В пачук, наповнений пульпою, по трубі 2 нагнітають стисле повітря, яке у вигляді окремих пухирців піднімається вгору по центральній аероліфтній трубі 1. Таким чином в апараті встановлюється безперервна циркуляція пульпи.

До переваг апаратів цього типу відноситься можливість перемішування густих пульп (до $P : T = 1 : 1$), простота пристрою, обумовлена відсутністю рухомих частин, і інтенсивна аерація ціаністого розчину. Остання обставина дозволяє застосовувати чани з пневматичним перемішуванням для ціанування пульп, що містять колчедани, які швидко окислюються. Недоліками даних апаратів є: необхідність приміщень великої висоти і замулювання нижньої частини апарату у разі припинення дуття. Пачуки знаходять широке застосування в золотовидобувній промисловості, особливо за кордоном.

До чанів з пневмомеханічним перемішуванням відносяться чани з центральним аероліфтом і гребковою мішалкою і чани з периферичними аероліфтами і імперною мішалкою.

Чан з центральним аероліфтом і гребковою мішалкою є циліндровим апаратом з плоским отвором в їх днищі. Тверді частинки знов осідають на дно апарату, підгрібаються до аероліфтної труби, і таким чином встановлюється безперервна циркуляція пульпи.

Чани цього типа широко застосовуються на вітчизняних золотовидобувальних фабриках. Основна перевага цих апаратів - їх невелика висота і хороша аерація пульпи. До недоліків цих чанів відноситься поступове накопичення в них значних важких частинок, що примушує періодично вдаватися до очищення апарату.

Чани з периферичними аероліфтами і імперною мішалкою є подальшим удосконаленням розглянутих вище чанів з імперною мішалкою. Ці чани, окрім центральної труби і імперної мішалки, мають чотири аероліфти, розташовані по колу чана біля його стінок. Аероліфти у верхній своїй частині зігнуті під кутом 90° і приєднані до центральної труби. В результаті цього пульпа циркулює як через бічні патрубки центральної труби, так і через периферичні аероліфти. Зі всіх розглянутих вище чанів ці апарати відрізняються найбільш високими аераційними характеристиками, а отже, і найбільшою продуктивністю.

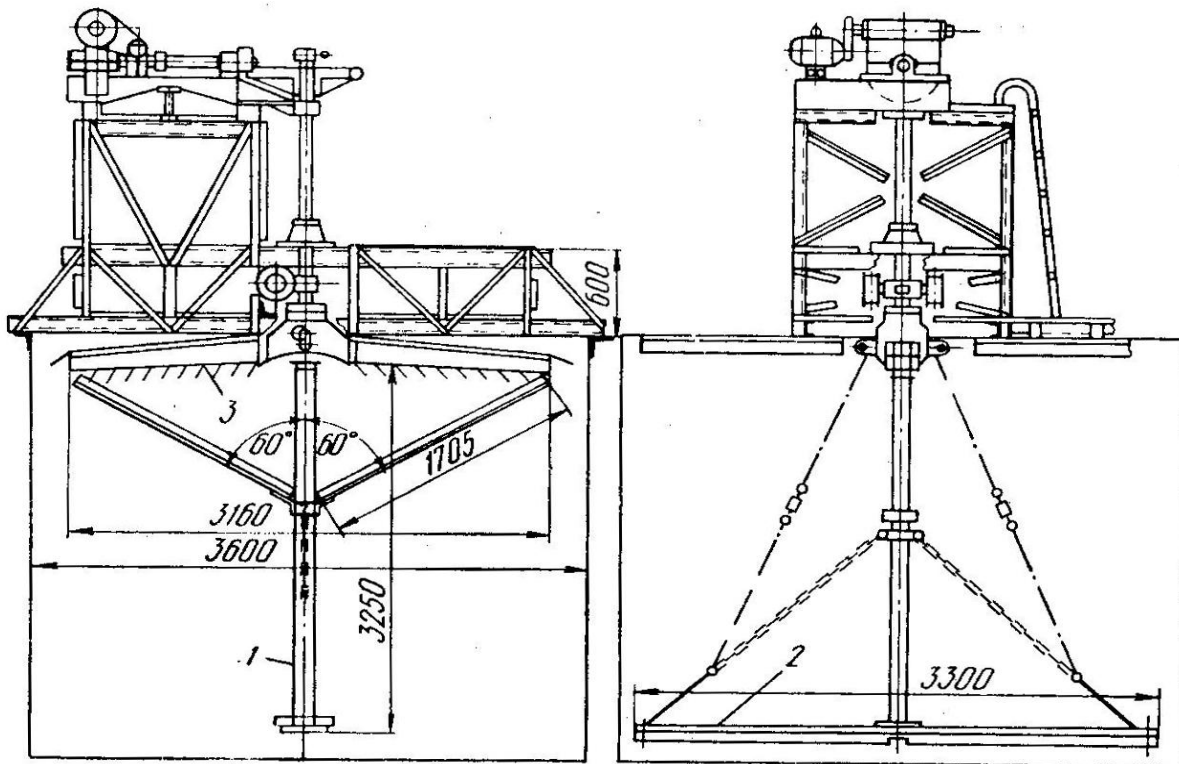


Рис. 81. Чан с центральным аэролифтом и гребковой мешалкой

2 ОСАДЖЕННЯ БЛАГОРОДНИХ МЕТАЛІВ З ЦІАНІСТИХ РОЗЧИНІВ

Для виділення золота та срібла з ціаністих розчинів можуть бути використані наступні способи осадження: цинком, алюмінієм, іонообмінними смолами, деревним або активованим вугіллям і екстракцією. Найбільшого поширення в практиці підприємств, що видобувають золото, набув перший спосіб. Осадження алюмінієм протягом деякого часу застосовували при ціануванні срібних руд. Іонообмінні смоли знаходять поки невелике застосування в промисловості, що видобуває золото. Проте цей спосіб має велике майбутнє і з часом роль його, мабуть, значно зросте. Застосування деревного і активованого вугілля ще не вийшло за рамки дослідних і невеликих промислових установок. Екстракційний метод знаходиться поки на стадії вивчення.

2.1 Осадження цинком

2.1.1 Фізико-хімічні основи процесу

Теоретичні основи процесу цементації благородних металів цинком були розроблені зарубіжними і вітчизняними ученими. З вітчизняних учених треба особливо відзначити І.Н.Плаксина, Н.А.Суворовську, О.К.Будникову, І.А.Каковського та інших.

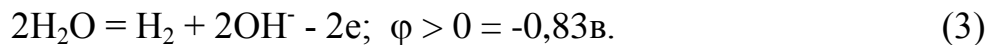
У ряді напруг металів в ціаністих розчинах потенціал цинку є більш негативним ніж потенціали золота та срібла. Тому металевий цинк легко витісняє благородні метали з ціаністих розчинів:



Константа рівноваги реакції (1) дорівнює $1,0 \dots 1023$, а константа рівноваги реакції (2) - $1,4 \dots 1032$. Отже, в термодинамічному відношенні золото і срібло можуть бути осажені практично повністю.

Разом з основними реакціями (2) і (1) під час процесу цементації значною мірою протікають також побічні реакції.

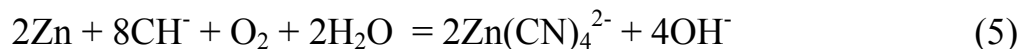
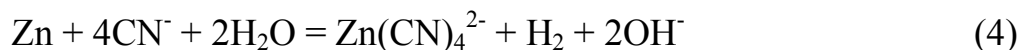
Будучи сильним відновником, цинк може відновлювати молекули води з виділенням газоподібного водню:



У ціаністих розчинах, що поступають на осадження благородних металів, завжди присутньою є деяка кількість розчиненого кисню. Володіючи високим

окислювальним потенціалом, кисень відновлюється цинком з утворенням гідроксильних іонів.

Тому значна частина металевого цинку при цементації витрачається марно:



Теоретична витрата цинку на осадження золота по реакції складає 0,19 г на 1 г золота. Практично ж унаслідок окислення цинку по реакціях (4) і (5) його витрата в десятки разів вище.

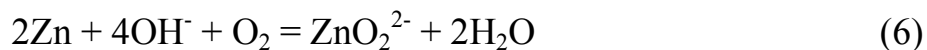
Згідно сучасним уявленням, процес цементації є електрохімічним і може бути уподібненим роботі гальванічного мікроелемента. При зануренні металевого цинку в ціаністий розчин між цинком і розчином починається обмін іонами, в результаті якого на анодних ділянках цинку відбувається його іонізація, а на катодних - відновлення золота, кисню та води. Електрони при цьому перетікають по металу від анодних ділянок до катодних.

На практиці для підвищення швидкості осадження широко використовують прийом, що полягає в збільшенні катодної поверхні шляхом попереднього освинцювання металевого цинку. Для цього металевий цинк обробляють розчином якої-небудь розчинної солі свинцю (оцетово- або азотнокислої). На поверхні цинку створюється рихлий губчастий осад металевого свинцю, що має дуже велику питому поверхню. Застосування такого освинцьованого цинку значно прискорює процес осадження.

Інтенсивне перемішування дає під час цементації двоякий ефект. З одного боку, воно приводить до збільшення межового струму відновлення золота і, отже, прискоренню його осадження. З іншого боку, одночасно зростає межовий струм

відновлення кисню, внаслідок чого збільшується даремна витрата цинку. Окрім того, при інтенсивному перемішуванні існує небезпека відриву плівок витисненого золота від частинок металевого цинку. За відсутності контакту золота з цинком стаціонарний потенціал поверхні золота зрушується в позитивну сторону (в результаті поляризації розчиненим киснем), і почнеться зворотне розчинення витисненого металу.

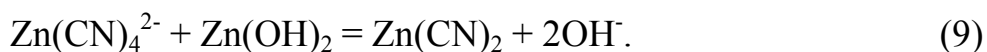
Тому на практиці ціаністі розчини перед осадженням з них благородних металів в більшості випадків піддають операції деаерації (знекиснення), а саме осадження проводять просочуванням знекисненого розчину через шар дисперсного цинку. Таке здійснення процесу забезпечує достатньо високу швидкість дифузії аніонів $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ до поверхні цинку, і в той же час завдяки збереженню структури цементного осаду і відсутності кисню зводиться до мінімуму можливість зворотного розчинення золота та скорочується витрата цинку. Окрім того, в методі просочування найбільш багатий щодо благородних металів розчин стикається з найбільш спрацьованим цинком, а розчин, що все більш обідняється у міру просочування, вступає в контакт зі все більш свіжим осаджувачем, тобто здійснюється принцип протитечії. Ця обставина дає додаткове збільшення швидкості та глибини осадження. За відсутності достатньої концентрації ціаніду окислення цинку протікає з утворенням цинкат-іона ZnO_2^{2-} :



При низькій концентрації лугу іон ZnO_2^{2-} піддається гідролізу з утворенням нерозчинного у воді білого осаду гідроокису цинку:

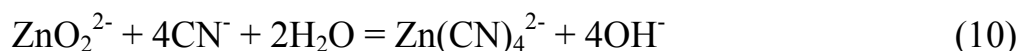


При недостатній концентрації ціаніду гідроксид взаємодіє з комплексним ціанідом цинку, створюючи білий осад ціаністого цинку:

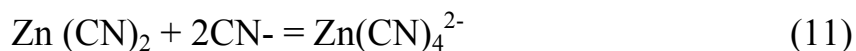


Гідроксид і простий ціанід цинку є головними складовими так званого білого осаду, що створюється при осадженні золота і срібла з ціаністих розчинів, що мають недостатню концентрацію лугу і вільного ціаніду. Відкладаючись на поверхні цинку, білий осад перешкоджає контакту цинку з розчином і тим самим дуже утрудняє процес осадження. Окрім того, утворення $\text{Zn}(\text{OH})_2$ і $\text{Zn}(\text{CN})_2$ веде до раzubожіванню золотого осаду і ускладнює його подальшу переробку.

Для попередження утворення білого осаду осадження благородних металів ведуть з розчинів з достатньо високою концентрацією ціаніду та лугу. При цьому рівновага реакції (8) зрушується вліво, іон ZnO_2^{2-} перетворюється на комплексний аніон $\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}$:



а простий ціанід розчиняється по наступній реакції:



Проте надмірне підвищення концентрації реагентів також небажано, бо внаслідок інтенсифікації реакцій (4)-(7) сильно зростає витрата цинку, ціаніду і лугу.

Окрім підтримки необхідної концентрації ціаниду та луги, дуже дієво перешкоджає утворенню білого осаду попереднє знекиснення розчину. Позитивний ефект сягається при цьому як результат різкого зменшення окислення цинку. При осадженні золота із знекиснених розчинів білий осад не утворюється навіть за умов, звичайно сприяючих його появі. Так, при осадженні золота з незнекиснених розчинів умовою, що перешкоджає утворенню білого осаду, є концентрація ціаниду 0,05- 0,08% і стільки ж лугу. Якщо ж розчини є заздалегідь деаеріованими, то концентрацію кожного з цих реагентів можна понизити до 0,02-0,03%.

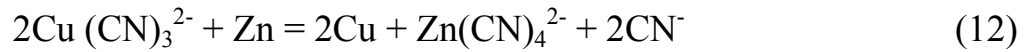
На підставі сказаного оптимальними умовами осадження благородних металів є:

- попередня деаерація розчинів;
- застосування металевого цинку з високорозвинutoю поверхнею;
- освинцювання цинку;
- достатня, але не надмірно висока концентрація розчинів по ціаниду і лугу;
- ведення процесу методом просочування.

Вельми суттєво і в більшості випадків шкідливо на процес цементації впливають домішки, що знаходяться в ціаністому розчині. Дія домішок зводиться, в основному, до створення на поверхні цинку щільних плівок, що уповільнюють, а що іноді і зовсім припиняють процес осадження.

Присутність в розчинах лужних сульфідів сприяє утворенню плівок сульфідів цинку і свинцю, які покривають поверхню цинку і перешкоджають цементації благородних металів. Процес осадження різко погіршується навіть при невеликих концентраціях миш'яку в розчинах. Причина негативної дії миш'яку - створення на цинку ізолюючих плівок арсенату кальцію. Шкідливий вплив робить також колоїдна кремнієва кислота, що у присутності вапна створює плівку силікату кальцію. Свинець, якщо він присутній в розчині у формі іона плюмбіту, також знижує активність цинку, утворюючи на ньому плівки плюмбіту кальцію. Мідь, що знахо-

диться в ціаністих розчинах у вигляді аніона $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$, легко витісняється цинком:



і покриває його поверхню. При значній концентрації міді осадження золота може повністю припинитися. Для запобігання цього іноді використовують ту обставину, що неосвинцьований цинк легко осаджує мідь, тоді як освинцьований - значно гірше. Зважаючи на це ціаністі розчини з високою концентрацією міді спочатку приводять в контакт з чистим цинком, осаджуючи при цьому значну частину міді, а потім - з освинцьованим цинком, осаджуючи золото. При невеликому вмісті міді використання освинцьованого цинку дозволяє уникнути створення щільної плівки. В деяких випадках щоб уникнути накопичення великих кількостей міді в ціаністих розчинах останні після осадження з них благородних металів піддають регенерації.

2.1.2 Практика процесу

На підприємствах, що видобувають золото, знайшли застосування два способи осадження благородних металів цинком: осадження цинковою стружкою і осадження цинковим пилом. Незалежно від способу осадження ціаністі розчини, що поступають на цементацію, проходять попередню операцію освітлення.

Освітлення ціаністих розчинів. Розчини, що поступають на осадження цинком, повинні бути абсолютно прозорі, оскільки зважені частинки, осідаючи на поверхні цинку, запобігають його контакту з розчином і перешкоджають осадженню золота. Окрім того, зважені частинки забруднюють золотий осад, що ускладнює його подальшу обробку. Тому золотовмісні розчини, що виходять із згущувачів і

фільтрів та містять деяку кількість тонких зважених частинок, піддають освітленню. Для освітлення розчинів застосовують піскові фільтри, рамні вакуум-фільтри, рамні фільтрпреси, мішкові фільтри та т.д.

Найбільш простим по пристрою є пісковий фільтр. Він є чаном з ложним днищем (подібно до перколяційних чанів), покритим тканиною, поверх якої насипають шар піску завтовшки 30 см. Фільтруючись через шар піску, розчин звільняється від твердих частинок. Періодично верхній шар піску замінюють свіжим. Продуктивність піскових фільтрів складає 1-3 м³ розчину на 1 міліграм площі фільтрації на добу. В окремих випадках при слабко забруднених розчинах вона підвищується до 10 (мг-доба). Піскові фільтри займають велику площу і вимагають періодичного чищення. Із-за цих недоліків піскові фільтри застосовуються мало та лише на підприємства невеликого масштабу.

На сучасних підприємствах середнього і значного масштабу найбільшого поширення для освітлення ціаністих розчинів набули рамні вакуум-фільтри.

Окрім рамних вакуум-фільтрів і рамних фільтрпресів для освітлення ціаністих розчинів іноді застосовують мішкові фільтри. Мішковий освітлювач складається з ряду циліндрових мішків, зшитих з фільтрувальної тканини (150 x 1500 мм), куди під тиском 0,2-0,5 кг/см² подають розчин, що освітляють. Мішкові фільтри є зручними в роботі. Продуктивність їх приблизно рівна продуктивності вакуум-рам.

Значні труднощі в роботі освітлювачів виникають у зв'язку із засміченням фільтрувальних тканин осадами карбонату і сульфату кальцію і інших сполук. Осади забивають пори тканини, знижуючи тим самим швидкість фільтрації. Осади відкладаються також в трубопроводах, жолобах і інших частинах апаратури. У подальшій операції осадження золота малорозчинні сполуки кальцію засмічують фільтрувальну тканину установки, що осаджує, переходять в золотовмісний осад, утруднюючи його подальшу обробку.

Засмічену тканину з освітлювачів і фільтрів періодично відновлюють обробкою розбавленою (2-3%-ною) соляною кислотою протягом 6-10 год. Проте ця операція є малоефективною, оскільки в порах тканини залишаються сульфат кальцію, рудні шлами і інші сполуки. Окрім того, кислотна обробка вимагає великих витрат робочої сили і дорогої соляної кислоти.

На багатьох зарубіжних фабриках осадження солей з ціаністих розчинів значною мірою попереджають використанням різних реагентів, в першу чергу поліфосфатів - натрієвого гексаметафосфату $(\text{NaPO}_3)_6$, натрієвого тетрафосфату $\text{NaP}_4\text{O}_{13}$ і інших сполук. Ці солі у вигляді водних розчинів подають в ціаністий розчин звичайно перед освітленням. Витрата поліфосфатів є невеликою та складає 1-3 г на 1 м^3 розчину. Застосування цих реагентів скорочує кількість осадів, що відкладаються в порах тканини, і робить осадки більш рихлими, що полегшує їх видалення як механічними засобами, так і кислотною обробкою. Як показує практика зарубіжних фабрик, що видобувають золото, застосування поліфосфатів скорочує витрату фільтрувальних тканин і кислоти, а також підвищує якість золотовмісних осадів, що одержуються при подальшій операції осадження золота цинком.

Дротяний фільтр є циліндровою судиною, розділеною перегородкою на верхню та нижню камери. Фільтруючими елементами, розташованими в нижній камері, є порожнисті стрижні з дротяною навивкою. Відстань між витками дроту дорівнює 0,1 мм. Перед початком подавання розчину, що освітляють, на фільтруючих елементах шляхом циркуляції через фільтр спеціально приготованої суспензії створюється постіль, що відіграє роль фільтрувальної тканини. Для приготування суспензії використовують інфузорні землі (кизельгур), або яка-небудь інша пориста та інертна відносно ціаністого розчину речовина (азбест, іритний огарок і т.д.). Кількість постелі повинна складати приблизно $0,75 \text{ кг}$ на 1 м^2 що фільтрує поверхні. Після створення постелі в нижню камеру фільтру подають під тиском розчин, що освітляють. Тверді частинки затримуються на фільтруючих елементах, а чис-

тий розчин виходить з фільтру через верхню камеру. Кек періодично у міру його накопичення розвантажується під дією стислого повітря. Робота фільтру є повністю автоматизованою. Продуктивність одного фільтру, що має фільтровальну поверхню 38 м², складає 2400 м на добу.

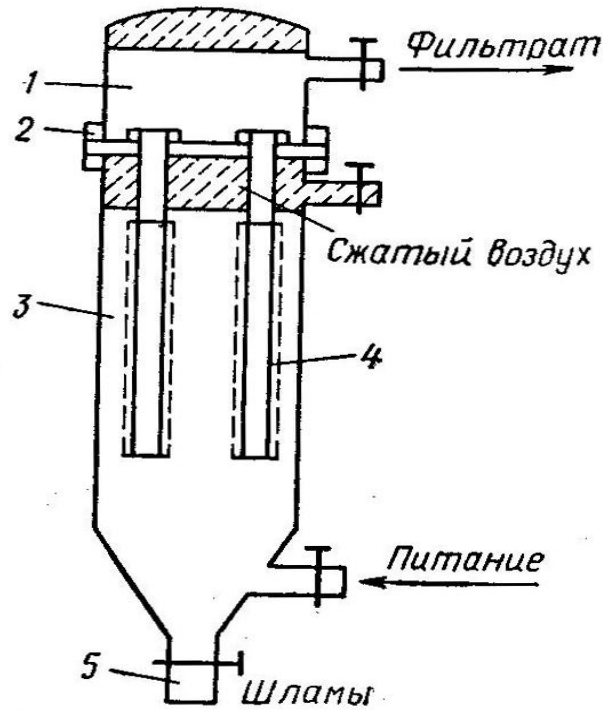


Рис. Дротяний фільтр:
 1 – верхня камера; 2 – розподільна перегородка;
 3 – нижня камера; 4 – фільтруючі елементи;
 5 – дренажний отвір

Осадження цинковою стружкою. Осадження цинковою стружкою проводять в залізних або дерев'яних апаратах, званих екстракторами. Екстрактор є довгим невисоким ящиком прямокутного перерізу. Внутрішній простір екстрактора розділений на декілька відділень (5-10) таким чином, що розчин входить в кожне відділення тільки знизу. Це сягається системою поперечних парних перегородок, з яких частина опущена до дна екстрактора, але не доходить до його верхнього краю, а частина починається у верхнього краю, але не доходить до дна. Для повільного протікання розчину екстрактор встановлено з невеликим ухилом. У кож-

ному відділенні екстрактора на деякій відстані від дна розташовані чотирикутні рами, що виймаються, на які натягнуті залізні сітки з отворами 1,4-3,5 мм. На ці сітки рихлим шаром укладається цинкова стружка.

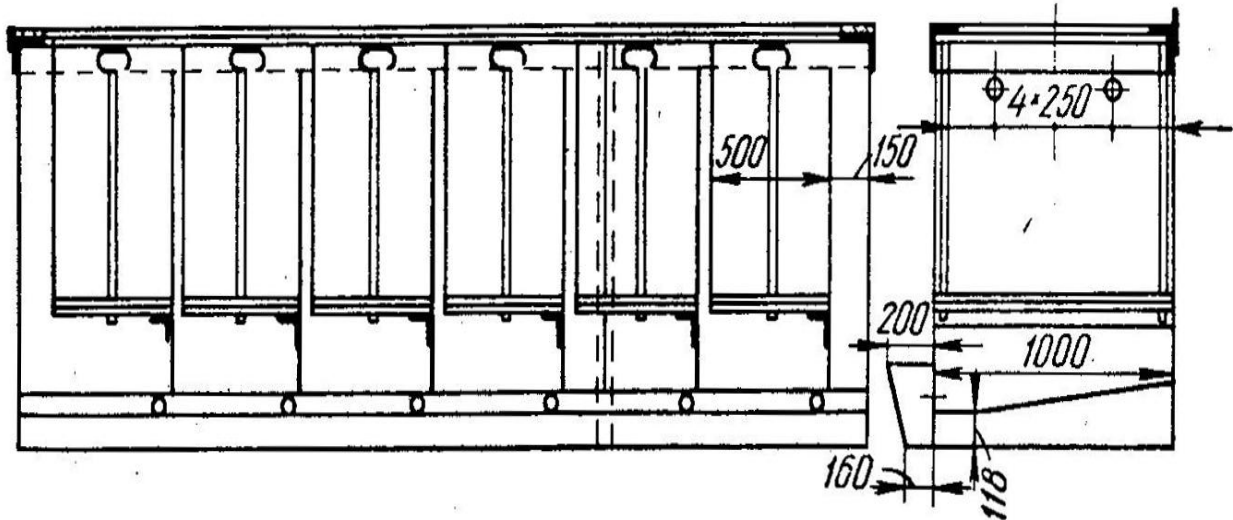


Рис. Екстрактор для осадження золота цинковою стружкою

Розчин в екстракторі рухається зигзагоподібно повільним безперервним струменем через всю масу стружки, що розташована у відділеннях екстрактора. При цьому благородні метали осідають на поверхні стружки.

Завдяки тому, що розчин в кожне відділення екстрактора подається знизу, виключається можливість забивання стружки золотим осадом і дрібним роз'їденим цинком. Утворюючись переважно в нижньому шарі стружки, дрібні частинки золота і цинку падають на дно екстрактора та залишають вільний шлях для руху розчину. Для зручності вивантаження золотого осаду, що прокидався через сітку, в кожному відділенні у дна екстрактора є отвір, що закривається пробкою, і дно екстрактора має ухил у бік отвору для вивантаження.

Цинкова стружка, що завантажується в екстрактор, повинна мати чисту неокислену та велику поверхню. Чим тоншою є стружка, тим більше її поверхня і тим глибше і швидше осідає золото. Надмірно тонка стружка, проте, швидко кришиться

ся, і витрата цинку збільшується. Для осадження застосовують стружку товщиною 0,02-0,04 мм і шириною 1-3 мм.

Стружку звичайно готують на самому заводі, обточуючи дисковий цинк на токарному верстаті або гушавині виливаючи розплавлений цинк на сталевий барабан, що швидко обертається і охолоджується водою. У останньому випадку одержана стружка відрізняється пористістю і особливо придатна для осадження з бідних розчинів. При осадженні в екстракторах цинкову стружку звичайно не освинцювали. Проте відомі випадки застосування освинцьованої стружки. Освинцювання проводять зануренням стружки на 1-2 хвил в 5-10 %-ний розчин оцетового або азотнокислого свинцю. Свинець осідає на поверхні стружки в кількості близької до 1% від її маси. Освинцювання можна здійснювати також введенням розчину свинцевих солей безпосередньо в ціаністі розчини перед надходженням їх в екстрактор.

Цинкову стружку у відділення екстрактора поміщають рівномірним рихлим шаром. Особливу увагу звертають на заповнення кутів, щоб виключити можливість вільного протікання розчинів без належного контакту з осаджувачем. У кожне відділення екстрактора завантажують 0,23-0,28 м³ стружки масою 2,7- 3,9 кг. При цьому об'єм самого металевого цинку складає лише 2 % від об'єму, зайнятого стружкою.

Часто в перше і останнє відділення екстрактора цинкову стружку не завантажують. В цьому випадку перше відділення служить для освітлення розчинів від зваженої муті і підкріплення ціанідом, а останнє - для уловлювання дрібних частинок золота, що відносяться розчином.

Велика частина золота осідає в перших трьох відділеннях екстрактора, заповнених стружкою, і цинк витрачається в них швидше. Свіжу стружку поміщають в останні відділення і у міру спрацьовування поступово переносять до початку екстрактора. Таким чином, розчин з найбільш низьким вмістом золота стикається з

свіжою стружкою, що має найбільшу осаджувальну здатність. Навпаки, багаті по золоту розчини приходять в контакт з малоактивною стружкою, вже вживаною. При закладанні цинку стару стружку струшують (робочий повинен бути в гумових рукавицях), примушуючи осад опускатися через сітку в нижню частину екстрактора.

Сполоськ екстрактора (розвантаження золото-цинкового осаду) проводять звичайно один раз в місяць. При осадженні з розчинів з високим вмістом золота і при великому виділенні білих осадів сполоськ здійснюють двічі на місяць. Перед сполоськом припиняють подання золотовмісного розчину, і через екстрактор пропускають воду для витіснення ціаністих розчинів. Осад золота знаходиться як на поверхні стружки, так і на дні екстрактора у вигляді тонкого золотого шламу. З кожного відділення екстрактора виймають рами з цинковою стружкою, останню завантажують в промивальний барабан, зроблений з дротяної сітки з отворами 2-3 мм і занурений в ящик з водою. При обертанні барабана дрібні частинки золота і цинку проходять через сітку і збираються на дні ящика. Крупну стружку вивантажують з барабана і переносять в перше відділення екстрактора. Останні відділення наповнюють свіжою стружкою. Кількість оборотної стружки складає 25-30 % від загальної кількості стружки, що завантажується для осадження. Процес осадження ускладнюється, якщо в ціаністому розчині присутня ртуть. Цементуючись цинком $\text{Hg}(\text{CN})_4 + \text{Zn} = \text{Hg} + \text{Zn}(\text{CN})_4$, ртуть робить стружку крихкою.

Осад з дна екстрактора випускають через бічні отвори у дна. Цей осад разом з осадом з дна ящика промивального барабана фільтрують і направляють на подальшу переробку. У переважній більшості випадків розчини, що поступають в екстрактори, не піддають деаерації.

Розчинений кисень уповільнює осадження золота, а також окисляє значну кількість цинку, викликаючи його підвищену витрату і сприяючи утворенню білого осаду. Практично витрата стружки коливається в межах 80-150 г на 1 т руди,

або 70-100 г на 1 т розчину, або 4-12 кг на 1 кг золота. Для зменшення утворення білого осаду ціаністі розчини перед надходженням їх в екстрактори підкріплюють ціанідом.

Спосіб осадження цинковою стружкою має суттєві недоліки, головні з яких такі:

- велика витрата цинку і необхідність готувати стружку на місці;
- недостатньо повне осадження золота;
- підвищена витрата ціаніду, що пов'язано з необхідністю підкріплення розчинів перед осадженням;
- низька якість осадів внаслідок забруднення їх металевим цинком і білим осадом;
- значна площа займаного приміщення;
- постійний оборот деякої кількості золота разом з крупним цинком.

Тому, не дивлячись на простоту, спосіб осадження цинковою стружкою в даний час застосовується дуже обмежено.

Осадження цинковим пилом. В даний час цей спосіб є основним і застосовується на переважній більшості підприємств з видобування золота всього світу. Суть способу полягає в тому, що освітлений золотовмісний розчин піддають деаерації, змішують з цинковим пилом і потім фільтрують для відділення золото-цинкового осаду від знезолоченого розчину при одночасному осадженні золота. Фільтрацію можна проводити на фільтрах різної конструкції рамах вакууму, фільтрпресах, мішкових або дротяних фільтрах.

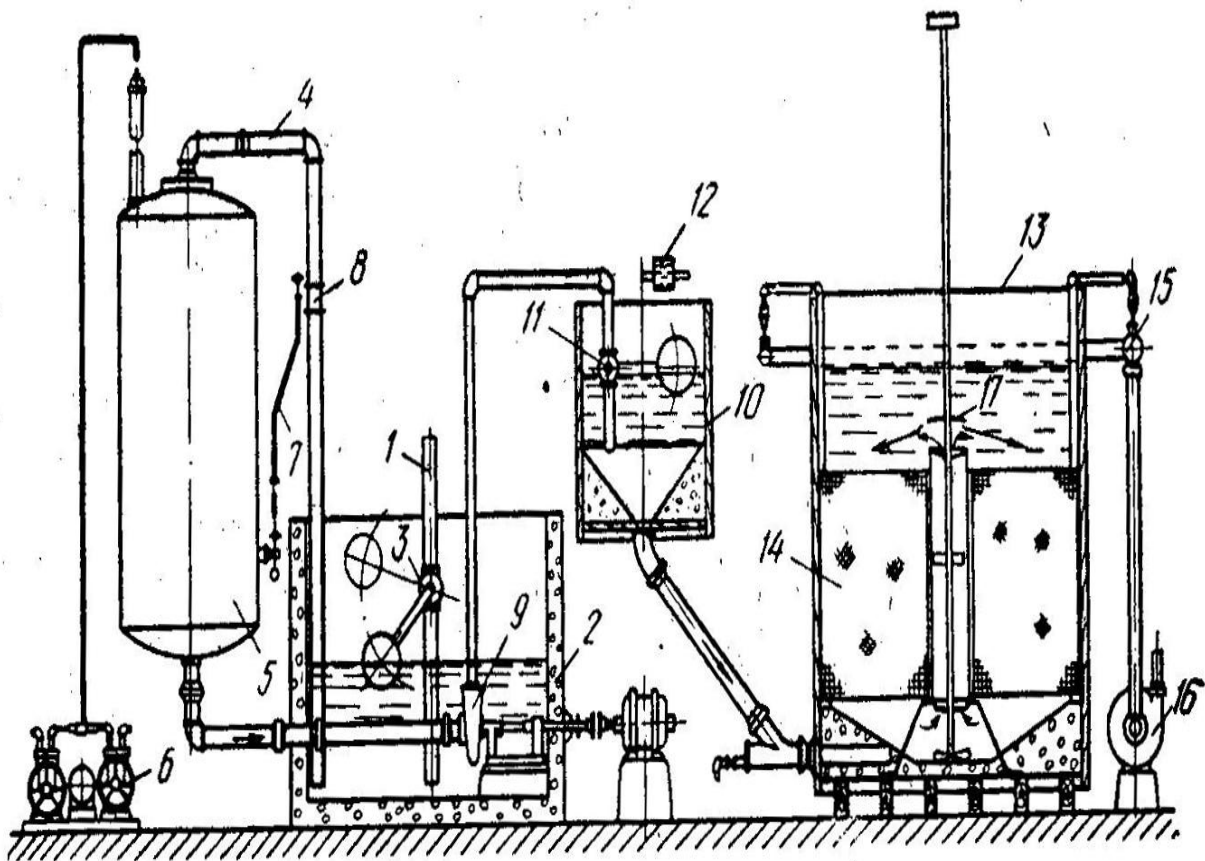


Рис. Схема низки апаратів для осадження золота цинковим пилом з використанням вакуум-рам

Вакуум-ресивер є порожнистим сталевим циліндром, що має у верхній своїй частині ґрати з дерев'яних пилом із застосуванням брусків. Падаючи зверху на ці ґрати, розчин розбивається на дрібні краплі. Це сприяє швидкому виділенню розчинених газів під дією розрідження, що створюється вакуумом-насосом. У нижній частині ресивера є поплавець, зв'язаний важелем 7 з клапаном 8 в живлячій трубі 4. За допомогою цього пристрою в ресивері автоматично підтримується приблизно постійний рівень розчину (-600 мм над дном).

Концентрація кисню в розчині, що виходить з ресивера вакууму, складає 0,5-1,0 мг/л. Деаерація розчинів дозволяє значно понизити витрату цинку, збільшити повноту та швидкість осадження золота, поліпшити якість золотих осадів.

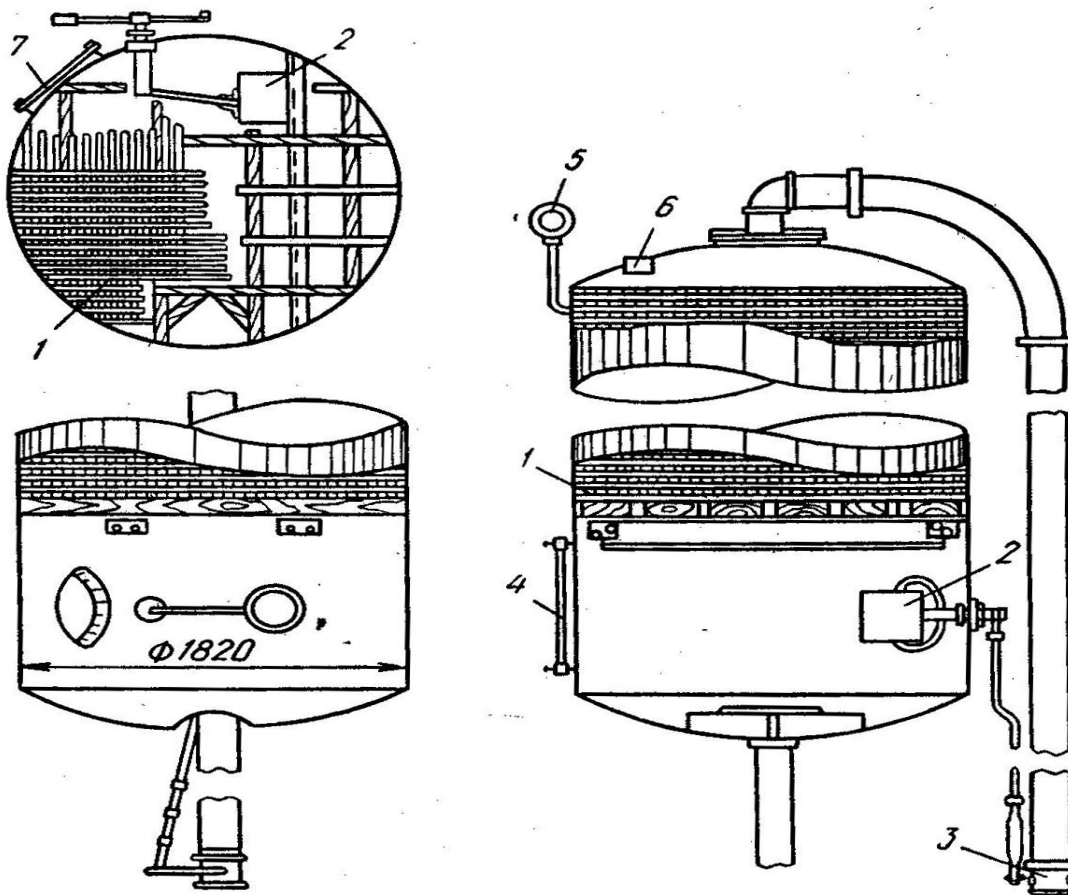


Рис. Вакуум-ресивер для деарації ціаністих розчинів:
 1 - гратка з дерев'яних брусків; 2 – поплавок;
 3 – клапан; 4 – показчик рівню розчину;
 5 – показчик розрідження; 6 – труба до вакуум-насосу; 7 - люк

З ресиверу знекиснений розчин відцентровим насосом 9 подається в змішувач 10. Щоб уникнути підсосу повітря через сальники та зворотного насичення розчину киснем насос встановлюють в чані 2 освітленого розчину. Подача розчину в змішувач регулюється поплавцевим пристроєм, пов'язаним з клапаном 11. У змішувачі розчин змішується з цинковим пилом, що завантажується живильником 12, і прямує до осаджувального чану 13 з рамами вакууму 14. У центрі осаджувального чана встановлена широка труба, на осі якої розташований вал, що в нижній своїй частини має пропелер, а в середній - чавунне лопатеве колесо. Вал обертається із швидкістю 130 об/хвил. В результаті роботи мішалок цинковий пил рівномірно розподіляється за всім обсягом чана. Радіально розташовані рами вакууму по

конструкції аналогічні вакуум-рамам освітлювачів. За допомогою гнучких шлангів вони приєднані до кільцевого трубопроводу 15, який в свою чергу сполучений з відцентровим насосом 16. Під дією розрідження розчин без золоту просмоктується через рами, а золотий шлам залишається на поверхні фільтрувальної тканини у вигляді кека. Слід відмітити, що основна кількість золоту осідає протягом того невеликого проміжку часу, коли розчин просочується через шар цинкового пилу, що знаходиться на поверхні фільтрувальних рам.

Рівень розчину в осаджувальному чані повинен бути вище за верхній край рам вакууму. З цією метою в осаджувальному чані встановлюють спеціальний поплавцевий регулятор, що вимикає насос 16 коли рівень розчину стає нижчим за допустиме значення.

Щоб уникнути зворотного накіслювання розчину його поверхня в змішувачі та осаджувальному чані повинна знаходитися в спокійному стані. З цією метою кінець труби, що живить змішувач, є зануреним нижче за рівень розчину, а сам змішувач розташований на тому ж рівні, що і осаджувальний чан. Для цієї ж мети над верхнім краєм центральної труби осаджувального чана встановлюють дефлектор 17.

Цинковий пил освинцьовували шляхом подачі розчину оцетно- або азотно-кислого свинцю в змішувач або в освітлювальний чан.

Кількість свинцевих солей складає приблизно 10% від маси завантаженого цинкового пилу. Сполоськ апарату проводять періодично - звичайно 2-3 рази на місяць. Для цього зупиняють занурений насос, живильник цинкового пилу та мішалки осаджувального чана. Розчин з осаджувального чана можливо повніше фільтрують через рами вакууму, після чого зупиняють насос 16. Після відстоювання розчин, що залишився, зливають в запасний чан. Рами вакууму від'єднують від кільцевого трубопроводу, піднімають електротельфером і міняють на них полотняні чохли. Внутрішню поверхню чана і зняті з рам чохли ретельно промивають і золо-

тий осад, розпульпований водою, перекачують у фільтрпрес, де його фільтрують і промивають. Зневоднений осад передають на подальшу переробку. Іноді осад знімають сильним струменем води без зняття рам вакууму з чана.

По закінченні сполоська рами опускають в осаджувальний чан і приєднують до кільцевого трубопроводу. Певний час через осаджувальний чан пропускають розчин без золота щоб набрати на рамах вакууму необхідний шар цинкового пилю. Потім починають подавати золотовмісний розчин, загрузив перший час підвищену кількість цинкового пилю.

Установка для осадження золота із збиранням осаду в фільтрпресі за своїми основними рисами є подібною описаній. Перевага фільтрпреса - в його компактності. Проте вартість таких установок є значною і тому вони знаходять обмежене застосування.

В установці із збиранням осаду в мішкових фільтрах суспензія, що складається з ціаністого розчину і цинкового пилю, при невеликим тиском ($0,6 \text{ кг/см}^2$) закачується всередину мішку з фільтрувальної тканини, надітої на патрубки труби, що підводить, і занурених в чан з розчином без золота. Перевага мішкових фільтрів в їх простоті та зручності знімання осадів. Установки з мішковими фільтрами знаходять застосування при невеликих і середніх масштабах виробництва.

На вітчизняних підприємствах для осадження золота цинковим пилом застосовують осаджувальні установки продуктивністю 250, 500, 1200 і 2400 м^3 розчину на добу. У установках великої продуктивності (1200 і 2400 $\text{м}^3/\text{доба}$) використовують рамні вакуум-фільтри, на установках малої продуктивності (250 і 500 $\text{м}^3/\text{доба}$) - мішкові фільтри.

Фільтруючим середовищем є суміш кизельгура з цинковим пилом. Суміш готують в окремому чані і періодично використовують для створення осаду. Сполоськ здійснюється за допомогою стислого повітря, тривалість його складає декілька хвилин (замість 3-4 год. на рамних фільтрах). Перехідний в осад кизельгур

при подальшій плавці відіграє роль кварцового флюсу. Основні переваги дротяних фільтрів полягають у відсутності порівняно німцих фільтрувальних тканин, багатократному скороченні тривалості сполоська, меншій витраті робочої сили, можливості автоматизації процесу осадження.

Цинковий пил, вживаний для осадження золота, повинен задовольняти певним вимогам за складом та крупиною. Внаслідок легкої окислюваності дисперсного цинку до складу пилу завжди входить деяка кількість оксиду цинку. Оксид цинку є шкідливою домішкою, оскільки вона не облягає золото та утрудняє плавку осадів. Тому кількість її не повинна перевищувати 5-10%.

Цинковий пил високої якості повинен містити 95-97% металевого цинку. Якість пилу залежить також від її крупини. У пилі не повинно міститися крупних грудок. Вміст класу -0,105 мм повинно складати не менше 95%. Внаслідок легкої окислюваності цинкового пилу його транспортують і зберігають в тарі, що щільно закривається. З цієї ж причини до нього не можна підносити вогонь. Маючи величезну поверхню, така цинкова пил облягає золото з великою швидкістю і повнотою.

При невеликому вмісті золота в розчині витрата цинкового пилу складає звичайно 15-25 г на 1 т розчину; у разі багатих розчинів він підвищується до 40-50 г на 1 т. розчину. Витрата свинцевих солей складає приблизно 10% від витрати пилу.

Порівняно з осадженням цинковою стружкою процес осадження цинковим пилом (у поєднанні з деаерацією розчинів) має наступні великі переваги:

- цинковий пил дешевше за стружку;
- витрата цинкового пилу нижча, ніж стружки;
- здійснюється повніше осадження золота;
- є скорочення витрати ціаніду;
- відсутність оборотного золота і цинку;

- значно вищою є якість осадів, що спрощує їх подальшу переробку;
- компактність апаратури;
- повна механізація і можливість автоматизації процесу.

Не дивлячись на складне устаткування і велику витрату енергії переваги осадження цинковим пилом такі значні, що цей спосіб майже повністю витіснив осадження стружкою.

Обробка ціаністих осадів. В результаті осадження благородних металів цинковим пилом або стружкою одержують ціаністі осади (шлами) з вельми складним речовинним складом. Разом із золотом і сріблом в них міститься надлишок металевого цинку, металевий свинець, гідроксид і карбонат цинку, простий ціанід цинку, сполуки міді, заліза, миш'яку, сурми, селену, телуру. Окрім того, в невеликих кількості в осадах присутні оксиди кальцію, алюмінію, кремнію. В осадах накопичуються також такі речовини, вміст яких в початковій руді вельми невеликий. Осідаючи з багатьох тисяч тон розчину, ці речовини концентруються в шламах. Так, не дивлячись на дуже низький вміст в початковій руді таких елементів, як нікель, кобальт, вольфрам, молібден в шламах вони виявляються в помітних кількостях.

Склад осадів залежить від складу ціаністих розчинів і умов осадження. Вміст золота в осадах коливається від 1-2 до 20-30%, цинку від 20 до 60%, свинцю від 4-5 до 20-25%, мідь від десятих долів відсотка до 20-30 %. У осадах деяких фабрик міститься до 12% селену. Осади з екстракторів значно поступаються за якістю осадам, що одержуються при осадженні цинковим пилом. Так, при осадженні стружкою вміст золота в осадах порівняно рідко перевищує 5-10 %, тоді як при осадженні пилом воно піднімається до 20-30 %. Відповідно вміст баластних домішок в осадах з екстракторів значно вище, ніж в осадах, одержаних при осадженні пилом. Спосіб обробки осадів визначається їх складом, масштабом виробництва і поряд інших чинників.

Найбільшого поширення набув спосіб, що полягає в кислотній обробці осаду, сушці і плавці його з одержанням золото-срібляного сплаву. За цим способом промитий і зневоднений осад поступає на вилуговування 10-15%-ним розчином сірчаної кислоти. Мета цієї операції - видалення основної маси цинку та інших сполук, що розчинюються в кислоті. Вилуговування проводять в дерев'яних чанах, футерованих листовим свинцем і забезпечених мішалками. В деяких випадках перемішування здійснюється стислим повітрям, що поступає від компресора через труби, що трохи не доходять до дна чана. Чани для вилуговування мають діаметр 2-3 м і висоту 1,5-2,0 м. Реакції розчинення протікають досить бурхливо. Щоб уникнути втрат осаду з піною, що піднімається, чан для вилуговування повинен мати достатню глибину. Під час процесу розчин перемішують та іноді підігрівують пором.

Під час вилуговування виділяються такі отруйні гази, як арсин AsH_3 , стибін SbH_3 , синильна кислота HCN . Щоб уникнути отруєння обслуговуючого персоналу чани для вилуговування закривають ковпаками або плоскими кришками, приєднаними до могутньої вентиляційної системи. З цієї ж причини площа люків в кришці чана повинна бути не більше $0,1 \text{ м}^2$. Чани встановлюють в ізольованому приміщенні, забезпеченому хорошою штучною вентиляцією.

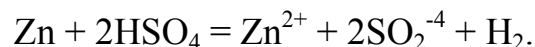
Тривалість вилуговування складає в середньому 6 год. Проте для шламів, що містять велику кількість бідних осадів, вона зростає до 12 год., і навпаки, для багатих шламів скорочується до 3 год. Теоретична витрата кислоти на перекид в розчин 1 кг цинку складає 1,5 кг. Практично для обробки 1 кг осаду витрачають 1-2 кг кислоти.

Після закінчення розчинення в чан доливають воду, додають коагулятор і дають відстоятися протягом декількох годин. Освітлений розчин зливають, а осад переводять в спеціальний чан, де кілька разів промивають гарячою водою для можливо повного видалення розчинних сульфатів. При недостатньо повному вида-

ленні сірчанокислового цинку та інших сульфатів подальша плавка осаду супроводжується утворенням штейну, колектуючого в собі частину благородних металів. Окрім того, присутність великих кількостей цинку в осаді веде до утворення сполук типу шпінелей, що викликають тугоплавкість шлаку. Як результат знижується витягання благородних металів в золото-срібляний сплав. Тому промивці осаду надають велике значення. Промивку ведуть методом декантації, витрачаючи приблизно 12 об'ємів води на 1 об'єм осаду. Розчин після вилуговування осаду та промивки водою звичайно містять деяку кількість золота (іноді до 16 г/м³). Тому їх пропускають через контрольний фільтр або колонки, наповнені активованим вугіллям або іонообмінними смолами. В результаті цього вміст золота в розчинах знижується до 0,05-0,2 г/м³. Такі розчини скидають у відвал або, якщо це економічно доцільно, використовують для отримання сульфату або карбонату цинку. Сірчанокислений цинк одержують кристалізацією; з розчину; карбонат цинку облягають содою, прожарюють до оксиду та відправляють на цинковий завод.

Осад після промивки фільтрують і відправляють на сушку. В результаті кислотної обробки вміст цинку в осаді знижується до декількох відсотків. В той же час вміст золота зростає до 50% і більш. Свинець при вилуговуванні майже не віддається внаслідок малої розчинності сульфату свинцю. Тому вміст свинцю у вилуженому осаді значно вище, ніж в початковому.

На деяких заводах для обробки осадів замість сірчаної кислоти використовують дешевший бісульфат натрію NaHSO₄. Взаємодія його з цинком протікає за реакцією



В деяких випадках обробку сірчаною кислотою замінюють обробкою 31-32%-ним розчином соляної кислоти. В цьому випадку, окрім цинку, вдається перевести до розчину також майже весь свинець і кальцій. Тому в осадах, обробле-

них соляною кислотою, вміст благородних металів вищий, ніж в осадах після сірчаноокислого вилуговування.

Ціаністі осади, що одержуються при обробці мідистих золотовмісних руд, можуть містити до 30% міді. Металева мідь не розчиняється в сірчаній і соляній кислотах. Тому кислотна обробка таких осадів не дозволяє одержати кондиційний продукт, годний для подальшої переробки. У зв'язку з цим ціаністі осади з високим вмістом міді після видалення цинку сірчаною кислотою піддають сірчаноокислому вилуговуванню у присутності якого-небудь окислювача - аміачної селітри NH_4NO_3 , перекиси марганцю MnO_2 , хлорного заліза FeCl_3 і т.д. Окрім міді, в розчин переходить невелику кількість благородних металів. Осадження їх здійснюють цементацією металевим залізом. Окислювальне вилуговування дозволяє понизити вміст міді в ціаністих осадах до 1-4%.

Сушку (прожарювання) осаду після кислотної обробки проводять в деках, що завантажуються до муфельної печі. При нагріванні осаду до $500-600^\circ \text{C}$ віддаляються волога, гідратна вода, розкладаються вуглекислі і ціаністі солі. Щоб уникнути втрат благородних металів внаслідок унесення пилу осадження при сушці не перемішують. В деяких випадках сушку проводять при низьких температурах ($110-120^\circ \text{C}$). Висушений осад змішують з флюсами і плавлять на золото-срібляний сплав. Склад і кількість флюсів визначаються складом осаду. Для зменшення вмісту благородних металів в шлаці він повинен бути достатньо рідким. Цій умові краще всього задовольняє бісилікатний шлак. Необхідний склад флюсу можна розрахувати, якщо відомий склад осаду, або визначити сплавом пробних порцій. Для ошлакування цинку до складу шихти вводять кварцовий пісок. Чим більше в проплавленому осаді є цинку, тим більше слід брати піску. Оксиди металів (CuO , Fe_2O_3 та інші) ошлаковують бурю. Якщо в осаді міститься значна кількість оксиду алюмінію, для ошлакування його в шихту вводять невелику кіль-

кість плавикового шпату CaF_2 . Окрім цих флюсів до складу шихти завжди входить сода, яка сприяє отриманню рідких шлаків.

Ціаністі осади завжди містять деяку кількість сульфатної сірки. Тому при плавці осадів існує небезпека утворення штейну, добре розчинювального благородні метали. Щоб запобігти утворенню штейну, в шихту для плавки осадів з високим вмістом сірки, окрім флюсів, вводять окислювач - натрієву селітру NaNO_3 або перекис марганцю MnO_2 . Селітра володіє високою окислювальною здатністю, але викликає роз'їдання вогнетривких матеріалів. Тому іноді селітрі віддають перевагу над перекисом марганцю. Введення окислювача до складу шихти не тільки, попереджає утворення штейну, але також приводить до окислення неблагородних металів, перешкоджаючи їх переходу в золото-срібний сплав. Внаслідок цього злиток благородних металів виходить чистішим. В деяких випадках селітру або перекис марганцю додають до осаду перед його сушкою. Цим досягається часткове окислення домішок вже під час прожарювання. Плавку на золото-срібляний сплав можна проводити в печах різної конструкції. Довгий час в практиці підприємств, що видобувають золото, застосовували тігельні та невеликі відбивні печі, опалювальні рідким або твердим паливом (нафта, мазут, вугілля). Плавку звичайно ведуть при температурі $1100-1200^\circ \text{C}$ до отримання повної рідкотекучості шлаку. Після закінчення плавки розплав виливають у виливниці. Після застигання розплаву виливниці перекидають і відокремлюють шлак від сплаву. Якщо виплавлений метал є недостатньо чистим, його гранулюють, виливаючи поволі у воду, а потім разом з флюсами піддають повторній плавці. Вміст благородних металів в одержуваних злитках залежить від складу початкових ціаністих осадів. У деяких найбільш сприятливих випадках вдається одержати сплави 950-980-й проби (за золотом і сріблом). Злитки зважують, випробують і відправляють на афінажний завод. Одержаний при плавці шлак містить корольки благородних металів. Тому шлак збирають і у міру накопичення повторно плавлять. При виливанні переплавленого

шлаку у виливницю нижня частина його виявляється значно збагаченою благородними металами. Цю частину відокремлюють, а з частини, що залишилася, золото і срібло витягують в окремій гілці.

3 ПЕРЕРОБКА УПОРНИХ РУД І ГРАВІТАЦІЙНИХ КОНЦЕНТРАТІВ

За кордоном останнім часом найбільшу увагу приділяють переробці вуглистих руд і гравітаційних концентратів. Це обумовлено, виявленням значних запасів руд, що містять природні сорбенти золота і срібла, а також неможливістю застосування ціаністого процесу в традиційному виконанні для розчинення крупного золота, що міститься в гравітаційних концентратах. У останньому випадку внаслідок посилювання вимог до охорони навколишнього середовища на зарубіжних заводах різко скоротилося використання процесу амальгамування гравітаційних концентратів.

З 1965 р. фірма «Керлін Гоулд Майнінг» (США) експлуатує підприємство продуктивністю 2,4 тис. т/доба з витягання золота методом ціанування на копальні «Керлін», штат Невада. Значна частина рудного тіла не може перероблятися за технологією прямого ціанування із-за присутності активного вуглецю та піриту з включеннями тонкозернистого золота. Запаси родовища складають більше 1 млн. т упорної вуглистої руди. Для переробки цієї руди використовується технологія «подвійного окислення», що передбачає зниження сорбційної активності природних вуглецевих речовин і розкладання карбонатів і піриту.

За добу на фабриці «Керлін» переробляють 500 т вуглистих і 1900 т рядових окислених золотих руд з подальшим ціануванням на існуючому устаткуванні.

Руду у вигляді пульпи обробляють повітрям послідовно в чотирьох чанах з добавкою соди (25 кг/т) з підігрівом гострою парою до 355 К. Повітря вдувають в днищі кожного реактора (8,5-9,1 м³/хвил) через перфоровані кільця, звідки він пі-

днімається вгору та розбивається на дрібні пухирці чотирилопатевою турбінною мішалкою. Одержану пульпу охолоджують до 323 К і обробляють хлором послідовно в шести чанах при загальній тривалості обробки 25-30 год. Витрата хлору складає 25 кг/т руди. Після обробки пульпу змішують з пульпою окисленої руди і направляють на ціанування з подальшим осадженням золота з розчину цинковим пилом. Витягання золота складає 86,9 %.

Технологія «подвійного окислення» забезпечує зниження витрати хлору та отримання вищого витягання золота в процесі подальшого ціанування.

Повідомляється про розробку процесу селективної сублімації золота і кольорових металів з вуглистих руд. Дослідна установка знаходиться в експлуатації в Каліфорнії з 1982 р. По завершенні випробувань передбачається будівництво дослідної фабрики в районі відповідного родовища.

Вважають, що впровадження вказаного методу дозволить залучити в переробку значні запаси вуглистих руд на південному заході США, переробка яких відомими методами є неекономічною.

Розроблений процес високотемпературного ціанування заздалегідь окисленої вуглистої руди при вмісті в пульпі 0,1 -1 % ціаністого натрію і 0,1-10 % гідроксиду натрію. Розчинене золото потім сорбували активним вугіллям.

Показана доцільність попередньої обробки вуглистих руд гідроксидом натрію для підвищення витягання золота.

Стосовно переробки упорних золотовмісних руд новим варіантом безперервного ціаністого вилуговування є процес фірми «Лурги» (ФРН), заснований на використанні автоклавів трубного типу, випробуваних заздалегідь при вилуговуванні уранових руд. На мал. 21 схемно зображено принцип дії простого автоклава нового типу («подвійна труба»). За допомогою поршневого мембранного насоса пульпу безперервно подають у внутрішню трубу з двох концентричних труб. У кільцевому просторі (між внутрішньою і зовнішньою трубами) пульпа, що прореа-

гувала, тече протivotочно вхідній пульпі, яка таким чином нагрівається, охолоджуючи гарячу суспензію. Залежно від конструкції подвійної труби вхідна пульпа може бути охолодженою до температури, яка дозволяє вести пряму фільтрацію без додаткового охолодження. Температура заздалегідь нагрітої суспензії на другому етапі піднімається до максимального значення 523-573 К в іншій подвійній трубі за допомогою пари або насиченого сольового розчину.

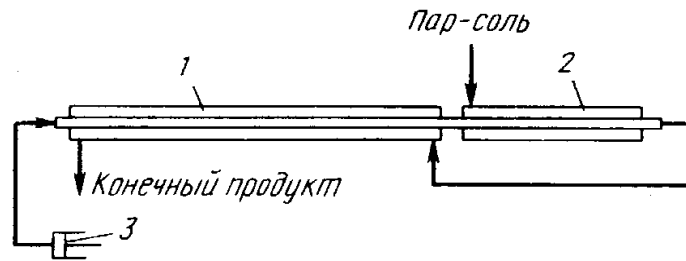


Рис. 21. Принципова схема роботи трубного автоклава:
1 - теплообмінник; 2 - перегрівач; 3 - поршневий мембранний насос

На рис. 22,а зображена автоклавна установка з випарними місткостями.

Її відмінністю від варіанту, приведеного на мал.21 (прямий теплообмін між гарячою і холодною суспензіями), є протivotочна подача пари, що одержується у випарника, в кільцевий простір між трубами. Ця система зручна в тому випадку, якщо вода, що виходить з випарної системи, використовується, наприклад, для промивки.

Інший варіант процесу показано на рис. 22,б. В цьому разі оброблювана пульпа проходить тільки через центральну трубу. У кільцевому зазорі рідкий «термомасляний» обмінник нагрівається, проходячи від гарячого кінця реактора до холодного, віддаючи теплоту вхідній холодній пульпі. Особливістю цього варіанту є те, що зовнішня труба не знаходиться під тиском і не потребує захисту від корозії.

Порівняно з автоклавами інших типів (вертикальні, горизонтальні, сферичні) відмічено наступні переваги апаратів трубного типу:

- тільки насос поршневого типа має частини, що обертаються;

- висока швидкість потоку суспензії приводить до інтенсивного масо- та теплоперенесення;
- високі значення коефіцієнта теплопередачі обумовлюють меншу поверхню теплообміну;
- у апараті є відсутнім зворотне перемішування;

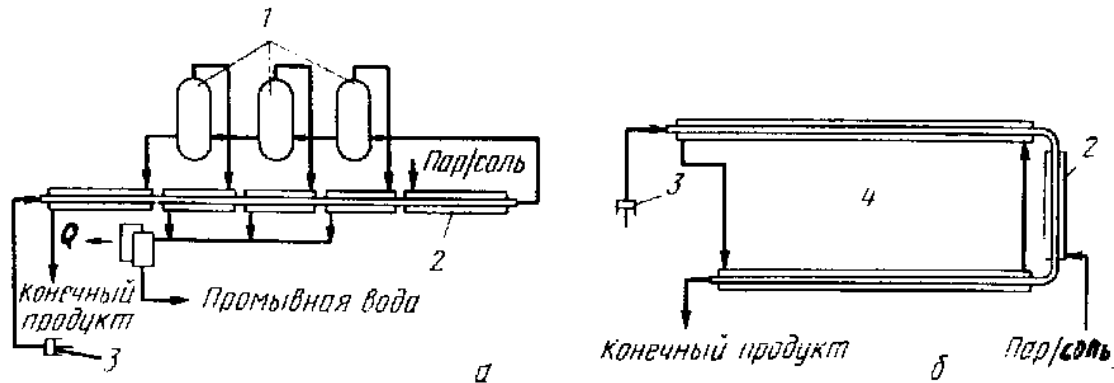


Рис. 22. Схема процесу автоклавного ціанування з випарними апаратами (а) і з використанням рідинного теплообмінника (б):
1 - випарні апарати; 2 - перегрівач; 3 – насос

- час протікання реакції за рахунок використання підвищеної температури різко знижується (у 8-25 разів), що зменшує виробничі площі та істотно економить капітальні витрати;
- пуск і зупинка апарату здійснюються швидко, окрім того, спрощується його експлуатація;
- з'являється можливість проведення реакцій в системах газ-тверде, що важливо при ціануванні золотовмісних руд у присутності кисню.

При проведенні випробувань процесу автоклавного ціанування масштаб експериментів змінювався від лабораторного апарату до дослідної установки продуктивністю 3 м³ пульпи на годину. Відмічено, що для вилуговування бокситів вже використовується більше десяти трубних автоклавів, причому деякі з них мають продуктивність більше 300 м³ пульпи на годину і загальну довжину до 4 км.

Вилуговуванню піддавалася золотовмісна (17,6 г/т) руда (кварцовий конгломерат), що має наступний склад %: Al_2O_3 3,6; CaO 0,2; MgO 0,4; Na_2O 0,1; K_2O 0,4; TiO_2 0,1; S 1,3; Fe 1,5. У дослідях використовували руду таких класів крупини: 35,2% класу $-0,063$ мм; 13,0% $-0,045$ мм; 8,7% $-0,032$ мм; 43,1% $-0,032$ мм.

Для отримання порівняльних даних проведено «звичайне» ціанування золота при атмосферному тиску та температурі навколишнього середовища (рН 11 [NaCN] - 0,02 %, [CaO] - 0,4 %). За 24 год. вилуговування витягання золота складає 95-96%. Результати порівняльних випробувань по вилуговуванню золота при звичайному і підвищеному тиску поданні на мал. 23. З розгляду графіка видно, що під тиском кисню 2,0 МПа за 30 хвил. сягається оптимальне витягання золота.

При проведенні пілотних випробувань 10 т руди, що містить 10,2 г/т золото, перемішали з водою, щоб одержати суспензію, що містить твердого 960 г/дм³. Температура готової пульпи була близько 300 К, рН 11,5, витрата NaCN 1 кг/т руди. Продуктивність установки підтримували на рівні $2,5$ м³/год, що давало лінійну швидкість потоку: $2,5$ м/с, тиск в трубі підтримували на рівні 2,5 МПа. Кількість кисню, що вводиться в реактор, складала 6 кг/т руди. Труби реактора були сполучені таким чином, що термін реакції складав 8 хвил. Осади вилуговування містили 0,2 г Au /т, таким чином витягання складало близько 98%. У кінцевій пульпі визначено концентрацію NaCN , безповоротні втрати склали 0,89 кг/т руди.

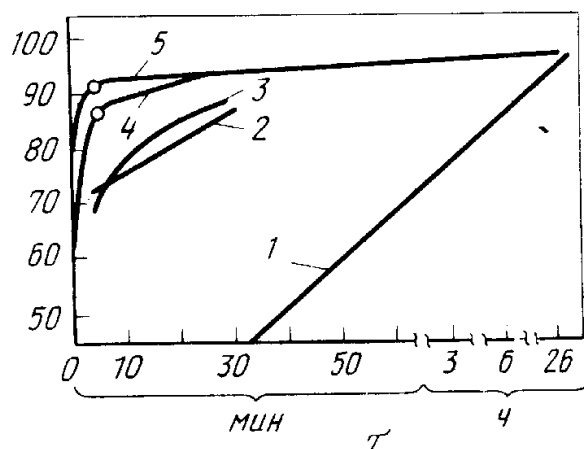


Рис. 23. Залежність ступеня витягання золота при 293 К від тривалості упарювання (τ) та парціального тиску кисню (P_{O_2} , МПа):
 1 - ціанування при атмосферному тиску; 2 - 0,5; 3- 1; 4-2; 5-5

У 1985 р. введено в дію фабрику з видобування золота «Мак-Лафлін» фірми «Хоумстейк Майнінг» (США), розташовану в 100 км на північний схід від Сан-Франциско. На фабриці використовується процес попередньої автоклавно-окислювальної обробки вуглисто-піритової золотовмісної руди. Продуктивність копальні відкритого типу 3 тис. т руди на добу, цех подріблення та знаходиться у безпосередній близькості від кар'єру. Одержувана після подрібнення рудна пульпа по пульпопроводу (завдовжки 6 км) поступає на автоклавну обробку при температурі 433-453 К і тиску кисню 300 Па. У автоклави додають сірчану кислоту, протягом 1,5-2 год. відбувається розкладання піриту (на 90 %), окислення вуглистих речовин, вилуговування нікелю, цинку та інших металів. Пульпи після вивантаження з автоклавів фільтрують, фільтрат після гідролітичного очищення повертають на автоклавно-окислювальне вилуговування. Кек фільтрації нейтралізують додаванням вапняного молока та направляють на ціанування. Вміст золота в хвостах ціанування складає всього 0,3 г/т.

Запропоновано вдосконалений процес ціанування, при якому скорочується час вилуговування і зменшується кількість ціаніду, що витрачається на розчинення миш'якових і сурм'яних мінералів.

У цьому процесі подрібнена руда змішується з вапном в кількості, необхідному для відновлення рН 10-11, після цього в пульпу додають ціанід. Одержану суміш насосом подають в реактор, що має форму подібну до колокола. Через розпилювальне сопло подають стисле повітря, пульпу після перемішування повітрям виводять з реактора і подають на витягання благородних металів. Так, проба вуглевміщуючої руди масою 57 кг подрібнювалася до крупини -0,147 мм і змішувалася з 113 кг води і 0,2 кг вапна (при кімнатній температурі і звичайному тиску). Дотягнувши рН 10-11, додавали близько 45 г ціаніду натрію і змішували з пульпою протягом 5 хвил. Пульпа перекачувалася в реактор через сопло (з отвором діаметром 190 мм) із швидкістю 45 м³/год під тиском 241-310 кПа, рециркуляція проводилася двічі. В результаті обробки витягання срібла і золота сягає 91 %.

Пересувна система «Еленко», призначена для переробки невеликих родовищ упорних руд, що містять благородні метали, демонструвалася фірмою «АМС» на виставці в Лас-Вегасі (США).

При використанні стандартної установки (модель 2200) процес починається з введення руди в два автоклави місткістю 0,5 м³ кожен. Для розчинення золота та срібла використовують «царську горілку», причому подача розчину є автоматизованою. Стабільність реакції підтримується перемішуванням пульпи і продуванням повітря через аероліфт. Нагрівання та охолодження пульпи автоматично регулюються в заданому режимі.

Фільтруючі місткості мають всмоктуючий пристрій з ручним управлінням і середовище, що фільтрує - кварц крупною 25 мкм.

Фільтрат поступає в ємності для збагаченого розчину, причому на вході в ємності автоматизована система за величиною рН пропускає розчин для подальшої обробки або повертає його в автоклави.

Відмивання розчинених благородних металів проводиться в центрифугі, куди подаються кек фільтрації і промивний розчин.

Для уловлювання токсичних газів, що виділяються в процесі розчинення благородних металів, в автоклавах передбачено спеціальні пристрої; в результаті хлор за допомогою запатентованого методу поступає в оборот і вводиться в автоклави, а оксиди азоту під тиском поступають в скрубери.

Для виділення золота і срібла з солянокислого розчину використовують аміноборани, процес ведуть в шести апаратах колонного типу. Після насичення органічна фаза промивається для запобігання утворенню гримучого золота і прямує в піч для випалення при 1023 К. Після двогодинного випалення акрил, що міститься в органічній фазі, віддаляється, в результаті одержують сплав Дорі, який поступає на подальше очищення.

В установці «Еленко» є також гідроциклони, призначені для витягання срібла після його осадження хлоридом натрію і високопробного золота після осадження відновленням.

У числі досягнень промисловості, що видобуває золото, - акустичний метод прискорення процесу ціанування, розроблений фірмою «Саундрайв» (США). Фірма «Імпект Інтернейшнл» (США) застосовує цей метод на копальні Феллон (штат Невада) потужністю 1800 т/доба, введеному в експлуатації восени 1985 р. З розчину золото облягають електролізом по методу Діксона, розробленому фірмою «Хайтек О Процесинг» (Канада) і що передбачає використання катодів з вуглеволокнистого матеріалу з розвиненою поверхнею.

Фірма «Хебе Інкорпорейтед» (Нью-Джерси, США) розробила новий спосіб витягання золота та платини з бідних руд, який, за твердженням фірми, економічніший і безпечніший порівняно із звичайним способом вилуговування розчинами ціанідів. Спосіб поки не запатентований, забезпечує витягання 90-100% золота з упорних і бідних руд порівняно з витяганням 50-70 % золото при звичайному вилуговуванні, що дозволяє переробляти бідніші золоті руди.

Окрім того, питомі витрати на переробку руди знижуються на 20 %. При використанні нового способу не відбувається забруднення навколишнього середовища. Відмічено, що срібло разом із золотом не витягується, але витягується паладій. У дослідах з рудою, що містить 8 г/т золото та не містить вуглецевих речовин, 95% золота було витягнуто за 10 год. Витрати на реагенти склали 2 дол/т. При вилуговуванні тієї ж руди розчином ціаніду 95 %-не витягання золота одержане за 6 діб при витратах 10 дол/т. Новий спосіб дозволяє добре витягувати золото з вуглецьовмісних руд, які особливо важко піддаються процесу ціанування. Намічене впровадження нового способу на великому родовищі золота на півдні Каліфорнії.

Запропонована трьохстадійна технологія витягання золота: ціанування в закритих судинах, розділення твердої і рідкої фази на стрічкових фільтрах і електролітичне витягання золота. Ціанування йде в сталевих зварних місткостях діаметром 1,8 м та шириною 3 м. Робоче завантаження складає 3,5-5,5 т концентрату. Зсередини дно реакторів покрите гумою товщиною 0,64 см. Ціануючий реактор обладнано підвісним змішувачем флотаційного типу, що обертається із швидкістю 230 об/хвил. Після закінчення ціанування реактор розвантажується на стрічковий фільтр площею 2 м². Потім розчин поступає на електроліз.

Для переробки значноціануємих сульфідних руд, що містять золото і срібло в тонкодисперсному стані, в широких масштабах випробовують бактерійне вилуговування. Стосовно витягання благородних металів за кордоном зростає інтерес до біотехнології пояснюється низькою енергоємністю процесу, можливістю економічного витягання металів з бідних і поліметалевих руд і практичною відсутністю відходів, що забруднюють навколишнє середовище.

На заводі фірми «Еквіті Силве Майнз» в Хаустоне (Канада) в дослідному масштабі використовують бактерійне вилуговування для витягання золота і срібла з хвостів флотації. У цьому районі накопичено 7 млн. т хвостів, що містять в сере-

дньому 0,9 г/т золота, що асоціюється з арсенопіритом, і 20 г/т срібла у вигляді складних сульфідів і сульфо-солей.

У хвостосховищах фабрики містяться хвости, флотаційне збагачення двох видів, що містять, г/т: 0,9 Au, 20 Ag і 0,5 Au, 40-50 Ag відповідно. Пряме ціанування хвостів дозволило витягнути 10- 20 % Au і 10-30% Ag. Дофлотація хвостів дозволила одержати концентрат, що містить 5-6 г/т Au і до 100 г/т Ag при ступені витягання золота 80-85 % і срібла 50-60 %. Із-за високого вмісту миш'яку в цьому напівпродукті він не знайшов промислового збуту, не дивлячись на спроби поліпшити його кондиції за допомогою автоклавної обробки і випалення. Разом з тим показано, що навіть незначне біологічне окислення піриту (на 13-15 %) дозволяє підвищити витягання золота з концентрату до 75 %.

Технологічні операції на установці продуктивністю 2 т/доба включають сульфідну флотацію, подрібнення концентрату, біологічну обробку і СІР-процес. Визначено, що для підприємства продуктивністю 80 т/доба концентрату капітальні витрати складуть 7,2 млн. дол, а питомі експлуатаційні витрати - 15 дол/т. Із-за того, що тонкі шлами злежуються в хвостосховищах бактерії при обробці на місці не проникають в них глибше за один метр навіть на тривалий період (15-20 років). У зв'язку з цим проведено розпушування верхнього шару хвостів на глибину 30 см за допомогою дискового плуга, що дозволило одержати гранульовану масу, легко проникну для повітря, розчину і бактерій.

Інша канадська фірма «Мінерел Лічінг Текноложіз» займається розробкою процесу бактерійно-хімічного вилуговування золота і срібла з руд, що містять значні кількості піриту і арсенопіриту. З одержаних даних виходить, що при використанні бактерійного вилуговування витягання золота з наполегливих руд зростає срібло - на 12-48 %. Фірма повідомила про промислове застосування процесу.

Для поліпшення показників ціаністого процесу фірмою «Брітіш Коламбіа Рісеч Ванкувер» (Канада) запропоновано попереднє окислення упорних піритових золотовмісних концентратів за допомогою біологічної обробки.

Концентрати, що містять до 80-100 % класу $-0,043$ мм, піддавали чановому вилуговуванню за температури 310 К і рН 2 (розчин H_2SO_4). В результаті випробувань концентрату сягається 87 %-не окислення піриту, що дозволило витягнути 81 % золото (при прямому ціануванні концентрату витягання золота дорівнює 24 %). Попередня бактерійна обробка концентратів копальні Синола дозволила сягати витягання золота 90 % (концентрат № 1) і 98 % (концентрат № 2), що на 20-30 % вище, ніж при прямому ціануванні.

Можливими джерелами добування золота є глинисті розсипи з тонкодисперсним золотом, ілі річкових дельт і морів, річкові та мінеральні води, що містять колоїдне золото. Відмічено, що за кордоном способи витягування золота з вказаних джерел (колоїдна біотехнологія) знаходяться у стадії розробки.

Окрім золото- та срібловміщуючих руд об'єктом уваги зарубіжних фірм останніми роками стали гравітаційні концентрати. Замість традиційних способів плавки і амальгації перевагу віддають ціануванню.

Так, розроблений новий процес ціанування для витягування золота, який буде застосований на фабриці фірми «Доум Майнз», що будується, в Тіммінс (Канада). Процес включає обробку гравітаційного концентрату в періодичному режимі в закритому реакторі з перемішуванням протягом 18 год. за рН 11-12 розчином ціаніду натрію (0,5-1,0%), розділення рідкої та твердої фаз фільтрацією або промивкою в конусному осаджувачі відпрацьованим розчином, електролітичне витягання золота з розчину.

На заводі в Тіммінс концентрат закачуватимуть партіями по 3,5- 5,5 т в реактор (мал. 24) діаметром 1,8 і висотою 3 м. Інший такий же реактор буде використано для зберігання відфільтрованої твердої фази або як запасне. Кожен реактор

виготовлено із зварних сталевих листів товщиною 0,64 мм. Його днище і ділянки найбільшого абразивного зносу (поблизу днища) футеровані товстим шаром натурального каучуку, сполученого холодною вулканізацією. Кришка реактора для зручності знімання складається з чотирьох частин і має отвори для подачі, рециркуляції пульпи, для відбору проб та вимірювання температури.

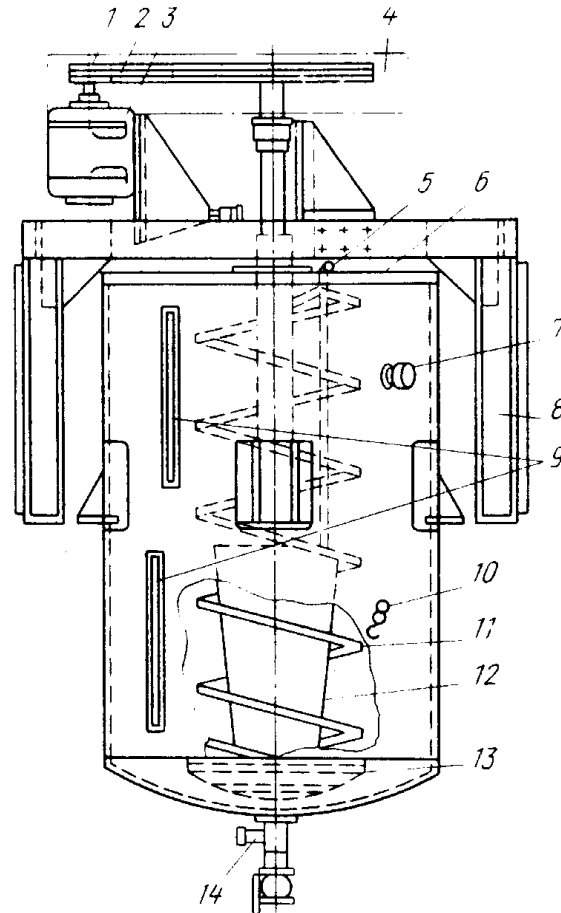


Рисунок. 24. Схема реактора для ціанування:

1 - шків двигуна; 2 - кліноременна передача; 3 - двигун; 4 - шків імелера; 5 - отвір для насоса та подачі води для охолодження; 6 - кришка; 7 -отверстие для регулювання верхнього зливу; 8 - рівень рідини; 9 - два оглядові вікна; 10 - отвір для взяття проби; 11 - змійовик охолоджувача; 12 ~ механізм перемішування; 13 - імеллер; 14 - отвір для насоса і подачі стислого повітря

Завантаження ціанідного розчину та вапна проводять через спеціальні отвори. Перемішування ведуть аероліфтом і дев'ятилопатеvim чавунним імеллером

діаметром 69 мм з покриттям з натурального каучуку. Під час пуску швидкість перемішування складає 115 об/хвил, під час вилуговування - 230 об/хвил.

Механізм перемішування оточено змійовиком (водяне охолодження), виготовленим з неіржавіючої сталі. У днищі розташовано отвір для вивантаження пульпи, через нього подають повітря або воду для перемішування концентрату, після вилуговування пульпу фільтрують на стрічковому фільтрі площею 2 м².

Капітальні витрати на будівництво фабрики в Тімменс - 400 тис. дол. (як і при процесі з використанням амальгамування на фабриці рівної потужності), проте при цьому практично виключаються шкідливі викиди, що покращує гігієнічні умови праці.

Процес під назвою «інтенсивне ціанування» застосовують в ЮАР в промислових умовах для витягування крупного вільного золота з гравітаційних концентратів. Схема низки апаратів процесу ціанування приведена на мал.25. Концентрат з відповідної місткості поступає в два реактори для вилуговування. Реактор місткістю 6 м³, висотою 3,85 м і діаметром 1,5 м показано на мал.26. Двигун, закріплений на кришці реактора, приводить до обертання вал з двома імелерами, один з яких (верхній) забезпечує перемішування на межі розділу пульпа-повітря, а другий (нижній) сприяє рівномірному розподілу твердих частинок в об'ємі пульпи. Встановлена оптимальна швидкість обертання валу (155 хвил⁻¹), при якій швидкість розчинення золота є найбільшою. Безперервно діючі фільтри створювали труднощі з живленням, тому фільтрацію пульпи після ціанування здійснюють на похилих чашкових фільтрах.

Процес ціанування починають із завантаження концентрату (звичайно 3 або 4 т) в один реактор вилуговування, після чого заливають 3,5 м³ вилуговуючого розчину і додають 0,5 м³ 30 %-ного розчину NaCN. Тривалість ціанування складає 6-8 год., рН 12-13, окислювач (кисень) вводять в об'єм із швидкістю 10 дм³/хвил, температура 300 К підтримується за допомогою нагрівальних елементів. Після вилу-

говування вміст реакторів вивантажують на чашкові фільтри, потім проводять контрольну фільтрацію з багатократною промивкою кеку. Кек змивається в зумпф і поступає на концентраційний стіл для виділення іридію та осмію. Хвости гравітаційного збагачення на столі повертають в цикл подрібнення. Фільтрат закачують в ємність для приготування електроліту, звідки з контрольованою швидкістю 70 дм³/хвил він поступає на електроліз. Електроліт направляють в оборот, причому частина його поступає в ємність золотовмісних розчинів і звідти в основний цикл, де золото осідає цинком в безперервному режимі.

Фірма «Велком Гоулд Майнінг» (ЮАР) на копальні Вестерн Холдингу експлуатує завод інтенсивного ціанування гравітаційних золотовмісних концентратів з 1977 р., при цьому середнє витягання золота на стадії розчинення складає 99 %, а його вміст в залишках вилуговування 10-50 г/т. З 1981 р. аналогічний процес використовують в ЮАР на копальні Іст Гоулд фірми «Вааль Рифі Експлорейшн енд Майнінг».

Різновидом процесу інтенсивного ціанування є КЕМИ-процес, призначений для витягання золота і срібла з руд в апаратах «баштового» типу. Затверджується, що дана технологія має переваги перед агітаційними і перколяційними процесами. На стадії вилуговування рудна пульпа, яка може містити частинки розміром від -3,3 до -0,074 мм, спочатку змішується з невеликою кількістю деревного волокна, потім проводиться флокуляція. Цим забезпечується когезійне зчеплення частинок і одночасно зберігається хороша проникність рудної маси для вилуговуючого розчину - в результаті можлива організація безперервно - протиточного руху фаз. Суміш руди з деревним волокном після флокуляції завантажується в колонний апарат зверху (мал. 27) і віддаляється через днище, а вилуговуючий розчин рухається протівоточно (висхідний потік розчину перешкоджає ущільненню флокуляційного шару). Апарат даного типа можна умовно розділити на три секції. Верхня секція, де відбувається завантаження початкового матеріалу, виконана такою, що розши-

ряється, для зменшення швидкості руху насиченого розчину, що виходить. Це сприяє кращому осіданню суміші руди з волокном і забезпечує прозорість зливу. У середній (циліндровій) секції колони відбувається процес безперервного протиточного вилуговування.

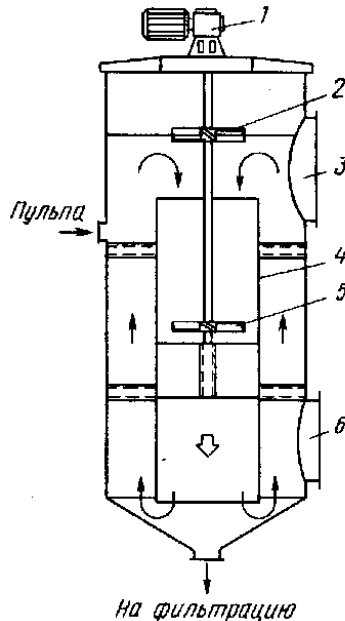


Рис.26. Реактор ціанування:
 7 - двигун; 2 - верхній імпеллер; 3 - оглядовий люк; 4 - циркулятор;
 5 - нижній імпеллер; 6- люк

У нижній частині колони є розподільний пристрій, що обертається, сполучений консолями з порожнистим валом, через яке вводиться вилуговуючий розчин. Коли тверді частинки опускаються в зону колони нижче за випускні отвори розподільного пристрою, вони осідають і згущуються, як в звичайному згущувачі. Гребки, розташовані на нижній консолі пристрою, що обертається, переміщують згущуючу пульпу до центру дна колони, де і відбувається розвантаження.

Відмічено, що апарат даного типу може бути використаний із застосуванням підвищених температур і тиску.

Випробування були проведені на семи зразках руд, що містять золото і срібло. Паралельно в зіставних умовах проводилося звичайне ціанування. Показано, що витягування золота і срібла в обох випадках зразкове однаково. Визначено, що

благородні метали не адсорбуються деревним волокном. З хвостів ціанування волокно уловлюється через злив гідроциклонів (після репульпації) і після грохочення його можна повернути в процес.

В результаті випробувань визначено наступні переваги КЕМІ-процесу порівняно з традиційним агітаційним процесом:

- для процесів вилуговування, відділення твердої фази від рідкої і промивки використовується тільки один апарат замість восьми-десяти, це різко зменшує експлуатаційні і капітальні витрати;

- у нижній частині апарату може бути створена висока концентрація ціаніду і кисню в розчині, що дозволяє одержувати високе витягання золота і срібла з руди;

- процес ефективний для матеріалу з широким діапазоном класів крупини, що дозволяє одержати значну економію на стадії подрібнення.

В порівнянні з купчастим вилуговуванням відмічені наступні переваги КЕМІ-процесу:

- витягання золота і срібла вище;

- видалення твердої фази відбувається безперервно, що знижує трудові витрати;

- невеликі розміри установки дозволяють використовувати її в гористій і труднодоступній місцевості;

- установка може експлуатуватися круглий рік навіть в умовах холодного клімату.

Як початкові дані для розрахунку прийняті: крупина помелу руди (для купчастого вилуговування 80% класу крупиною 12,5 мм; для КЕМІ-процесу 80 % класу -1,65 мм; для агітаційного процесу 80 % класу -0,074 мм), ціна золота (12,86 долл/г), витягання золота (70% при купчастому вилуговуванні, 90% при агітаційному вилуговуванні і КЕМІ-процесу). Загальна вартість виробничих витрат у кож-

ному випадку включала експлуатаційні витрати і одну четверту частину капітальних витрат. Вміст золота в руді прийнятий від 1,6 до 6,2 г/т, умовна продуктивність від 300 до 1500 тис. т руди на рік. За вказаних умов річна економія порівняно з процесом купчастого вилуговування складає 1,3-22,3 млн. дол. а порівняно з агітаційним вилуговуванням - 1,4-4,1 млн. дол.

В результаті проведення процесів інтенсивного ціанування одержують більш концентровані по золоту розчини, чим при «звичайному» ціануванні (50-2000 г Au/м³). Витягування золота з таких розчинів можна проводити, облягаючи його цинком або виділяючи електролітичним шляхом.

Асено-процес витягування золота з чорнових гравітаційних концентратів, що містять арсенопірит, випробовують в дослідному масштабі у Ванкувері (Канада) фірми «Асено Процесинг Лімітед» і «Стіенс Кетелітік Лімітед» в цілях розробки проекту промислового заводу.

Асено-процес є модифікацією процесу автоклавного кислотного вилуговування у присутності кисню, що дає можливість розчиняти залізо, миш'як і сірку з отриманням залишку, що містить золото.

Особливістю Асено-процесу є використання каталізатора, що дозволяє понизити тиск при вилуговуванні з 2 до 0,4-0,8 МПа, а температуру з 453-473 до 353-373 К.

Реакція розкладання піриту і арсенопіриту є екзотермічною, тому розчин потрібно охолоджувати.

Повне розчинення сульфідних матеріалів завершується менш, чим за 15 хвил. Одночасно відбувається розкладання вуглистих речовин, здатних сорбувати розчинене золото при подальшому ціануванні. Пульпу фільтрують з отриманням залишку, що містить золото, нерозчинні мінерали порожньої породи і невелику кількість елементарної сірки. Миш'як, залізо і сульфат переходять в розчин. Срібло частково акумулюється в залишку, частково переходить в розчин, звідки може

бути витягнутою. Миш'як також можна витягувати з розчину. Витягання золота із залишку здійснюється ціануванням. Розчин очищають від миш'яку, заліза, сульфату кальцію і гематиту разом або селективно. Скидання такого осаду в хвостосховище не представляє небезпеки для навколишнього середовища, оскільки розчинення арсенату заліза у воді є незначним.

Процес випробувано на 25 різних видах руд і концентратів. Наголошується, що зважаючи на високу ефективність каталітичного вилуговування доцільно при збагаченні знижувати вміст золота в одержуваних концентратах при відповідному збільшенні його витягання. Так, можна економічно переробляти концентрат, що містить 30 г/т золото, одержаний з руди, що містить 5 г/т золото. Багату руду можна переробляти без збагачення.

Висока швидкість і помірні умови вилуговування дозволяють зменшити габарити обладнання і вартість матеріалів, з яких воно виготовлене, порівняно з процесом вилуговування без використання каталізатора. Окрім того, не потребується тонкого подрібнення початкового матеріалу. Це створює хороші перспективи для промислового використання арсенопіритних, піритових і інших упорних сульфідних золотовмісних руд.

4 ЗГУЩУВАННЯ І ФІЛЬТРАЦІЯ ЦІАНІСТИХ ПУЛЬП

На зарубіжних фабриках видобування золота та срібла розчини після ціанування руд виділяють шляхом згущування і відмивання протиточною декантацією та фільтрацією. На багатьох фабриках протиточна декантація проводиться в п'ять-вісім ступенів в дерев'яних згущувачах «Еймко» діаметром 30,5 і 46 м і висотою 3,6 м, обладнаних гребками. Нижній продукт згущувачів вивантажується гумованими насосами. Гребки виготовляють з неіржавіючої сталі. Щільність ни-

жнього зливу згущувачів реєструється гамми-щільномірами, які також автоматично контролюють роботу відцентрових насосів в цілях підтримки щільності пульпи на заданому рівні.

Для фабрики "Президент Бренд" (ЮАР), що розширюється, протягом 1985 р. проведений монтаж шести нових крупних згущувачів "Еймко" діаметром 60 м. Ці згущувачі забезпечені приводними пристроями нового типу з прецизійними підшипниками, що зменшує експлуатаційні витрати.

Згущування на нових фабриках, що видобувають золото, проводять, як правило, в згущувачах "Інвайроклі" діаметром 10,7 м. У конструктивному відношенні цей апарат відрізняється тим (мал. 28), що в ньому початкова пульпа подається від низу до верху у вже згущений продукт - це прискорює процес коагуляції дрібних частинок і зменшує необхідну для згущування площу в п'ять і більше разів.

На фабриках, що видобувають золото, ЮАР підвищення витрати флокулянта від 2 до 6 г/т і впровадження згущувачів конструкції фірми "Інвайроклі" дозволило збільшити питому швидкість згущування від 0,94 до 1,6-5,5 т/(м²/доба). Це забезпечило можливість використання згущувачів діаметром 23 м замість 46 і 61 м. Подальшим удосконаленням конструкції високопродуктивних згущувачів може бути збільшення кута нахилу конусного днища з метою виключення необхідності застосування механічного перегрібаючого пристрою. З цих позицій представляє інтерес пластинчастий згущувач "Ламела", розроблений в Швеції. Принцип дії згущувача полягає в наступному (мал. 29): початкова пульпа поступає в приймальну трубу 1 і розділяється між паралельно встановленими пластинами 2; в результаті освітлений розчин піднімається і поступає в розвантажувальні камери 3, а згущуючий продукт опускається вниз. Для забезпечення швидкого осідання твердих частинок використовують сполучений з пластинами вібратор 4 з регульованою частотою коливань. Площа згущування в апа-

раті цього типу визначається сумарною площею поверхні пластин, а ступінь освітлення - положенням приймальної труби.

Звичайний діаметр згущувачів на фабриках, що видобувають золото, ЮАР 23-61 м, проте іноді застосовують згущувачі більшого діаметру. Так, на копальні фірми "Егоу" використовують згущувачі діаметром 137 м, де встановлено чотири таких апаратів для згущування хвостів флотації.

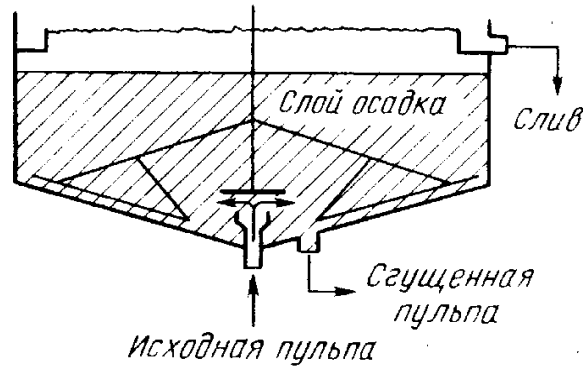


Рис. 28. Згущувач типу "Інвайроклі"

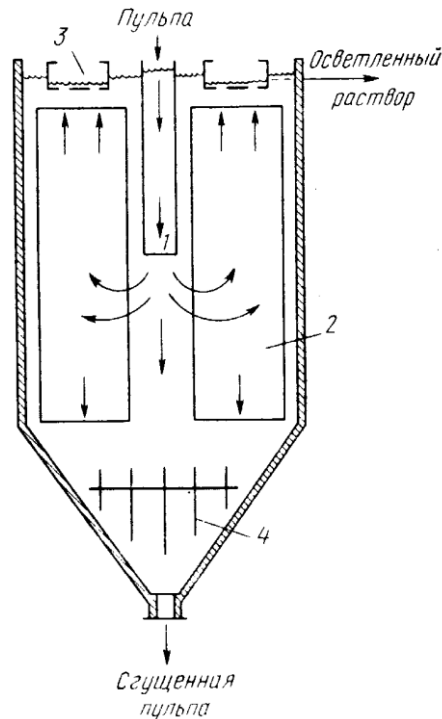


Рисунок 29. Схема дії згущувача "Ламела":

- 1 - завантажувальна труба; 2 - пластини;
- 3 - розвантажувальні камери; 4 - вібратор

Для відділення ціаністого розчину від вилуженої руди на фабриках використовуються барабанні фільтри великого діаметру. Так, на фабриці "Еландсренд" (ЮАР) працюють фільтри довжиною 8 м і діаметром 5,48 м. Якісна промивка кеку на фільтрах великого діаметру забезпечується установкою "спрей-блоків", звідки подається вода для промивки. Це дозволяє понизити втрати розчиненого металу до 0,5-0,3 % при одностадійній промивці з витратою води 0,8 т на 1 т кека.

Іншим нововведенням є застосування пароструминних ежекторів як вакуумні насоси для фільтрів, що дозволяє уникнути проблеми накопичення вологості у вакуумних насосах.

Останніми роками в золотодобувній промисловості набули поширення стрічкові фільтри, які дозволяють здійснювати багатократну протиточну промивку без попереднього репуль-бенкетування кека. Стрічкові фільтри компактніші і менш капіталомісткі, чим інші конструкції фільтрів, їх продуктивність приблизно в два рази вище, ніж барабанних вакуум-фільтрів. Дані фільтри можуть бути використані для сухого або мокрого вивантаження хвостів.

Швидкість переміщення стрічки на зарубіжних фабриках, що видобувають золото, знаходиться в межах 0,1-4,5 м/хвил. Корисна площа фільтрації займає 25-35 % всіх площі стрічки.

Шлам, що подається з одного кінця фільтру, транспортується до першої перемички, причому в цій же зоні відсисається матковий розчин. Одержаний кек проходить під перемичкою з бортом з тонкої гуми в наступну зону фільтру, куди подається вода для першої промивки. Ця вода, як і матковий розчин, поступає в колектор, що знаходиться під стрічками. У ньому є внутрішні зйомні розділові перегородки, що відповідні перемичкам, сполучені з вакуумом-насосом.

Промивка фільтруючої тканини проводиться за допомогою трубчастих форсунок з соплами для подачі води в напрямі, протилежному напрямку фільтрації під час зворотного руху полотна до робочої частини фільтру.

Стрічкові фільтри розрізняються, в основному, конструкцією стрічки, способами кріплення тканини і знімання осаду. Конвейерна стрічка виготовляється двох типів: плоска з бортами для запобігання стікання шламу і стрічка у формі жолоба.

Показано, що при переробці глинистих пульп після ціанування швидкість фільтрації можна збільшити за рахунок лужної обробки пульпи. Після додавання в пульпу (Т:Р = 3:1) 30 г/дм³ Na₂CO₃ і коагулянту (поліакриламід) в кількості 100 г на тону твердого і подальшої витримки пульпи протягом 12 год. при 360 К питома швидкість фільтрації склала величину 0,03 т/(м²·год). Півгодинна обробка тими ж реагентами при 453 До збільшила питому швидкість фільтрації до 0,9 т/(м²·год). В результаті досліджень запропоновані дві схеми переробки глинистих золотовмісних пульп: перша - для руд, що містять до 50 % глин волокнистої будови, і друга - для руд, що містять значні кількості каолінових глин. При проведенні промислових випробувань з глинистими пульпами на барабанному вакуум-фільтрі площею 60 м² одержали питому швидкість фільтрації 0,7-1,2 т/(м²·год).

На стадії освітлення золотовмісних розчинів за кордоном застосовують конічні освітлювачі з флокульованим фільтруючим шаром, що дозволяють понизити концентрацію суспензій з 500-600 до 30 мг/дм³. У днищі освітлювача знаходиться дренажна основа, на якій розташований фільтруючий шар з перліту або діатоміту. У чан вмонтована центральна труба - циркулятор з виходом в конічну частину освітлювача. Чан освітлювача заповнена фільтруючим шаром приблизно наполовину, розмір частинок шару від 0,5 до 1,2 мм. Звичайно розчин, що піддається очищенню від суспензій, пропускають зверху через фільтруючий

шар і виводять через дренаж. Використовують два апарати: один працює в режимі освітлення, а другий - промивки.

Коли фільтруючий шар заповнюється уловленими твердими частинками, подача розчину припиняється і в апарат знизу через дренаж подається вода, що розпушує весь фільтруючий шар. Одночасно в циркулятор вводяться повітря і вода, що дозволяє ефективно відмивати мул від частинок фільтруючого шару, руйнує їх конгломерат і запобігає гіпсуванню. Відмитий мул і промивна вода з освітлювача поступають в згущувач.

Для контрольного освітлення золото- і срібловміщуючих розчинів за кордоном використовують пісочні, вакуумні листові і свічкові фільтри.