

Лекція 6. ТЕХНОЛОГІЯ ПРОЦЕСУ АМАЛЬГАМУВАННЯ ТА ІНШИХ СПОСОБІВ ВИЛУЧЕННЯ БЛАГОРОДНИХ МЕТАЛІВ.

Теоретичні основи процесу витягування золота і срібла амальгамуванням.

Процес амальгамування засновано на властивості ртуті змочувати частинки благородних металів, проникати в них і утворювати в надлишку ртуті з'єднання цих металів з ртуттю. В процесі амальгамування благородних металів ртуть є колектором, що збирає найдрібніші частинки благородних металів у більший агрегат - амальгаму, яка осідає і затримується в певних частинах приладів або на похилій поверхні спеціальних приладів, - шлюзів, звідки періодично знімається. Перехід благородних металів в амальгаму створює умови для швидкого і повного уловлювання їх з рудної пульпи, що зменшує можливість винесення найдрібніших частинок благородних металів з циклу переробки і втрати їх з хвостами.

Утворенню амальгами благородних металів обов'язково повинно передувати змочування їх поверхні ртуттю. Для успішного амальгамування необхідно, щоб поверхня частинок металу була не окисленою і не мала на собі різних плівок. Плівки, що покривають частинки металу перешкоджають змочуванню металу ртуттю і дифузії її всередину металу. У золота плівка оксиду, мабуть, має дуже малу товщину. На поверхні частинок платини плівка щільніша, тому змочування і амальгамування її можливі тільки після хімічного видалення такої плівки.

Велике значення для змочування золотих частинок має стан поверхні ртуті, яка вживається для амальгамування золота. Ртуть повинна бути не тільки рухомою, і мати свіжу блискучу поверхню. Будучи механічно розбитою на дрібні краплі, вона повинна при контакті окремих крапель швидко зливатися в одну масу. Ртуть, що легко пемзується, тобто розбивається на дрібні краплі, що не з'єднуються між собою, погано змочує золоті частинки, легко виноситься з циклу і втрачається з хвостами обробки.

Процес амальгамування - простий і дешевий прийом обробки руд і концентратів, що забезпечує можливість швидкого витягування і реалізації металу у вигляді чорного золота.

Способи амальгамування золота і срібла.

Процес амальгамування здійснюється двома способами:

- внутрішнім амальгамуванням, яке проводять одночасно з подрібненням руд або частіше концентрату у середині самого подрібнюючого апарату (у бігунних чашах, млинах, чанах-амальгаматорах);
- зовнішнім амальгамуванням, що проводиться поза подрібнюючим приладом (зазвичай на шлюзах, рідше в спеціальних апаратах-амальгаматорах).

Внутрішнє амальгамування забезпечує найбільш сприятливі умови для витягування золота, оскільки воно контактує з ртуттю у момент оголення частинок золота. При подрібненні руд свіжою поверхню золотинок, що не встигла покритися плівками, добре змочується ртуттю, що є основною умовою для швидкого амальгамування золота. При внутрішньому амальгамуванні у подрібнюючій апарат водночас з рудою подають також і ртуть. Відношення кількості ртуті, що заливається, до вмісту золота в руді на практиці коливається в широких межах $[\text{Hg}:\text{Au}=(3\dots 10):1]$.

Для амальгамування концентратів на золотовитягувальних підприємствах часто застосовують так звані бочки амальгамувань. Цей апарат складається з чавунного або звареного з товстого листового заліза циліндрового корпусу з торцевими стінками. Між торцевими стінками і кільцевими приливами корпусу закладаються чавунні диски, що є футеруванням торцевих стінок. Бочка має піввісі, що лежать у підшипниках. Обертання бочки здійснюється від двигуна через шків. Для завантаження і розвантаження матеріалу в бочці є два протилежно розташованих люки, що закриваються кришками за допомогою гвинтів. Перед початком

амальгамування в бочку через один з люків завантажують матеріал, що підлягає амальгамуванню (концентрат, шліх), сталеві кулі, воду і ртуть.

Зовнішнє амальгамування здійснюється в процесі протікання розвантажування з приладу, що амальгамує пульпу, по похилій амальгамованій поверхні - шлюзу. Конструктивно шлюз складається з двох-трьох послідовно розташованих похилих площин з мідних листів, які натерті ртуттю. Під час протікання пульпи, що виходить з амальгамуючого приладу, по шлюзу золотинки і частинки амальгами унаслідок високої щільності осідають на поверхні шлюзу і уловлюються шаром амальгами, нанесеної (втертої) на зовнішню поверхню мідних листів. Це уловлювання відбувається унаслідок контакту частинок золота і амальгами з поверхнею шлюзу.

Обробка амальгами золота і срібла.

Напіврідку амальгаму після знімання з апаратів і матеріал, що вивантажено з бочки, промивають для відділення механічно захоплених піску, заліза, сульфідів і інших чужорідних домішок. Амальгама з дна апаратів амальгамувань і пасток, змішана із значною кількістю важких шліхів. Тому таку амальгаму обробляють в спеціальних промивальних приладах, що працюють за принципом золотопромивного ковшика. Остаточну промивку проводять в чавунних або фарфорових чашах. Очищену таким чином амальгаму віджимають (фільтрують) через щільну тканину або замшу на гвинтовому пресі. Віджату ртуть із вмістом біля 0,2 % благородних металів направляють в оборот, а віджата напівсуха пластична амальгама поступає у відпарювання. Цікаво відзначити, що вміст золота у віджатій амальгамі коливається від 20 до 50 %. При обробці матеріалів, що містять крупне золото, амальгама має високий вміст золота унаслідок неповної дифузії ртуті в крупні частинки.

Відгін (відпарювання) ртуті з амальгами проводять дистиляцією в ретортах, розмір і конструкція яких визначаються масштабом виробництва. Реторти нагрівають спалюванням палива на колосниках під ретортою або за

допомогою електроенергії. Звужений кінець реторти має водяний холодильник. Реторти необхідно нагрівати поступово щоб уникнути розбризкування амальгами унаслідок різкого розкладання хімічних сполук ртуті з благородними металами. Після відгону більшої частини ртуті при 350...400 °С температуру в реторті підвищують до 750...800 °С. Після відгону ртуті золото, що залишилося в охолодженій реторті, у вигляді порошку або губки виймають і плавлять в тиглях з флюсами (бура, сода, селітра). Приміщення, в якому проводять відгін ртуті, щоб уникнути отруєння тих, що працюють, повинно добре вентилуватися.

Витягування платинових металів з розсипів.

Розсипи платинових металів, що утворені в результаті руйнування корінних порід. Процес витягування платинових металів з розсипів зводиться до двох груп операцій: здобич пісків і їх збагачення гравітаційними методами – ці операції зазвичай суміщають в одному агрегаті – дразі. Руда поступає в промивальну бочку на дезинтеграцію і грохочення. Верхній продукт (галька, крупні камені, грудки глини, що не були розмиті) направляють у відвал. Нижній продукт направляють послідовно на шлюзи, відсадні машини і концентраційні столи. В результаті збагачення отримують продукт – шліхову платину, що містить до 70...90 % платинових металів, і «чорні шліхи». Цей продукт іноді амальгамують. У ряді випадків розсипи алювіального походження, що не містять сірку і метали в промисловій кількості, піддають класифікації з використанням грохочення і (або) гідроциклонування. В результаті отримують матеріал трьох класів крупності, два з яких (грубий і тонкий) йдуть у відвал, а середній клас збагачують гравітаційними методами, переочищують і направляють на афінаж. Ступінь витягування МПГ з розсипів зазвичай не перевищує 70 %.

Витягання благородних металів зі свинець - і цинковмісних руд.

Для колчедано-поліметалічних і свинцево-цинкових руд характерним є змінний зміст благородних металів і нерівномірний їх розподіл. Переважаючою формою знаходження золота і срібла в цих рудах є ізоморфна або у вигляді твердих розчинів усередині основних рудних мінералів. У колчедано-поліметалічних рудах срібло зазвичай пов'язане з сульфідами – галенітом, сфалеритом, у яких також присутні дрібні включення самородних золота і срібла, телуридів срібла і інших з'єднань. У свинцево-цинкових родовищах в первинних рудах і зоні окислення встановлено самородне срібло, аргентит. Срібло пов'язане головним чином з галенітом.

Золото зазвичай витягується спільно з головними рудними мінералами, в яких воно присутнє в тонкодисперсній або ізоморфній формі, або накопичується у вигляді самостійних мікровиділень мінеральних асоціацій. Основною мінеральною формою є самородне золото, рідше воно представлене теллуридами і іншими з'єднаннями.

Витягання срібла на цинкових заводах дуже залежить від типу основного процесу. Так, витягання срібла змінюється від нуля при використанні ярозитного процесу до 50...60 % при двохстадійному ярозитному процесі і до більш ніж 90 % на заводах, які переробляють всі залишки нейтрального вилуговування в печі для плавки свинцю з доменним дуттям або у відбивній печі мідної плавки.

Благородні метали (в основному срібло), що входять до складу свинцевих руд, виділяють в процесі рафінування свинцю після його очищення від міді, миш'яку і телуру. Так званий процес збезсрібнення, який засновано на здатності золота і срібла утворювати з металевим цинком міцні з'єднання (інтерметаліди) з високою температурою плавлення. Введення в свинцевий розплав цинку приводить до розшарування його на дві фази: рідкий свинець і рідина з підвищеним вмістом срібла і цинку. При температурі нижче 500 °С з останньої виділяються тверді кристали інтерметалідів $AgZn_3$. Золото у вигляді з'єднань $AuZn$ і $AuZn_3$ виділяється з

розплаву вже при температурах 630 і 730 °С, відповідно. Інтерметаліди спливають на поверхню розплаву, звідки цю "сріблясту піну" періодично знімають. У піні 60...110 г/кг Ag і 100...200 г/кг Au. Піну потім піддають операції ліквідації для відділення надлишку свинцю, а цинк відокремлюють дистиляцією. Фінальною частиною технологічної схеми витягання благородних металів на свинцевих заводах є купелювання; отриманий метал Доре відправляють на афінаж.

Витягання благородних металів з сурм'яних руд.

У природі золото і срібло часто супроводять сурму у вигляді ізоморфних домішок в її мінералах. У виробництві сурми при вогняному рафінуванні в очищений метал переходить 90...95 % золота і срібла. Товарними концентратами благородних металів є анодні шлами (у випадку електролітичного отримання сурми) або свинцевий залишок, що утворюється при сублімаційнім методі отримання сурми у вигляді триоксида. Ці концентрати, залежно від змісту благородних металів, відправляють на афінаж або в свинцеве виробництво.

Розроблений спосіб витягання золота з сурмянистого шлаку, що утворюється при випаленні концентрату. Шлаки, що містять 85 г/т золота і 10 % сурми, є матеріалом, наполегливим для ціанування, тому запропоновано подрібнений шлак направляти на флотацію із застосуванням дитіофосфата з подальшою плавкою концентрату з CaF_2 і NaOH . У невеликому масштабі у тиглях отримано сплав, що містить до 4 кг Au/т, з якого за допомогою гідрохлорування в системі $\text{HCl}+\text{Cl}_2$ витягувалося більше 99 % золота. Проте при напівпромисловій плавці флотоконцентрата в дуговій печі (завантаження 1 т) був отриманий в'язкий розплав, з якого при охолодженні не вдалося виділити золотовмісний продукт. У зв'язку з цим на подальшому етапі досліджень гідрохлоруванню піддавали флотоконцентрат складу, %: 31,6 – сурма; 4,5 – мідь; 2,4 – нікель; 0,12 – кобальт; 9,5 – залізо; 20,9 – кремнезем; 6,9 – оксид магнію; 2,7 – оксид алюмінію; 1,3 – оксид кальцію; 1,7 – сіра і

16,1 – вуглець. Показано, що сурма при гідрохлоруванні розчиняється швидко і практично без залишку, при цьому припущено, що хлорид сурми $SbCl_5$, що утворюється на першому етапі процесу, позитивно впливає на розчинення золота.

Оптимальними умовами розчинення золота, при яких досягнуто ступінь витягання 90 %, є: 40 %-ва концентрація соляної кислоти; значення окислювального потенціалу розчину 800...1000 мВ, час 4...6 год. З отриманого в результаті гідрохлорування розчину гідролізом осаджували сурму, після чого золото сорбували на активному вугіллі. При витяганні з розчину, що містив 67,7 мг/дм³ золота, ємність вугілля склала 140 міліграм Au/г при залишковому вмісті у фільтраті 0,1 мг/дм³ (витягання золота 99,9 %). Насичене золотом вугілля після термообробки при 873 К в електропечі направляють на плавку.

Переробка цинкових осадків з витяганням благородних металів.

Цинкові осадки після осадження золота в процесі Меррілл-Кроу обробляють традиційним способом – на першому етапі розчиняють домішки в кислих розчинах. Після згущування і фільтрації проводять випалення кеку для видалення залишкової вологи, летючих домішок і окислення недолугованих кольорових металів, в основному свинцю і цинку. Випалення ведуть в печах з електричним нагрівом з використанням піддонів або безперервної рухомої сталеві стрічки. Товщину шару золотовмісного матеріалу при випаленні підтримують на рівні 75 мм, температура випалення 823...973 К, час – 16 год. Недогарок направляють на плавку в трьохелектродних дугових печах при температурі 1473...1673 К. У піч завантажують 200...350 кг недогарка, як флюси застосовують кремнезем і буру. Плавка триває 1,5 год., після чого електроди піднімають, піч нахиляють і розливають розплав благородних металів і шлаків у форми, розташовані каскадом. Шлак потім гранулюють в холодній воді і накопичують для відправки на підприємство, де з шлаку витягують золото і срібло. Злитки

стандартною масою 30 кг зазвичай містять, %: 86 – золота; 10 – срібла і 4 – кольорових металів.