



ПОЛИМЕТАЛЛ

**Упорные руды: признаки, причины
упорности и способы ее преодоления**

Н.В.Воробьев-Десятовский

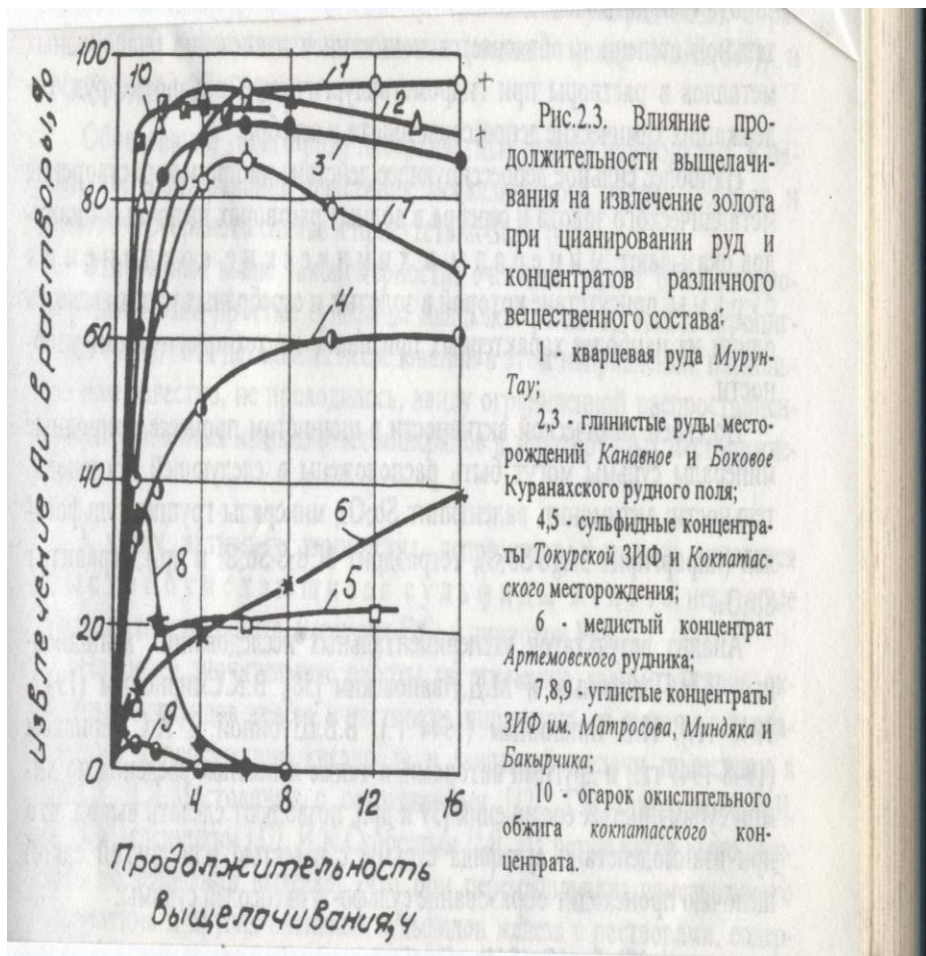


Что такое упорные руды и концентраты, и почему их приходится перерабатывать технологам-гидрометаллургам?

- ***К категории упорных относятся руды и концентраты, переработка которых в «стандартных» условиях цианирования не обеспечивает требуемого извлечения золота или же связана с повышенными затратами на отдельные технологические операции (измельчение, выщелачивание, обезвоживание, выделение золота из растворов и т. д.).***

В качестве стандартного процесса выбран процесс цианирования руд и концентратов, поскольку он экономически дешев, избирателен по отношению к золоту и серебру, хорошо технологически проработан на практике и имеет наименьший вред природе и человеку.

- На рубеже шестидесятых и семидесятых лет прошлого столетия проявились объективные «технологические» обстоятельства, определившие повышенное внимание к проблемам, связанным с переработкой упорных золотосодержащих руд. Этими обстоятельствами явились:
 - увеличение рыночной цены на золото (с 1970 по конец 2010 года выросла почти в 40 раз);
 - снижение числа разведанных месторождений, содержащих легко цианируемые руды, сокращение «привычной» резервной базы золота;
 - снижение содержания золота в рудах;
 - увеличение объема руд (в том числе нового типа, ранее не перерабатывавшихся), поступающих в переработку и дающих низкое извлечение золота;
 - малая эффективность существовавших технологических процессов по отношению к
 - переработке упорных руд;
 - накапливание отвалов, содержащих значительное количество неизвлеченного золота.



- Главными причинами упорности при использовании цианидной технологии являются тонкая вкрапленность золота в рудообразующих минералах (сульфидных и силикатных), сорбционная активность природных органических и неорганических веществ, а также наличие минералов-цианисидов и труднофильтруемых глин. Реже встречаются минералы золота, которые в стандартных условиях реагируют с NaCN с очень низкой скоростью: ауростибит AuSb_2 , калаверит AuTe_2 , фишессирит AuSe_2 . Каждый случай упорности представляет существенную технологическую проблему при вскрытии рудного материала. Однако на практике часто встречаются случаи двойной упорности и даже тройной, когда в подаваемом в технологический процесс материале наблюдается одновременно, например, и тонкая вкрапленность золота в сульфидные минералы, и наличие природных углеродных сорбентов. Естественно, что это еще более усложняет технологию переработки подобных рудных материалов.



- **1. Золотосодержащие руды и концентраты, с большим количеством цианисидов. Одни из наиболее распространенных цианисидов – минералы меди: 1 % меди в руде «съедает» при цианировании 30 кг NaCN.**

Пример: реакция теннантита с цианидом натрия.



Что предпринять для уменьшения расхода NaCN?

Существует несколько подходов к сокращению расхода цианида. Рассмотрим 2 наиболее часто применяемых на практике.

- А. Использование аммиачно-цианидного раствора, в котором вместо щелочи используется водный раствор NH_3 . В этом случае цианид почти не расходуется на связывание с медью. Медь образует довольно прочный комплекс с аммиаком $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_5(\text{H}_2\text{O})]^{2+}$, который выступает окислителем по отношению к Au. В результате скорость цианирования золота возрастает, а расход NaCN падает.
- Б. Для руд, содержащих около 1 % меди использование истощенных концентраций NaCN (0.5 – 0.9 г/л) при высоких значениях pH (12.6-13.0), создаваемых с помощью NaOH. От CaO в качестве щелочного агента в этом случае необходимо полностью отказаться. Фокус метода заключается в том, что образующиеся при цианировании соединения меди(I) $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$ и $[\text{Cu}(\text{CN})_4]^{3-}$ в присутствии кислорода воздуха выступают в качестве цианирующих реагентов по отношению к золоту, а сами превращаются в $\text{Cu}(\text{OH})_2$. Недостатком метода является продолжительность процесса, составляющая обычно 3-5 суток, однако цианид на растворение меди практически не расходуется, а медь в конце процесса в растворе находится в очень низкой концентрации и не мешает адсорбции золота на активированные угли.

Другим крайне неприятным представителем цианисидов является пирротин, FeS. Сам пирротин не только расходует цианид, но и выделяет как и в случае меди в раствор сульфидный анион, который потреплет не только анионы CN^- , но и кислород, тормозя тем самым растворение золота:



Особенно опасен пирротин при его содержании свыше 1 %. Борьба с пирротином: предоисление в щелочной среде ($\text{Ca}(\text{OH})_2$) барботажем воздуха для превращения его в смесь не реагирующих с CN^- продуктов $\text{Fe}(\text{OH})_3$ и $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$.



- Многие сульфидные минералы обладают сорбционной активностью по отношению к аниону $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$. Примерами таких минералов являются пирит FeS_2 и халькопирит, CuFeS_2 , не содержащие в своем минеральном составе золота

Как определить прег-роббинг на сульфидных минералах при отсутствии в их составе органического углерода?

Модель обычного растворения золота при цианировании в отсутствие прег-роббинга в описывается уравнением:

$$\frac{dg}{dt} = -k(g - g_\infty)^n$$

В этом уравнении g – содержание золота в цианируемой руде (г/т), g_∞ – содержание нецианируемого золота в руде (г/т), k – константа скорости выщелачивания, n – порядок реакции скорости выщелачивания. Для неосложненного прег-роббингом цианирования константа скорости мало зависит от концентрации NaCN в широком диапазоне значений концентрации, а в случае прег-роббинга растет с ростом концентрации NaCN .

Что делать?

Пытаться выделить сульфидные минералы в отдельный продукт флотацией или иными способами. Если в этих минералах содержится золото в концентрации (г/т), значительно превышающей содержание сульфидной серы, подвергать выделенный продукт кондиционированию, заключающемуся в биоокислении или автоклавном окислении, после чего проводить сорбционное цианирование в режиме CIL. Содержание сульфидной серы в продукте, подвергаемом окислению, должно превышать 5.5 %.

Если содержание прег-роббинговых сульфидных минералов относительно невелико, а выделить их не удастся, проводить сорбционное цианирование в режиме CIL, поддерживая повышенную до 1 г/л концентрацию NaCN .

Заметные потери золота могут наблюдаться при содержании в цианируемой руде пирита и марказита при их содержании, соответственно, свыше 6 и свыше 4 % при условии, что сами минералы золота не содержат.



- **Руды, содержащие труднофильтруемые глины, особенно, если они склонны к анионному обмену**

В практике золотодобывающих предприятий глины встречаются, в основном, в составе окисленных руд. Как правило, они не обладают анионообменными свойствами и не могут адсорбировать анионы $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$. Однако, они могут создать проблемы, если в технологической схеме фабрики есть операции фильтрации. В этом случае переработка легко цианируемых окисленных руд может превратиться в серьезную технологическую проблему. Если переработку подобного материала нельзя перевести в кучное выщелачивание с окомкованием руды с помощью добавок цемента или иных закрепляющих структуру реагентов, то вместо фильтрации необходимо применять сгущение и/или противоточную непрерывную декантацию выщелоченного материала. Глины с анионообменными свойствами в мировой практике встречаются крайне редко. Как правило, потери золота, которые «списывают» на сорбцию на глинах, имеют совершенно другую причину. Для обнаружения анионообменных свойств глин используют методику определения адсорбции глинами бензоатного аниона. Методика заключается в определении изменения во времени концентрации бензоатного аниона при контакте суспензии изучаемой глины с водным раствором NaOOC_6H_4 . При наличии адсорбции аниона $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ на глинах необходимо увеличивать ионную силу раствора выщелачивания.



- **Руды, содержащие бинарные минералы золота с сурьмой, мышьяком, селеном и теллуром**
- Несмотря на то, что такие минералы, как правило, не образуют собственных месторождений, они встречаются в качестве нецианируемых примесей в месторождениях рудного золота. Примерами таких минералов являются ауристибит (AuSb_2), фишессеит (AuSe_2) и ка-лаверит (AuTe_2). Сами минералы при цианировании в раствор практически не переходят, однако вскрываются при окислении в автоклаве или при предварительной окислительной обработке в обычных условиях. В качестве окислителя для калаверита при обычных условиях могут выступать подкисленные растворы $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, гипохлорит натрия или кальция. Из-за окисления под действием соединений Fe(III) и Cu(II) , образующихся при окислении соответствующих сульфидных минералов в природных условиях, калаверит обычно не встречается в верхних, окисленных участках месторождений. Таким образом, переработка теллур-содержащих руд может производиться либо в 2 фазы (предварительное окисление теллура в условиях кучного выщелачивания с его выделением), либо путем предварительного окислительного кондиционирования (биоокисление, автоклавное или пироокисление) с последующим цианированием. При био- и автоклавном окислении теллур будет теряться.
- Для минералов, содержащих сурьму, использование биоокисления может быть неприемлемым, поскольку образующиеся соединения сурьмы токсичны для бактерий и при определенной концентрации Sb могут вызвать их полное отравление и многодневную остановку технологического процесса.



Руды и концентраты, содержащие «органический» углерод. Прег-роббинг первого рода

- Органические вещества, встречающиеся в составе золотосодержащих руд, можно разделить на 3 большие группы: керогены, битумены и графиты. **Керогены** являются прекурсорами нефти и газа. Это природная форма органического углерода, возникшая из остатков континентальных, морских и озерных микроорганизмов, растений и животных. В результате природных воздействий, в основном, термического характера структура керогена изменялась, благодаря выделению более низкомолекулярных продуктов – битуменов и метана. С точки зрения строения к керогенам относятся различные аморфные и кристаллически слабо выраженные органические вещества с широким спектром состава. **Битумены** представлены твердыми и полутвердыми углеводородами и, как правило, не содержат в составе атомов кислорода. Эти органические соединения имеют неупорядоченную молекулярную структуру. Преобразование углеродистого вещества от аморфного сорбционно-активного углерода до кристаллического графита сопровождается уменьшением размера кристаллитов в углеродной матрице. При росте степени преобразованности органического вещества содержание функциональных групп на его поверхности снижается, а кристаллическая структура становится более совершенной. Конечным членом преобразования является **графит** с гексагональной структурой элементарной ячейки и межплоскостным расстоянием d , равным 3,349 Å. **Сорбционные свойства РУВ к иону $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ снижаются ряду: кероген > битумен >> графит.** Таким образом, «органический» углерод обладает различной сорбционной активностью и само его наличие в руде еще не является свидетельством того, что руда будет цианироваться плохо. Однако проведение анализа любого материала на содержание в нем «органического» некарбонатного углерода обязательно. Верным признаком наличия углеродного прег-роббинга первого рода является снижение концентрации золота в растворе во время цианирования вместо ее роста и выхода на участок плато.



Как оценить риск углеродного прег-роббинга первого рода?

- 1. Проведение параллельных тестов с «углеродной» рудой в режиме CIP и CIL при одинаковых условиях цианирования. Если извлечение в CIL-тесте выше, чем в CIP, то материал характеризуется прег-роббингом.
- **2. Определение индекса прег-роббинга (PRI-тест).** Тест представляет собой выщелачивание в 2 бутылочных агитаторах. В первом проводят выщелачивание 10 г исследуемой руды с 20 мл щелочного раствора, содержащего 1 г/л NaOH и 3 г/л NaCN в течение 1 ч и определяют концентрацию золота в растворе $[Au]_{\text{циан}}$. Во втором проводят цианирование 10 г этой же руды с 20 мл цианидного раствора, в котором помимо NaOH и NaCN растворен $Na[Au(CN)_2]$ так, чтобы концентрация золота в нем составляла 1.7 мг/л. После цианирования в течение 1 ч. определяют концентрацию золота в растворе $[Au]_{\text{доп}}$. Величина PRI определяется по формуле:

$$PRI = 3.4 + 2([Au]_{\text{циан}} - [Au]_{\text{доп}}).$$

Если $PRI = 0$, то прег-роббинга нет. Если $0 < PRI < 1$, то материал характеризуется слабым или умеренным прег-роббингом. Значение $PRI \geq 2.5$ характеризует сильный прег-роббинг.

- **3. Определение индекса интенсивности прег-роббинга (PRS-тест).** Для проведения теста готовят 6-7 навесок усредненного материала массой 25 г каждая. К первой навеске добавляют 50 мл воды и вносят при постоянном перемешивании небольшими порциями твердый CaO. Первая навеска служит для определения расхода CaO, необходимого для создания в растворе pH10.5. В следующие навески добавляют по 50 мл воды и определенное в первом опыте количество CaO. Кроме того в каждую добавляют сухую химически чистую соль $Na[Au(CN)_2]$ так, чтобы концентрация золота в каждой бутылке составляла, соответственно, 1, 2, 4, 6 и 8 мг/л. После этого бутылки перемешивают в бутылочном агитаторе в течение 1 ч (**без добавок NaCN!**). Через 1 час суспензию из каждой бутылки разделяют фильтрованием и в фильтрате определяют концентрацию золота. По результатам каждого опыта рассчитывают количество золота g, поглощенного рудой в каждом тесте (г/т) по формуле:

$$g = (C_n - C_k) \cdot V/m,$$

где C_n и C_k – начальная и конечная концентрация золота в растворе, мг/л, V- объем раствора (л), m- масса руды (кг). После этого строят зависимость количества поглощенного золота от его начальной концентрации и по линии тренда находят количество поглощенного золота при его концентрации 1 мг/л. Эта величина представляет собой значение PRS.

- **4. Определение удельного индекса величины прег-роббинга (PRV).** После определения значения PRS величина PRV определяется, как частное от деления PRS/a , где a – содержание органического углерода в образце.
- Если значение PRV находится в диапазоне 0.1-10.0, то для подавления активности РУВ нужно менее 1 кг керосина/т руды. Если $PRV = 10 - 100$, то расход керосина составит 1 – 3 кг/т. При $PRV > 100$ расход керосина > 3 кг/т. При очень больших значениях PRV от операции CIL следует отказаться.

Существует несколько подходов к решению проблемы.

- 1. Наиболее старый из них заключается во введении в пульпу керосина или дизельного топлива. Способ основан на том, что неполярная жидкость сорбируется на поверхности частиц «органического» углерода благодаря гидрофобным взаимодействиям и экранирует пленкой его гидрофильные адсорбционные центры. Метод дает некоторое улучшение извлечения золота, но одновременно «портит» и активированный уголь.
- 2. На менее старым и проверенным способом является «щелочное окисление» частиц «органического» углерода. Способ заключается в предварительной обработки пульпы щелочным раствором $\text{Ca}(\text{OH})_2$ (pH 11.0-11.5) при сильном барботаже воздуха. В основе метода лежит окисление адсорбционных центров. Часто вслед за окислением проводят обработку пульпы керосином или дизельным топливом.
- 3. Попытки уменьшить содержание «органического» углерода с помощью флотации могут дать положительный результат, но сопряжены с образованием из одного золотосодержащего продукта двух. Один из них характеризуется пониженным содержанием углерода, а второй – напротив, повышенным. Возникает вопрос: «Что с ним делать?». Такой продукт может быть пригоден для пирометаллургической переработки только в том случае, если в нем много золота. Также только в случае, если мы имеем дело с концентратом, он может быть переработан методом кондиционирования биоокислением. Варианты со сверхтонким помолом (Альбион-процесс, Leachox) и последующим цианированием не дадут значительного улучшения.
- 4. В какой-то степени альтернативой флотационному обезуглероживанию может являться обогащение рассматриваемых продуктов гравитационными методами. Однако и в этом случае получатся 2 продукта с разным содержанием «органического» углерода.
- **Обязательным условием переработки цианированием рассмотренных в данном разделе руд является применение метода CIL или RIL.**



Сульфидные руды с визуально ненаблюдаемым золотом

- Наиболее характерными представителями золотосодержащих сульфидных руд являются пирит (FeS_2) и арсенопирит (FeAsS). Оба минерала хорошо флотируются, поэтому золотосульфидные концентраты зачастую содержат основную часть золота именно в составе этих минералов. Помимо них золото часто ассоциировано с другими мышьяк содержащими и сульфидными минералами: лёллингитом (FeAs_2), энаргитом (Cu_3AsS_4), теннантитом ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$), халькогенидами Bi(III) и др. В рудах невидимое золото может присутствовать в трех формах:
 - 1) в виде твердого раствора,
 - 2) в виде дискретных частиц коллоидного размера
 - 3) в поверхностно-связанном состоянии.
- Практически нескрываемое при обычном цианировании золото в составе пирита, арсенопирита и др. минералов может находиться в виде твердого раствора, замещая близкий по размеру атом мышьяка в кристаллической решетке минерала или быть в т.н. коллоидном виде, заполняя дефекты (пустоты) в кристаллической решетке минерала-хозяина. В последнем случае т.н. коллоидное золото представляет собой кластеры с размером от 1 до 100 нм. Укажем, что кластер с размером 1 нм, содержит около 30 атомов золота.
- **Для того, чтобы извлечь золото из минералов, соответствующих формам 1 и 2, необходимо полностью разрушить их кристаллическую решетку**

Предельное содержание коллоидного золота в некоторых минералах

Минерал	[Au], г/т	Месторождение
Пирит	15500	Поргера, ПН-Г
Арсенопирит	17 000	
Тетраэдрит	520	Лара, Канада
Энаргит	170	Паскуа, Чили
Ковеллин	125	Чукикамата, Чили
Борнит	33	Чукикамата, Чили
Халькозин	29	Скоуриес, Греция

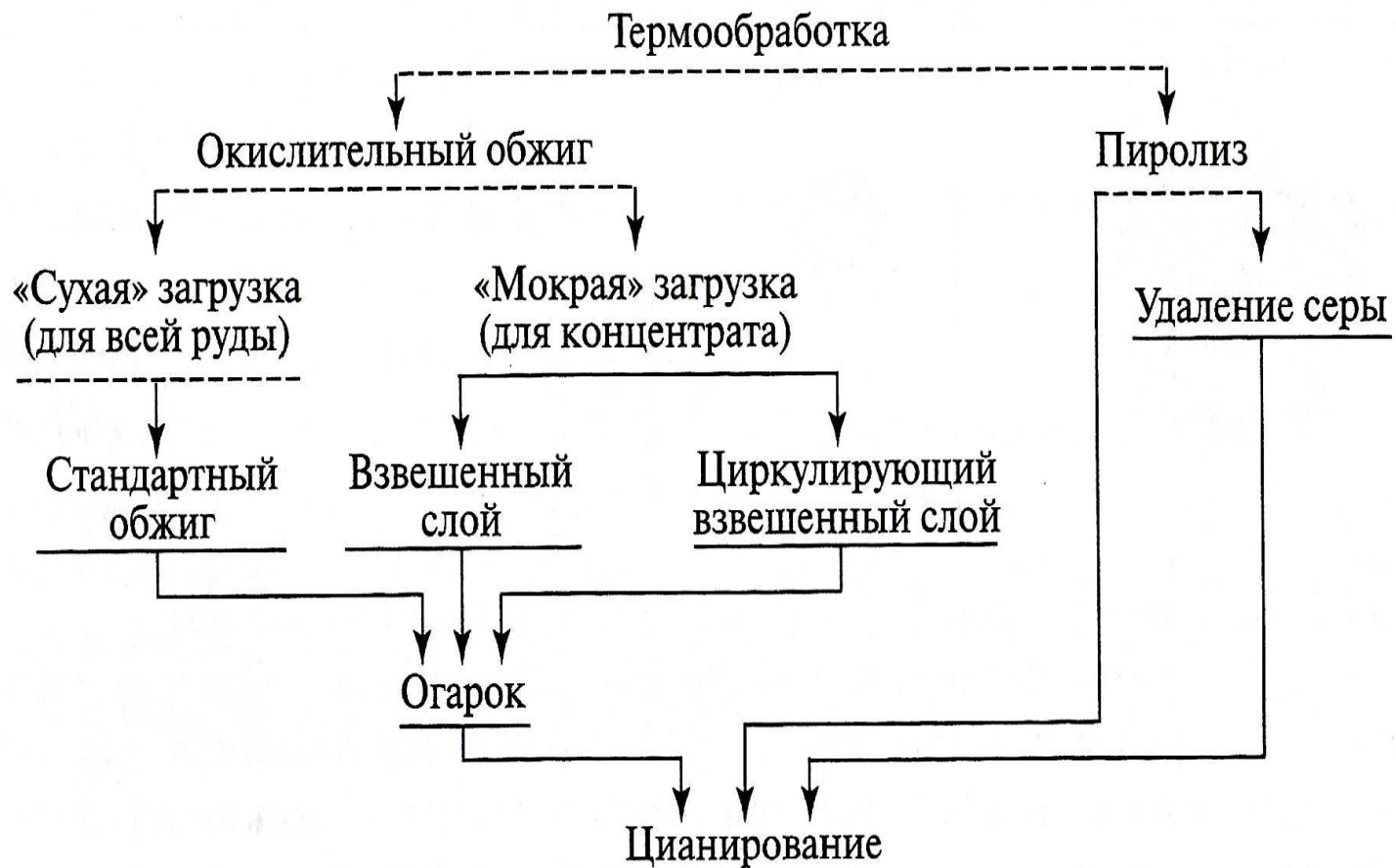


Основные современные промышленные технологии переработки упорных золотых руд

Главное направление развития: *предварительное кондиционирование руд и концентратов перед их цианированием.*

Кондиционирование осуществляется следующими основными методами, малоиспользуемыми или не используемыми в России совсем:

- Термообработка упорных руд и концентратов
 - Сверхтонкое измельчение руд
- Биологическое окисление сульфидных руд и концентратов
- Автоклавное окисление руд сульфидных и концентратов





- Механическое воздействие на минералы является многоступенчатым процессом, проявляясь в первичных и вто-ричных эффектах на молекулярном уровне. Первичными эффектами являются: увеличение удельной поверхности, внутренней и поверхностной энергии и уменьшение энергии когезии – это усиливает реакционную способность мине-рала. Вторичными эффектами являются агрегация, адсорбция и рекристаллизация, протекающие самопроизвольно и наблюдаемые даже после окончания активирования.
- При механохимическом активировании минералов происходит увеличение концентрации дефектов структуры, ее аморфизация, образование метастабильных полимерных форм и протекание твердофазных химических реакций, не характерных для обычного состояния. Поверхностные дефекты в данном случае действуют как центры передачи электронов, увеличивая скорость поверхностных реакций и снижая энергию активации, необходимую для разложе-ния минерала.
- Первым проявлением активирования является увеличение общего количества частиц, сопровождающееся образованием свежей, не подвергшейся каким-либо воздействиям, поверхности. После первоначального посто-янного уменьшения размера частиц при достижении определенной степени дисперсности получает развитие обрат-ный процесс – образование агрегатов. Эти конкурирующие процессы приводят к установлению в системе равновесия с образованием частиц средним размером 20–50 нм. Частицы слипаются за счет действия сил Ван-дер-Ваальса, определяющих локальную пластическую деформацию и сцепление частиц.
- С практической точки зрения бисерные мельницы, являются наиболее эффективными, меньше потребляя энергию, необходимую для получения частиц заданного размера, и с возможностью использования для переработки золото-содержащих руд средней степени упорности.
- Эти мельницы характеризуются плотностью энергии, равной 300–1000 кВт/м³, при скорости вращения мешалки-ис-тирателя до 25 м/с. Их используют при необходимости доизмельчения материала, а также при тонком и сверхтонком измельчении. Сверхтонкое измельчение (до 80 % класса –10 мкм) обычно применяют для переработки пиритных зо-лотосодержащих руд и огарков окислительного обжига, когда размер частиц золота находится в пределах 1–20 мкм.
- Примерные капитальные затраты на организацию участка сверхтонкого измельчения для завода производительностью 100 т пиритного концентрата в сутки (3 бисерных мельницы вертикального типа) составляют 2,6 млн. долл. США при эксплуатационных расходах около 30 долл./т в ценах 1990 года.



- Процесс сверхтонкого измельчения энергоемок. Установленная мощность мельницы Deswik объемом 2.5 м³ для производительности по измельчаемому материалу 45 т/ч составляет 699 кВт.
- При наличии в руде золота в виде твердых растворов, мельница дает лишь частичное улучшение извлечения металла на стадии цианирования.
- Масштабирование процесса измельчения при переходе от лабораторной бисерной мельницы к промышленной затруднено.
- Использование сверхтонкого помола вместе с окислением образовавшейся пульпы газообразным кислородом в ряде случаев позволяет получить высокие показатели вскрытия золота при последующем цианировании. На этом принципе основаны рекламируемые сейчас технологии переработки сульфидных концентратов LeachOx (MMS, ЮАР/Великобритания) и Albion (XTRATA, Австралия). Albion-процесс позиционируется в настоящее время, как альтернатива автоклавному окислению, но, по нашему мнению, пригоден только для ограниченного круга руд, в частности, не содержащих в своем составе «органического» углерода.
- При сверхтонком помоле сульфидных минералов только часть атомов серы окисляется до серной кислоты или сульфатов. В результате, при последующем цианировании может сильно возрасти расход NaCN.

Возможности и ограничения метода биоокисления

- + Позиционируется, что технология разработана для стран с малограмотным населением. Персонал должен уметь только писать и читать.
- +Биоокисление отлично справляется с мышьяковистыми рудами, содержащими до 40 % мышьяка.
- +Технологический процесс сопровождается высоким тепловыделением. Тепло необходимо отводить, что легче сделать в России с ее влажным, прохладным климатом.
- + Капитальные затраты на строительство предприятия относительно низкие.
- - Большая продолжительность биоокисления (100-120 ч) и низкая плотность перерабатываемой пульпы (Ж:Т 4-5) определяют большие размеры баков каскада биологического окисления.
- - Из-за высокого содержания элементарной серы в продуктах биоокисления, расход NaCN при последующем цианировании окисленной пульпы неоправданно высок, что ухудшает экономику процесса.
- - Технология разработана для стран с аридным климатом. В климатических условиях России возникают серьезные проблемы с использованием оборотной воды. Обезвреживание ее от цианидов и роданидов должно быть очень качественным. Если довести концентрацию свободного аниона CN⁻ в оборотной воде до требуемых значений относительно просто, то обезвреживание роданидов представляет более сложную проблему. До разработки ASTER-процесса биологической очистки оборотных вод требуемые параметры достигались только с помощью гипохлорита кальция. Накопление хлоридов в кислых (H₂SO₄) оборотных растворах может привести к ускоренному выходу из строя емкостного оборудования.
- - Получаемая после биоокисления пульпа плохо сгущается. Трудно организовать цикл НПТД.
- - Эксплуатационные затраты на проведение технологического процесса (воздух, серная кислота) относительно велики и при длительной работе предприятия сумма капитальных и эксплуатационных расходов превышает таковую для автоклавного окисления.
- - Существует оптимальный температурный диапазон работы бактерий. Если снижение температуры ниже рабочего интервала 38-42 °С лишь уменьшает интенсивность жизнедеятельности бактерий вплоть до их впадения в анабиоз, то подъем температуры свыше 45 °С может погубить культуру.
- - Для перехода с одной руды/концентрата на другую/другой требуется время для адаптации бактерий. При этом бактерии-работники могут быть вытеснены и заменены бактериями-аборигенами, пришедшими с новым материалом.
- - Биоокисление неприемлемо для переработки руд с высоким содержанием ртути, серебра и сурьмы.
- Вопрос об экономической привлекательности биоокисления сильно подпортила статистика работы «образцового» предприятия Англоголд Ашанти Гана. Предприятие было запущено в 2004 году, но впервые принесло прибыль только в 2015 году (!)

- Формально, окисление сульфидов в автоклаве описывается теми же химическими уравнениями, что и биологическом окислении. Однако, благодаря тому, что оно происходит при высокой температуре, процесс заканчивается за 1.5-2 часа, что предопределяет относительно небольшие размеры последующего емкостного оборудования.
- Для протекания процесса в автотермическом режиме теоретически содержание сульфидной серы в окис-ляемом материале должно превышать 5.6 мас. %.
- ведут кислородом (содержание 92-99.5 % O₂) с парциальным давлением 5-10 ат. Общее давление в системе определяется суммой давлений паров воды и кислорода.
- С ростом температуры автоклавного окисления снимаются многие сложности, определяемые составом перерабатываемого сырья.
- Окисление проводят при температурах в диапазоне 195-230 °С. Ниже 180 °С среди продуктов окисления образуется элементарная сера, вызывающая повышенный расход NaCN при последующей стадии цианирования, что недопустимо. С ростом температуры выше 210 °С резко возрастает давление паров воды, что серьезно удорожает капитальные затраты на всё периферийное оборудование.
- Основное количество мышьяка, приходящего в автоклав с арсенопиритом, превращается в аппарате в безопасный скородит, FeAsO₄·2H₂O.
- В настоящее время в цикле РОХ-СIL на АГМК достигнуто извлечение золота, превышающее 97 %. В «Полиметалле» очень успешно эксплуатируется автоклавный завод (г. Амурск), на котором перерабатываются упорные арсенопиритно-пиритные флотоконцентраты месторождений Албазинское и Майское. К концу 2018 года закончатся работы по расширению производства без увеличения объема автоклава, а в 2020 году будет запущена вторая очередь комбината, на которой будут перерабатываться концентраты месторождений Бакырчик и Нежданинское. Во второй очереди будет новый автоклав, работающий в другом температурном режиме и имеющий значительно большие размеры.



- Также, как и биоокисление, автоклавное окисление персонифицировано на окисление серы, находящейся в виде сульфидов (S^{2-}) или производных дисульфана (S_2^{2-} , как в пирите). С точки зрения процесса, золото не принимает в нем никакого участия.
- В отличие от кондиционирования сульфидных руд и концентратов с помощью биоокисления, автоклавное производство относится к категории HighTec. Это предопределяет высокий уровень автоматизации производства. Среди периферийных производств автоклавного предприятия – кислородный завод производительностью 150 т O_2 в сутки, цех обратноосмотической очистки воды производительностью до 150 м³/час.
- Перемена подаваемого на автоклавное окисление материала в большинстве случаев не сказывается на результатах последующего извлечения золота при цианировании. Исключением является случай прег-роббинга второго рода.
- Экономика автоклавного производства становится предпочтительной, по сравнению с биоокислением, при больших объемах перерабатываемого материала и продолжительностью работы, благодаря более низким операционным затратам.
- С технологической точки зрения наиболее неудачным материалом для автоклавной переработки являются руды и концентраты, содержащие РУВ в количестве более 1.0% и хлоридные минералы. Это сочетание приводит к окислению золота хлоридными соединениями Fe(III) в автоклаве с последующим восстановительным осаждением хлоридного комплекса Au(III) на РУВ и потерей золота на стадии цианирования и сорбции. Для преодоления этих затруднений предложено усложнять технологическую схему, вводя в нее стадии обезуглеороживания концентрата, его отмывки от растворимых хлоридов, изменять профиль подачи кислорода в автоклав или проводить предварительную реагентную неокислительную обработку концентрата, подаваемого в автоклав. Эти методы относятся к пассивным и позволяют частично решить проблему.
- При автоклавном вскрытии золото-серебряных концентратов значительное количество серебра теряется, благодаря превращению в автоклаве в аргеноярозит, $Ag[Fe_3(OH)_6(SO_4)_2]$, который в дальнейшем не цианируется. Для преодоления этой проблемы приходится вводить специальную операцию Lime boil, позволяющую разложить аргеноярозит, превратив его в смесь Ag_2O , $Fe(OH)_3$, $CaSO_4 \cdot 2H_2O$.