

669.2/8

Д 33

МИНИСТЕРСТВО ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР

ЦЕНТРАЛЬНЫЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ  
ИНСТИТУТ ИНФОРМАЦИИ  
И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ  
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

**РАЗРАБОТКА И ПРАКТИКА  
ПРИМЕНЕНИЯ НОВЫХ  
ПРОЦЕССОВ ИЗВЛЕЧЕНИЯ  
ЗОЛОТА ЗА РУБЕЖОМ**

МОСКВА 1976

## РАЗРАБОТКА И ПРАКТИКА ПРИМЕНЕНИЯ НОВЫХ ПРОЦЕССОВ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ЗА РУБЕЖОМ

О.В.Денисова, З.А.Таужнянская

### А н н о т а ц и я

В обзоре рассмотрена технология переработки труднообогащаемых углистых и бедных золотосодержащих руд, вскрышных пород, отвалов хвостов обогатительных фабрик. Охарактеризованы процесс кучного выщелачивания для переработки бедных забалансовых руд, технология переработки углистых руд с использованием реагентов-окислителей, сорбционно-бесфильтрационная технология с использованием в качестве сорбентов золота смолы или активированного угля.

Дано описание некоторых принципиально новых процессов, в частности, процесса сферической агломерации, магнитогидростатической сепарации, высокоградиентной магнитной сепарации.

Приведена сравнительная оценка капитальных и эксплуатационных затрат при выщелачивании бедных золотосодержащих руд различными способами.

## В В Е Д Е Н И Е

---

---

В 1974–1975 гг. объем производства золота во всех капиталистических странах уменьшился на 20% по сравнению с 1970 г. Снижение производства золота в основных золотодобывающих странах происходит вследствие истощения запасов богатых месторождений и ликвидации нерентабельных рудников, действующих на базе небольших месторождений.

В связи с увеличением спроса на золото и повышением цены на него в последние годы в переработку вовлекаются бедные и забалансовые руды (содержание золота 0,6–2,0 г/т), вскрышные породы, отвалы хвостов обогатительных фабрик, а также ранее не перерабатывавшиеся упорные и углистые золотосодержащие руды. Поэтому основным направлением работ в области обогащения золотосодержащих руд в настоящее время является разработка эффективной технологии извлечения золота из этого сырья.

Для переработки бедных и забалансовых руд в США и Канаде применяют в промышленных условиях процесс кучного выщелачивания, обеспечивающий высокие технологические показатели обогащения.

Применение разработанного в США процесса окисления углеродсодержащих соединений непосредственно в пульпе позволило вовлечь в переработку углистые руды, ранее не обогащавшиеся, и таким путем значительно увеличить балансовые запасы золотосодержащих руд.

Для переработки труднообогатимых руд с высоким содержанием шламов предложена технология сорбционно-бесфильтрационного цианирования с сорбцией золота активированным углем. Эта технология в настоящее время внедрена на золотоизвлекательной фабрике "Хоумстейк" в США.

В ряде стран разрабатываются принципиально новые процессы извлечения золота. Так, например, в Канаде разрабатывается способ сферической агломерации для извлечения золота из бедных

руд и старых хвостовых отвалов, а в ЮАР — способ магнитогидростатического выделения золота из гравитационных концентратов.

В данном обзоре основное внимание уделено рассмотрению технологических процессов извлечения золота из низкосортного золотосодержащего рудного сырья, применяемых в настоящее время в промышленных масштабах.

---

## ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ БЕДНЫХ И ТРУДНОБОГАТИМЫХ ЗОЛОСОДЕРЖАЩИХ РУД

---

Применение традиционных способов обогащения золотосодержащих руд с противоточным цианированием, фильтрацией растворов и осаждением золота цинковой пылью для переработки труднообогатимых углистых и бедных руд, вскрышных пород, старых хвостовых отвалов не обеспечивает высокого извлечения этого металла.

За рубежом разрабатываются эффективные технологические схемы переработки труднообогатимых руд. Из процессов, применяемых в настоящее время в промышленных масштабах для извлечения золота из бедных и труднообогатимых руд, наибольший интерес представляют кучное выщелачивание известково-цианистыми растворами с последующей сорбцией золота активированным углем или осаждением его цинковой пылью, чановое выщелачивание с предварительным окислением углистых включений, сорбционно-бесфильтрационная технология с использованием в качестве сорбентов смол или активированного угля [1].

### Кучное выщелачивание бедных руд и вскрышных пород

При кучном выщелачивании руду крупностью 12 мм и более складывают в кучи высотой 3–15 м на водонепроницаемом основании. Для придания водонепроницаемых свойств почву покрывают слоем глины, асфальтом или бетоном. При выщелачивании на такой почве потери золотосодержащих растворов составляют не более 10%.

Кучу руды орошают известково-цианистым выщелачивающим раствором с pH 11–12, содержащим 0,05–0,10% цианистого натрия (рис. 1). Рекомендуемая норма подачи выщелачивающего раствора 50–260 л/м<sup>2</sup> в сутки. Циркуляцию раствора через кучу руды осуществляют до обеспечения определенной концентрации в нем золота (6–30 г на 1 м<sup>3</sup> раствора). Продолжительность выщела-



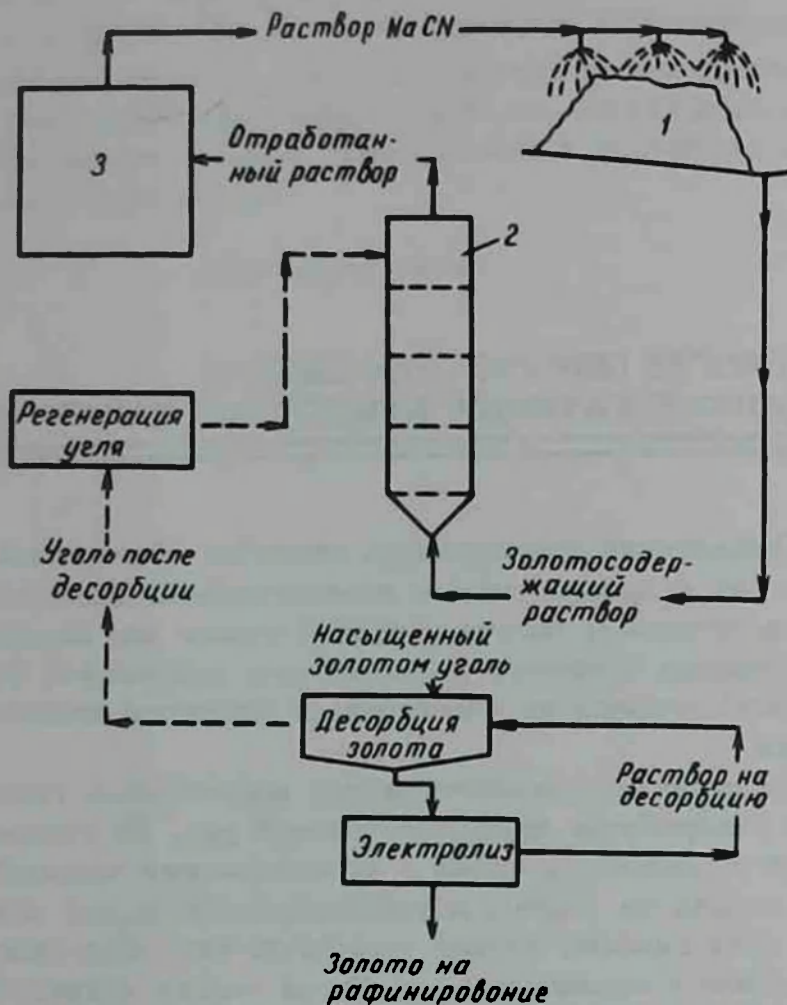


Рис. 1. Схема кучного выщелачивания золото-содержащих руд с сорбцией золота из растворов активированным углем;  
 1 – куча руды; 2 – колонка с активированным углем; 3 – чан для цианистого раствора

чивания составляет от нескольких дней до нескольких месяцев. Золотосодержащий раствор направляют в серию колонок, наполненных активированным углем, для сорбции цианистых комплексов золота.

Насыщенность угля золотом составляет 7,7–14 кг/т. После насыщения угля золотом производят десорбцию его горячим цианисто-известковым раствором, затем элюат подвергают электролизу с использованием стальных катодов.

В настоящее время технология кучного выщелачивания применяется на ряде золотоизвлекательных фабрик США и Канады. В США на фабрике "Карлин" (шт.Невада) сооружена установка

для кучного выщелачивания производительностью 10 тыс.т руды в месяц. Извлечение золота в выщелачивающий раствор составляет 70%. Золото из раствора осаждается цинковой пылью.

На установке, созданной компанией "Айдахо майнинг" (США), методом кучного выщелачивания переработано около 20 тыс.т руды с содержанием золота 1,5 г/т. Компания "Самма корпорейшн" (США) провела аналогичные испытания на руде с содержанием золота 3,1 г/т.

Компания "Смоки Вэлли майнинг" (США) наметила построить золотоизвлекательную установку "Раунд маунтин" годовой производительностью 2 млн.т руды. На установке будут перерабатывать золото-серебряные руды способом кучного выщелачивания с последующей адсорбцией золота и серебра из раствора на угле, десорбцией золота и извлечением его из раствора путем электролиза. Один полный цикл извлечения золота, включающий все перечисленные выше операции, длится около месяца. Ожидаемый расход реагентов на 1 т руды: 0,45 кг цианида и 0,9 кг извести. Установка будет выдавать 2,5 т золота в год.

На фабрике "Кортес" (США, шт.Невада) за 2 года переработано 2 млн.т отвалов вскрышных пород с содержанием золота 1,24 г/т по технологии кучного выщелачивания с адсорбцией золота из пульпы активированным углем, десорбцией и последующим электролизом элюата [2].

Технологию кучного выщелачивания применяют также для переработки золотосодержащих руд на тех месторождениях, где строительство фабрики для переработки руды по схеме цианирования нерентабельно. Так, например, недавно начата переработка золотосодержащей руды месторождения Нью-Мексико (Канада), для извлечения золота применяют технологию кучного выщелачивания. Рудная куча орошается 0,1%-ным цианистым раствором с рН 12.

Продолжительность орошения 20 дней. Скорость подачи выщелачивающего раствора 136,4 л/мин. Золотосодержащий раствор (0,05 частей золота на 1 млн. частей воды) пропускают через серию стальных колонн высотой 3,66 м, диаметром 0,61 м с коническим днищем. Колонны наполнены активированным углем крупностью 1 мм. Из последней колонны обеззолоченный раствор попадает в чан, где насыщается цианидом до концентрации 0,1% и гидроокисью натрия до создания рН 12. Насыщенный раствор вновь направляют на орошение кучи руды. Максимальная насыщенность угля золотом составляет 9,33 кг/т. По мере насыщения угля его разгружают через днище колонны, а в колонну сверху загружают свежую порцию угля. Насыщенный золотом уголь сжигают. Из руды с содержанием золота 8,61 г/т извлекается 89,2% его, расход цианида на 1 т руды составляет 0,18 кг [3].



## Чановое выщелачивание углистых руд с предварительным окислением угля

Процесс прямого цианирования углистых золотосодержащих руд не применяется в связи с большими потерями золота с хвостами из-за адсорбции его углистыми веществами. Извлечение золота при прямом цианировании таких руд обычно не превышает 32%. Горным бюро США для извлечения золота из углистых руд разработана технология, включающая цианирование руд с предварительным окислением углистых включений [4]. Эта технология уже применяется в промышленных условиях.

На фабрике "Карлин" (США, шт.Невада) содержание углерода в перерабатываемой руде составляет 0,25-0,8%, золота 7,78 г/т. Руда перерабатывается по схеме, предусматривающей окисление углистых веществ до окиси и двуокиси углерода. Этого достигают введением газообразного хлора в водную пульпу с содержанием 45% твердого, температура которой 26-37°C. Хлор реагирует с известняком в руде до образования гипохлорита кальция, при взаимодействии которого с углистыми веществами получают хлорид кальция, окись и двуокись углерода. Процесс хлорирования, который длится 20 ч, контролируют путем замера концентрации гипохлорита кальция, колеблющейся от 0 до 0,1%. Руду после окислительной обработки хлором направляют на обычное цианирование. Извлечение золота по этой схеме в среднем составляет 83% при производительности 500 т руды в сутки и расходе хлора 12,9 г на 1 т руды [5].

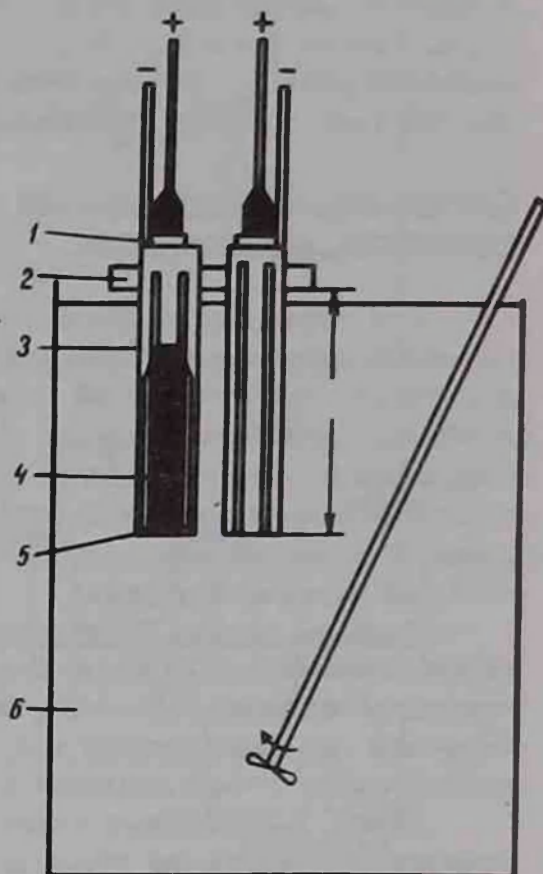
В Горном бюро США испытан процесс окисления угля в руде с помощью окислителя - гипохлорита натрия. Для поддержания постоянной концентрации гипохлорита натрия электролиз 4-10%-ного раствора хлористого натрия предложено проводить непосредственно в пульпе. Испытания метода электроокисления углеродсодержащих соединений проводили при постоянном перемешивании пульпы в камере с графитовыми анодами длиной 457 мм, диаметром 51 мм, установленными внутри медных трубчатых катодов длиной 457 мм, диаметром 76 мм (рис. 2). Щели, прорезанные по длине катода, обеспечивают циркуляцию пульпы внутри электролитической камеры.

На степень окисления углеродсодержащих соединений и извлечение золота оказывают влияние время окисления, температура пульпы и концентрация хлористого натрия. При температуре 40°C скорость окисления углеродсодержащих соединений максимальная. Более высокая температура вызывает разложение гипохлорита натрия, при температуре ниже 40°C скорость окисления резко уменьшается.



Рис. 2. Камера для предварительной обработки углистых золото-содержащих руд:

1 - пластмассовый изолятор; 2 - деревянная опора; 3 - медный трубчатый перфорированный катод; 4 - графитовый анод; 5 - пластмассовая прокладка; 6 - рудная пульпа плотностью 40-50% твердого



Для предотвращения налипания на катод положительно заряженных шламистых частиц в камере установлены два пластинчатых графитовых электрода толщиной 12,7 мм, шириной 63,5 мм и длиной 76,2 мм. Эти электроды позволяют периодически изменять полярность камеры и таким способом удалять шламы, налипающие на катод. Процесс электроокисления углистых соединений обеспечивает значительное повышение показателей обогащения золотосодержащих руд. Из руды с содержанием золота 9,33 г/т этим методом было извлечено более 90% золота, тогда как прямое цианирование таких руд без предварительного окисления позволяет извлечь лишь 6-32% золота.

Горным бюро США проведены исследования, которые показали возможность замены цианидов органическими реагентами при выщелачивании труднообогатимых углистых руд. Были использованы нитрил малоновой кислоты  $\text{CH}_2(\text{CN})_2$ , бромомалонитрил и цианоформ  $\text{KC}(\text{CN})_3$ , которые добавляли в щелочную среду. При гидролизе этих соединений в растворе образуются нетоксичные углеводородные комплексы. Золото, содержащееся в руде, образует комплекс с малонитрилом, который затем сорбируется анионообменной смолой при pH 10-12. С ионообменной смолы золото

элюируют минеральной кислотой, преимущественно 10%-ным раствором серной кислоты. При лабораторных испытаниях при расходе малонитрила 500 г/т извлечение золота из углистых руд составило 82-83% (при обычном цианировании 75%).

### Сорбционно-бесфильтрационная технология выщелачивания

Для переработки бедных золотосодержащих руд с большим количеством шламов за рубежом предложена чановая сорбционно-бесфильтрационная технология выщелачивания, при которой в качестве сорбентов используют смолы или активированный уголь. При использовании этой технологии уменьшаются потери растворенного золота, не применяются дорогостоящие процессы сгущения и фильтрации и, следовательно, существенно снижаются капитальные затраты на переработку руды.

Сорбция золота активированным углем. Сорбция золота активированным углем впервые была применена в 60-е годы на обогащательной фабрике "Джайнт иеллоунайф" (Канада). Руду перерабатывали по схеме прямого цианирования с последующей фильтрацией пульпы. Уголь подавали в отфильтрованный раствор.

Уголь, насыщенный золотом, сжигали, а золу плавил. Эксплуатационные затраты на уголь и последующий его обжиг для получения 1 кг золота составляли 95,7 долл. В дальнейшем была предложена десорбция золота с угля кипящим щелочно-цианистым раствором с последующим электролизом элюата и плавкой анодного осадка. Уголь использовали 15 раз, щелочно-цианистый раствор - 10 раз. Эксплуатационные затраты на реагенты, энергию и электролиз (за исключением затрат на обогрев) для получения 1 кг золота составили 19,5 долл [6].

Горное бюро США разработало усовершенствованный процесс извлечения золота активированным углем из шламовых пульп, так называемый процесс "уголь в пульпе". Выщелачивание руды крупностью 0,42 мм и менее осуществляется в последовательно установленных чанах при постоянном перемешивании пульпы плотностью 45% твердого. Золото сорбируется активированным углем крупностью -1,6 +0,8 мм, подаваемым противотоком (рис. 3).

В настоящее время процесс внедрен на опытной фабрике "Лид" (США, шт. Южная Дакота), принадлежащей компании "Хоумстейк". Производительность фабрики по переработке рудных шламов 0,09 т/ч. Выщелачивание производят в агитаторах типа пачук 0,04%-ным цианистым раствором в течение 20 ч. Затем пульпа поступает в чаны, куда противотоком подается активированный уголь в количестве 8 г на 1 л пульпы. Сорбция осуществляется в 4 стадии. Время контактирования пульпы с активированным углем на каждой

10

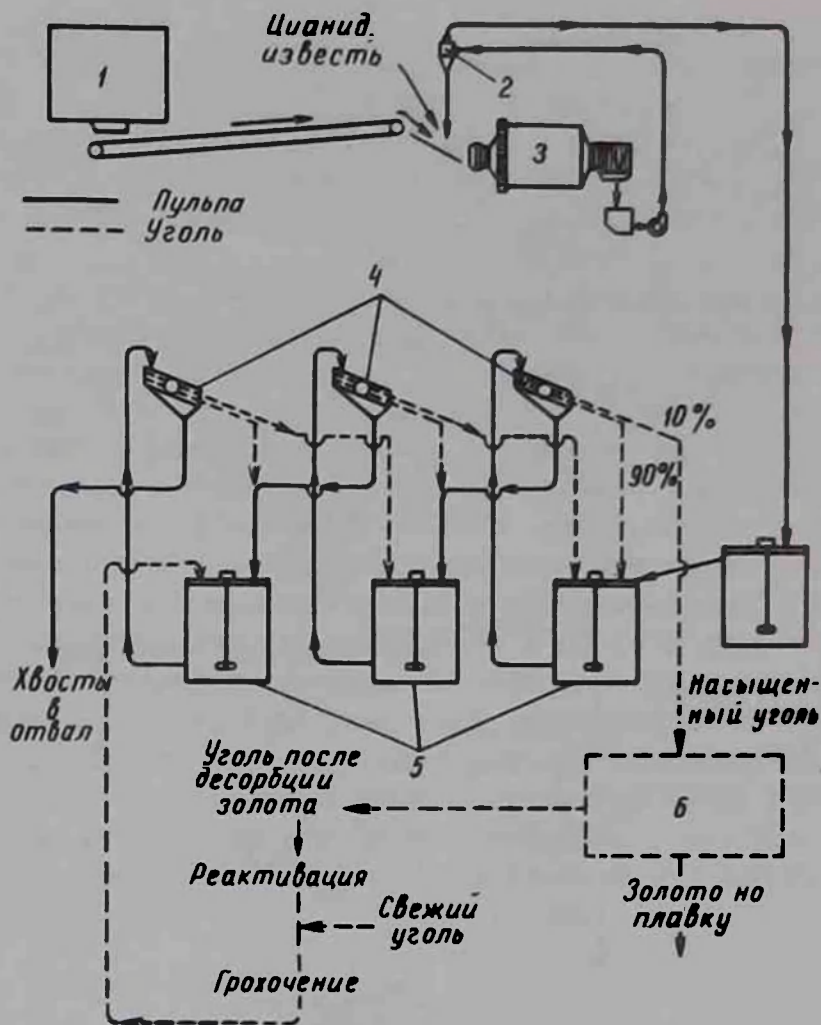


Рис. 3. Схема противоточно-сорбционного цианирования золотосодержащих руд:  
 1 – бункер с дробленой рудой; 2 – гидроциклон;  
 3 – шаровая мельница; 4 – виброгрохоты; 5 – агитаторы; 6 – установка для десорбции золота с активированного угля

стадии составляет 1 ч. Уголь подается со скоростью 0,5 г/мин. Содержание золота в 1 т насыщенного угля 12,44 кг, в 1 м<sup>3</sup> раствора после выщелачивания – 0,0062 г. Уголь после десорбции золота и реактивации вновь используют в процессе [7].

В 1973 г. на фабрике "Хоумстейк" введена в действие новая секция производительностью 2350 т руды в сутки, на которой внедрен процесс цианирования с сорбцией золота из пульпы активированным углем.

Крупность исходного питания 99,5% – 200 меш и 90% – 325 меш. Содержание золота в исходной руде 2,49–3,1 г/т. Расход

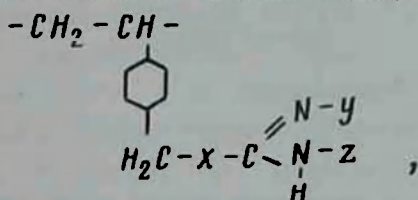


активированного угля крупностью  $-3 +1$  мм составляет 15–20 г на 1 л пульпы. Расход цианида на 1 т руды 0,34 кг. Насыщенный уголь с содержанием золота 7,7–14,0 кг/т отделяется от пульпы на виброгрохоте. Остаточное содержание золота в пульпе после выщелачивания 0,016–0,031 г/м<sup>3</sup>. Извлечение золота активированным углем достигает 90–94% [8].

Сорбция золота смолой. В настоящее время за рубежом основным направлением работ по усовершенствованию бесфильтрационно-экстракционной технологии выщелачивания является разработка новых сортов смол. В США разработан способ извлечения золота из водных растворов и пульп, содержащих хлориды благородных металлов, основанный на использовании макромолекулярных полиакрилатных смол ХАД-7 и ХАД-11, а также стирол-дивинил-бензолового сополимера с аминогруппой (смола Страфион NMRR). Эти смолы обеспечивают селективное извлечение золота из растворов и пульп в присутствии других металлов – меди, цинка, никеля и железа. При этом цветные металлы не сорбируются смолами и не ухудшают извлечение благородных металлов.

Насыщенность смолы ХАД-7 золотом при сорбции его из 1М раствора соляной кислоты, содержащего 0,55 мг/л золота, составляет  $\sim 80$  г/кг. Десорбция золота осуществляется ацетоном.

Смола Страфион NMRR имеет следующее строение:



где  $X$  – соединение, включающее серу, кислород,  $\text{NH}$  и  $(-\text{CH}_2)_n$ ;

$Y$  – соединение, включающее водород, алкил-, алкенил- и арилгруппировки с замещенным арилом;

$Z$  – соединение, включающее водород, алкил-, алкенил- и арилгруппировки с замещенным арилом для группировки  $\text{NH}$ .

При испытании смолы Страфион NMRR из раствора с содержанием золота 1,5 мкг/л было извлечено 100% его.

При использовании смолы Амберлит JRA-400 (насыщенность смолы золотом 3,75 – 10 кг/т, содержание золота в исходном растворе 2,4–7,2 г/м<sup>3</sup>) извлечение составило 99,9%. Наиболее эффективным десорбентом золота с этой смолы оказался раствор  $\text{NH}_4\text{CNS}$ . Осаждение золота из элюата осуществляют электролизом. В процессе электролиза из раствора извлекается 98% золота. Остаточное содержание золота в отработанном электролите 0,17 г/м<sup>3</sup> [6].

Способы десорбции золота с активированного угля. В настоящее время на золотодобывающих фабриках США и Канады при-

меняется разработанный Горным бюро США несколько лет назад способ десорбции золота, который заключается в обработке угля горячим ( $93^{\circ}\text{C}$ ) щелочно-цианистым раствором, содержащим 1% едкого натрия и 0,1% цианистого натрия. Расход реагентов на 1 т угля: 18,2 кг едкого натрия и 2,3 кг цианистого натрия. В научно-исследовательском институте металлургии в г. Лейк-Сити (США) усовершенствован способ съема золота с активированного угля после противоточно-сорбционного выщелачивания труднообогатимых шламистых золотосодержащих руд.

Десорбция золота предложенным способом заключается в обработке угля 0,4%-ным раствором едкого натра в автоклавах при температуре  $150^{\circ}\text{C}$  и давлении  $3,65 \text{ кгс/см}^2$  (рис. 4). Скорость

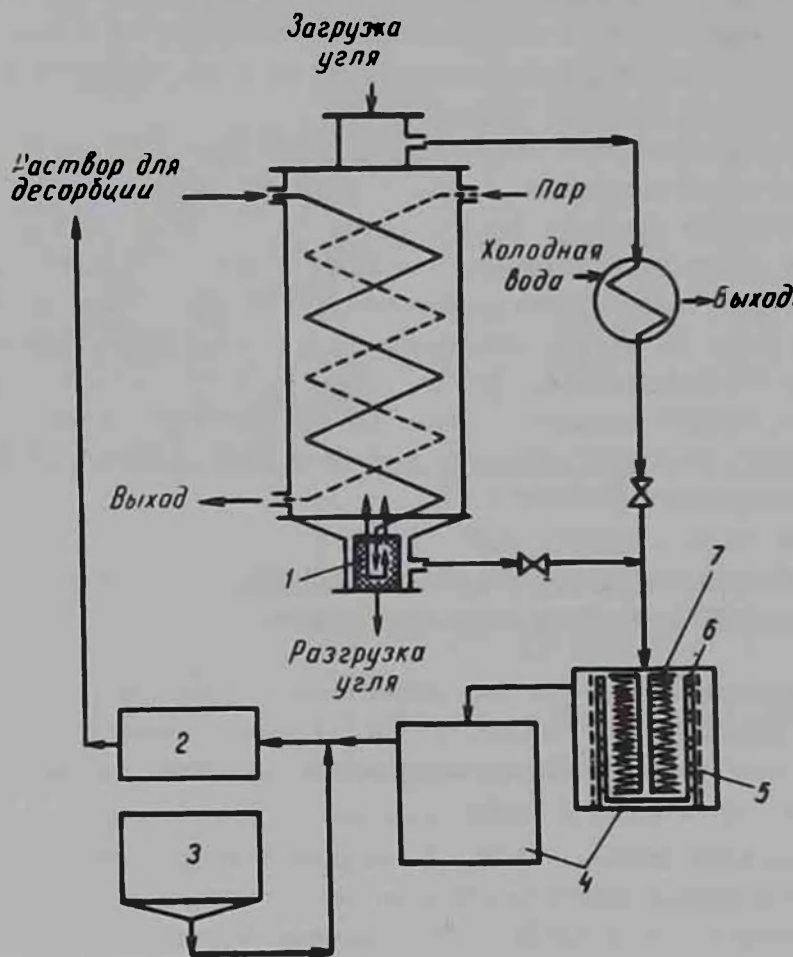


Рис. 4. Схема установки для десорбции золота с активированного угля:

1 - цилиндрический грохот; 2 - насос для подачи раствора; 3 - чан для раствора; 4 - электролизные ванны; 5 - сетчатый анод; 6 - разделительный перфорированный цилиндр; 7 - катод из нержавеющей стали



подачи раствора едкого натра 100 мл/мин на 100 мл углистой пыли (~47 кг сухого угля). В процессе десорбции содержание золота в угле снижается с 15,55 кг/т до 155 г/т.

Автоклавный способ съема золота имеет ряд преимуществ по сравнению с десорбцией его горячим щелочно-цианистым раствором. При автоклавном способе продолжительность процесса уменьшается в 8–12 раз, расход едкого натрия на 1 т угля – с 18 до 6,5–10,0 кг. Цианистый натрий не применяется.

После съема золота уголь может быть использован без реактивации 3–4 раза. Реактивация угля осуществляется в обжиговой печи при температуре 600–900°C в течение 20 мин. После десорбции золота с активированного угля элюат с содержанием золота около 3 кг/т охлаждают и направляют на электролиз в трех последовательно установленных электролизных ваннах, конструкция которых разработана Горным бюро США.

Электролизная ванна имеет цилиндрическую форму, в которой концентрически расположены катод и анод из нержавеющей стали и перфорированный разделительный цилиндр из пластмассы. Катод имеет форму катушки, стержень которой обмотан "ватой" из нержавеющей стали. Электролиз осуществляется при напряжении 2,5 В и плотности тока 38 А/м<sup>2</sup>. Отработанные в процессе электролиза растворы с содержанием золота менее 0,9 г/т возвращаются в процесс десорбции золота с угля. По окончании процесса электролиза обмотку катодов снимают и подвергают ее плавке и рафинированию с добавлением флюсов [7].

#### Технико-экономическая оценка эффективности применения различных схем выщелачивания

В США произведен расчет стоимости извлечения золота из бедных руд различными способами [9]. Сравнительная оценка капитальных и эксплуатационных затрат при выщелачивании различными способами приведена в табл. 1.

Как видно из данных табл. 1, технология кучного выщелачивания с последующей адсорбцией золота на угле и электролизом является наиболее экономичным процессом при обогащении бедных золотосодержащих руд. Если капитальные и эксплуатационные затраты на переработку руды по стандартной технологии принять за единицу, то соответствующие затраты на переработку руды способом кучного выщелачивания составят 0,32 и 0,66.

В табл. 2 приведены данные о минимальном содержании золота в рудах, при котором рентабельно применение того или иного способа выщелачивания. Из данных таблицы видно, что технология кучного выщелачивания позволяет экономично перерабатывать



Т а б л и ц а 1

Сравнительная оценка капитальных и эксплуатационных затрат при выщелачивании бедных золотосодержащих руд различными способами

Процесс выщелачивания	Капитальные затраты на 1 т руды, усл.ед.	Эксплуатационные расходы на 1 т руды, усл.ед.
Чановое выщелачивание с перемешиванием и осаждением золота цинковой пылью	1,0	1,0
Чановое выщелачивание с перемешиванием и осаждением золота на активированном угле с последующим электролизом	0,75	0,94
Чановое перколяционное выщелачивание - адсорбция золота на угле - электролиз	0,52	0,79
Кучное выщелачивание (с дроблением руды) - адсорбция золота на угле - электролиз	0,32	0,66

Т а б л и ц а 2

Содержание золота в рудах, при котором экономично применение процесса выщелачивания

Процесс выщелачивания	Содержание золота в руде, г/т	
	при цене за 1 г 25,7 долл.	при цене за 1 г 32,2 долл.
Кучное выщелачивание - адсорбция золота на угле - электролиз	0,96	0,78
Чановое перколяционное выщелачивание - адсорбция золота на угле - электролиз	1,03	0,90
Чановое выщелачивание с перемешиванием - адсорбция золота на угле - электролиз	1,39	1,09
Чановое выщелачивание с перемешиванием - осаждение золота цинковой пылью	1,74	1,31

наиболее бедные руды с содержанием золота 0,78 г/т (при цене за 1 г золота 32,2 долл.).

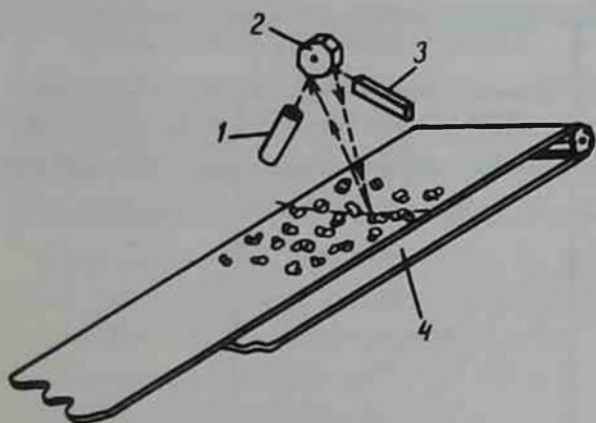
## ПРОЧИЕ СПОСОБЫ ПЕРЕРАБОТКИ БЕДНЫХ И ТРУДНООБОГАТИМЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

---

---

### Фотометрическая сортировка

Для извлечения золота из бедных золотосодержащих руд компания "Голд Филдз энд ор Сортирс" (ЮАР) разработала способ фотометрической сортировки. Принцип работы фотометрического сепаратора заключается в улавливании фотоэлементом луча света, отраженного золотосодержащими частицами. Руда из бункера вибрационным питателем подается на промывочный грохот для удаления загрязнений с поверхности. Промытая руда по второму вибрационному питателю поступает на конвейерную ленту сепаратора. Установка фотометрического сепаратора включает гелий-неоновый лазер, восьмигранный барабан с зеркальной поверхностью (рис. 5), детектор, поляризующий фильтр и фотоумножитель. Лазер излучает интенсивный, стабильно направленный на зеркальную поверхность барабана луч света, который, отражаясь от одной из восьми зеркальных граней барабана, вращающегося с большой скоростью, поступает на конвейерную ленту, пересекая ее поперек движения.



---

Рис. 5. Система сканирования:

1 - фотоумножитель; 2 -  
зеркальный барабан; 3 -  
лазер; 4 - конвейерная  
лента

---

Луч света, отраженный от куска руды, вновь попадает на зеркальную поверхность барабана, а затем через детектор - на фотоумножитель.

При прохождении золотосодержащей частицы по ленте сигнал с фотоумножителя через электронную систему поступает на исполнительный механизм. Оч представляет собой воздухопровод с установленными в ряд соплами, к которым подведен источник сжатого воздуха. При включении исполнительного механизма золотосодержащий кусок руды выдувается из общего потока руды и попадает в специально отведенный бункер. Остальная масса руды с конвейерной ленты попадает непосредственно в бункер пустой породы.

В 1972 г. процесс фотометрической сортировки был внедрен на фабрике "Дурнфонтейн" (ЮАР) для извлечения золота из отходов, получаемых при ручной сортировке. Раньше на фабрике "Дурнфонтейн" исходную руду подвергали ручной сортировке. Содержание золота в отвальном продукте после ручной сортировки 1,7 г/т, выход отвального продукта составлял 53 тыс. т в месяц (31% от исходного количества руды). Потери золота при ручной сортировке достигали 5%.

Исходный продукт подвергают грохочению с получением трех продуктов. Надрешетный продукт грохота (материал крупностью +50 мм) сортируют вручную, в результате чего получают небольшое количество высокосортного концентрата. Подрешетный продукт (крупностью - 32 мм) направляют на измельчение в стержневых мельницах и на дальнейшую переработку. Фотометрической сортировке подвергают продукт крупностью -50+32 мм, на долю которого приходится 45% исходного количества золота (2,5 г/т).

Выход концентрата, полученного при фотометрической сортировке, составляет 28%, содержание золота в нем 6,5 г/т. Средняя производительность установки по переработке руды 34,2 т/ч, но она может быть увеличена до 80 т/ч. Из направляемого на фотометрическую сортировку продукта было извлечено 81% общего количества золота, в результате общее извлечение золота из руды было повышено на 1,7%. По произведенным расчетам, при переработке 200 тыс. т руды из отвалов с содержанием золота 0,8 г/т методом фотометрической сортировки может быть извлечено 80% металла на сумму 3,3 млн. долл. при цене за 1 г золота 5,73 долл. [10].

В настоящее время разработана новая модель сепаратора для фотометрической сортировки руды - модель 16 (рис. 6). Отличием этого сепаратора от модели, представленной на рис. 5, является подача питания на конвейерную ленту с более высокой скоростью - 4 м/с (на сепараторе предыдущей модели 2 м/с), что позволяет увеличить производительность сепаратора до 120 т/ч, и сортировка более мелкого материала (крупностью +19 мм). В сепараторе модели 16 усовершенствована оптическая система путем увеличения скорости вращения зеркального барабана с 3000 до



В ЮАР проведены испытания концентратора Рейчерта с целью повышения качества золотосодержащего концентрата и извлечения золотосодержащего пирита из руды месторождения Витватерсранд. Около миллиона тонн пирита ежегодно извлекается из руды этого месторождения способом флотации или отсадки. Извлечение пирита при флотации составляет 80–90%, но процесс флотации сравнительно дорог. Отсадка более дешевый процесс, но количество пирита, извлекаемого путем отсадки, невелико, так как он находится в руде в виде тонких включений.

В результате проведенных испытаний установлено, что извлечение пирита на концентраторе Рейчерта зависит от крупности обогащаемого материала. Высокое извлечение пирита – более 60% обеспечено при обогащении руды крупностью более 53 мкм. При уменьшении крупности питания до  $-28 +20$  мкм извлечение пирита снижается до 52%; при обогащении материала крупностью менее 20 мкм извлечение составляет 6,8%. Извлечение золота 45–75%.

Стоимость концентратора Рейчерта производительностью по исходному материалу 40–60 т/ч составляет 28 тыс.долл. Капитальные затраты на строительство обогатительной фабрики, перерабатывающей 200 т руды в час по схеме, предусматривающей обогащение на концентраторе Рейчерта и перемешивание концентрата на концентрационном столе, составляют 350 тыс.долл, а эксплуатационные расходы на 1 т обогащаемой руды – 5 центов. Капитальные затраты на строительство флотационной фабрики такой же производительности составляют 2,8 млн.долл, эксплуатационные расходы на 1 т перерабатываемой руды без учета стоимости реагентов – 20 центов (стоимость реагентов на 1 т руды 10 центов) [12].

#### Применение высокоградиентных магнитных сепараторов

Большое количество песковых отвалов хвостов золотоизвлекательных фабрик с содержанием золота 0,7–1,5 г/т и шламовых отвалов с содержанием его 0,2–1,0 г/т находится в ЮАР (табл. 3). В связи с общей тенденцией вовлечения в эксплуатацию бедного сырья ведется разработка технологии извлечения золота из этих отвалов.

Результаты проведенных испытаний показали, что повторное цианирование хвостов неэкономично, так как содержащееся в них золото покрыто защитными пленками или ассоциировано с другими минералами. Кроме того, при этом методе не извлекаются другие ценные минералы, содержащиеся в хвостах.

Проводились также испытания по установлению возможности обогащения песковых и шламовых отвалов способами гравитации,

Т а б л и ц а 3

## Запасы и содержание золота в песковых и шламовых хвостовых отвалах ЮАР

Фирма	Вместимость песковых отвалов, млн.т	Содержание золота, г/т	Вместимость шламовых отвалов, млн.т	Содержание золота, г/т
Рендфонтейн	28,0	0,58	76,5	0,25
Вест ренд консольдейтед . . . .	12,5	0,92	74,0	0,32
Дурбан дип . . . . .	7,0	1,0	64,5	0,32
Ренд лизис . . . . .	1,0	1,2	56,0	0,2
Ренд майнз проп.	95,5	1,0	257,5	0,43
Вендор проп. . . . .	6,0	1,0	-	-
Вилидж майн . . . .	4,5	1,5	14,0	1,0
Симмер энд джек	21,5	0,93	55,5	0,5
Вит голд майнз . . .	11,0	0,84	21,5	0,4
Райоден . . . . .	19,5	0,7	294,5	0,48

флотации и высокоградиентной магнитной сепарации. Установлено, что извлечение золота гравитационными способами составит 10–20% при низком извлечении содержащегося в отвалах урана, но при небольших капитальных затратах. Извлечение золота при флотации составит 20–40%, пирита 80–85%. Извлечение урана невысокое. При этом эксплуатационные расходы на 1 т переработанной руды будут равны 20 центам.

Наиболее высокие технологические показатели могут быть получены при процессе высокоградиентной магнитной сепарации. При обогащении этим методом извлечение золота и урана составит 40–60%. Капитальные затраты на строительство обогатительной установки, оборудованной высокоградиентными магнитными сепараторами, производительностью 300 т исходного материала в час составят 2,8 млн.долл, что в 2–3 раза превышает затраты на строительство флотационной фабрики такой же производительности. Но эксплуатационные расходы при обогащении способом высокоградиентной магнитной сепарации намного ниже в связи с экономией затрат на измельчение, так как высокоградиентная магнитная сепарация проходит эффективно при крупности питания 50% –0,074 мм. Кроме того, реагенты при данном процессе не применяются [13].



## Исследования по разработке новых способов извлечения золота

В ряде стран разрабатывают принципиально новые процессы извлечения золота из углистых и бедных руд, старых хвостовых отвалов.

В Канаде для обогащения тонковкрапленных бедных золотосодержащих руд разрабатывают способ "сферической агломерации", который предусматривает перемешивание предварительно обработанной собирателем рудной пульпы с большим количеством аполярного масла и последующий обжиг масляного агломерата. При проведении опытов из руды с содержанием золота 0,005 г/т получен концентрат с содержанием его 0,1 г/т [14].

В Канаде разработан также способ извлечения золота из бедных руд с вкрапленностью золота менее 10 мкм. Измельченную руду погружают в 70%-ный насыщенный раствор хлорида натрия. В результате образуется хлорид золота, который затем экстрагируют изопропиловым спиртом. Экстрагент, содержащий золото, отделяют и затем обрабатывают сернистым газом для осаждения элементарного золота [15].

В США запатентован способ извлечения золота, содержащегося в зернах графита. Этот способ заключается в прокаливании руды при температуре выше 315°C для рекристаллизации зерен графита, перемешивании огарка с  $\text{NH}_4\text{Cl}$  и  $\text{NH}_4\text{NO}_3$ , прокаливании смеси при температуре выше 315°C с целью перевода золота в хлорид. При этом хлориды возгоняются с последующим растворением их в воде. Выделение золота из полученного раствора осуществляют путем осаждения цинковой пылью [16].

Продолжаются исследования по интенсификации процесса цианирования золотосодержащих руд.

В США разработан патент, согласно которому для создания значительной концентрации активного кислорода в растворе и увеличения скорости растворения золота следует осуществлять вибрационное перемешивание пульпы ультразвуковыми колебаниями частотой 2–28 кГц. Источником ультразвуковых колебаний могут служить обычные генераторы. Этот процесс в зависимости от вида сырья позволяет сократить длительность выщелачивания на 25–60%.

В ЮАР на фабрике "Велком" испытан метод магнетогидростатического выделения золота из гравитационных концентратов. Извлечение золота при этом превысило 90% [17]. В ФРГ предпринята попытка осуществить извлечение золота из морской воды путем применения ионной флотации [18].



## В ы в о д ы

1. Для руд, перерабатываемых в последние годы за рубежом, характерно снижение минимального промышленного содержания золота. Увеличивается объем переработки бедных руд, вскрышных пород, отвалов хвостов обогатительных фабрик (с содержанием золота 0,6–2,0 г/т), а также труднообогатимых углистых руд.

2. В США и Канаде для переработки бедных руд, хвостовых отвалов и вскрышных пород широко применяют технологию кучного выщелачивания. В результате внедрения данной технологии на фабрике "Нью-Мексико" (Канада) извлечение золота повысилось до 90%.

3. Для переработки углистых золотосодержащих руд в США и Канаде разработаны методы нейтрализации вредного влияния угля путем окисления углеродсодержащих соединений с помощью реагентов-окислителей. Это позволяет повысить извлечение золота из углистых золотосодержащих руд до 90%.

4. Для переработки золотосодержащих руд с большим количеством шламов разработана чановая сорбционно-бесфильтрационная технология, обеспечивающая существенное снижение капитальных затрат на переработку руды и уменьшение потерь растворенного золота. Сорбцию растворенного золота осуществляют смолой или активированным углем. Процесс чанового выщелачивания с сорбцией золота активированным углем внедрен на фабрике "Хоумстейк" (США).

5. За рубежом в промышленных условиях начинают применять способы обогащения золотосодержащих руд, основанные на различии физических свойств золота и других минералов.

При испытании на одной из фабрик ЮАР концентратора Рейчерта для обогащения золотосодержащей руды (25 г/т золота) извлечение золота в концентрат составило 80%, содержание его в концентрате 100 г/т.

В ЮАР при обогащении бедных золотосодержащих руд месторождения Дурнфонтейн способом фотометрической сортировки извлечено 81% золота. Выход концентрата, полученного при фотометрической сортировке, составил 28%, содержание золота в нем 6,5 г/т.

---

## Л и т е р а т у р а

---

---

- I. Mining Annual Review, 1975.
2. "Engineering and Mining Journal", 1975, v.176, N 6, p.107,108, 142.
3. "Northern Miner", 1975, v.61, N 27, p.59.
4. Технология переработки углистых и бедных золотосодержащих руд за рубежом. М., Цветметинформация, 1972.
5. Guay W.J., Peterson D.C. "Transactions of Society of Mining Engineering AIME", 1973, N 1, p.102-104.
6. Меркин Э.Н., Хахалина Н.Н. Развитие гидрометаллургических процессов извлечения золота за рубежом. Бюллетень "Цветная металлургия", 1972, № 2.
7. Potter G.M., Salisbury H.P. "Mining Congress Journal", 1974, v.60, N 7, p. 54-57.
8. McQuiston F.W., Shoemaker R.S. Gold and silver cyanidation plant practice. Society of Mining Engineers, 1975, p.53.
9. Bhapper R.B., Levis F.M. "Mining Congress Journal", 1975, v.61, N 1, p.38-41.
10. Keys N.J., Gordon R.J. "Journal of the S.A.Institute of Mining and Metallurgy", 1975, v.75, N 2, p.13-21.
- II. McLean J. "Journal of the S.A. Institute of Mining and Metallurgy", 1975, N 76, p.95-97.
12. "Journal of S.A. Institute of Mining and Metallurgy", 1975, N 76, p.103.
13. "South African Mining and Engineering Journal", 1975, September, N 9, p.36-37.
14. Puddington E., Sparks B.D. "Mineral Science", 1975, v.7, N 3, p.282.
15. "Engineering and Mining Journal", 1972, v.173, N 10, p.4871.
16. Патент США, кл.75-118, № 3802873, опубл.9.04.74.
17. "Institute of Mining and Metallurgy", 1975, v.25, N 6, p.161-162.
18. Lancaster F.H. "Gold Bulletin", 1973, v.6, N 4, p.III.





Линия отреза

Денисова О.В. и Таужнянская З.А.

Д-33      Разработка и практика применения новых процес-  
сов извлечения золота за рубежом.      М., Цветмет-  
информация, 1976.      ©

26 с.; 6 рис. (М-во цвет.металлургии СССР,  
Центр. науч.-исслед. ин-т информации и техн.-экон.  
исследований цвет.металлургии. /Обзорная информация.  
Серия: "Обогащение руд и цветных металлов"/). Список  
лит.: с.25.

Авт. указаны на обороте тит.л.

УДК 669.213(-87)

1.

20

23

24

25

26

27