

## ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОУРАНОВЫХ РУД

*Анохин Р.Р., Лях С.И.*

ООО «НИЦ «Гидрометаллургия», г. Санкт-Петербург, Российская Федерация  
[anohin-r@gidrometall.ru](mailto:anohin-r@gidrometall.ru)

### Введение

В России и мире существуют значительные запасы золотоурановых руд, которые представляют особый интерес из-за возможности одновременной добычи золота, как основного ценного компонента, и урана, как сопутствующего. Из-за различий в формах нахождения золота и урана в руде, а также их химических и физических свойствах существует необходимость в разработке комплексной технологии переработки руд. Так, например, уран чаще всего находится в оксидной форме и достаточно легко вскрывается в серноокислотных и карбонатных растворах. Золото присутствует как в свободной форме, которое может быть выщелочено растворами цианидов, так и в упорной форме, что требует дополнительных операций для получения удовлетворительных результатов по вскрытию.

В данной работе исследовали возможность атмосферного и автоклавного окислительного выщелачивания золотоурановой пробы руды, а также флотационное обогащение исходной руды и остатка атмосферного серноокислотного выщелачивания.

### Основные способы переработки золотоурановых руд

Специфику технологических схем переработки золотоурановых руд, прежде всего, определяют состав и свойства

сырья. Золото и уран в рудах, как правило, не образуют совместных минеральных ассоциаций. В рудах большая часть золота является упорной, т.е. тесно ассоциированной с сульфидными минералами, как правило, пиритом и арсениопиритом. Уран в рудах, в основном, находится в виде оксидных минералов. Из-за тонкой вкрапленности минералов урана в компонентах руды последние плохо поддаются механическому обогащению и извлечение урана из руд в большинстве случаев проводится химическим путём (выщелачивание растворами реагентов).

Технологические схемы переработки золотоурановых руд представляют собой довольно сложные многостадийные процессы. Технологии переработки золотоурановых руд базируются на 4 основных технологических процессах [1]:

- Выщелачивание урана (кислотное (серноокислотное) или карбонатное (содовое)).
- Флотационное обогащение.
- Окислительный обжиг.
- Цианирование.

Указанные технологические приёмы могут применяться в различной последовательности и в различных сочетаниях, дополняя друг друга, что позволяет организовывать производство золота и урана из комплексных руд в рамках одного предприятия.

**Таблица 1 – Химический состав исходной руды**

Элемент	Значение (%)	Элемент	Значение (%)
Au (г/т)	1,4	C	0,2
Ag (г/т)	7,8	C <sub>орг</sub>	< 0,1
U (г/т)	32,9	Zn	< 0,01
As	0,04	Mg	0,1
F	2,3	Mn	0,02
S	1,3	Na	0,8
S(SO <sub>4</sub> )	0,1	Sb	< 0,01
S <sub>о</sub>	< 0,5	Co	< 0,01
Si	29,9	Cr	0,03
Al	7,3	Cu	< 0,01
K	7,8	Hg	0,3
Ca	0,5	Ni	0,02

**Таблица 2 – Физические свойства и гранулометрический состав измельчённой руды**

D (г/см <sup>3</sup> )	W (%)	P(45) (%)	P(71) (%)	P(125) (%)	P(250) (%)	P(355) (%)	P(600) (%)
2,6	0,2	68	76	84	91	94	100

Примечание: D – плотность (г/см<sup>3</sup>); W – влажность (%); P(N) – содержание класса частиц -N мкм (%)

### Исходные материалы

Для проведения исследований была использована технологическая проба руды, химический состав и физические свойства которой приведены в таблицах 1 и 2. На рисунке 1 представлены формы приуроченности золота в руде.

Исследуемая проба руды характеризовалась относительно невысоким содержанием золота (1,4 г/т) и крайне низким содержанием урана (32,9 г/т), содержание серебра составляло 7,8 г/т. Содержание общей серы находилось на уровне 1,3 %, подавляющая часть которой была представлена сульфидной формой. Основными компонентами в руде являются силикатные и алюмосиликатные минералы.

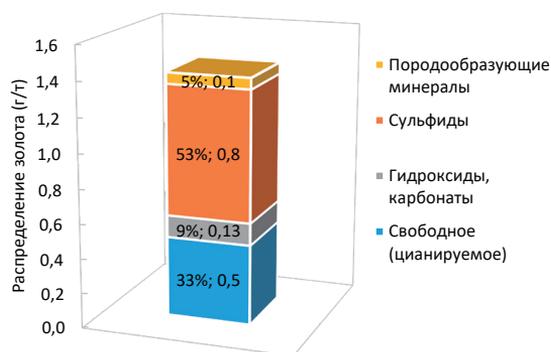


Рисунок 1 – Формы приуроченности золота в руде

Содержание карбонатного углерода в руде небольшое (0,2 %), что позволяет рассчитывать на эффективную реализацию технологии кислотного выщелачивания с умеренным расходом серной кислоты.

Относительно небольшие содержания ценных компонентов (золото, серебро и уран) и упорность руды к их извлечению могут представлять технологические сложности.

## Прямое выщелачивание

Согласно данным химического анализа исследуемой руды (таблица 1) содержания Са и Mg, основных «потребителей» кислоты при сернокислотном выщелачивании, было невысокими (0,5 % и 0,1 %). Небольшое содержание карбонатов в руде позволяло рассчитывать на её эффективное выщелачивание традиционным способом – серной кислотой с умеренным расходом реагента.

Основным минералом урана в руде является браннерит [2]. Для возможно-го повышения степени перехода урана в жидкую фазу пульпы при атмосферном выщелачивании использовали добавку окислителя, в качестве которого использовали азотную кислоту и газообразный кислород. При автоклавном окислительном выщелачивании в автоклав подавали только газообразный кислород.

Добавка окислителя на выщелачивание должна была оказать положительное влияние не только на уран, но и на извлечение золота из остатка при последующем цианировании за счёт окисления сульфидных минералов.

В качестве альтернативы сернокислотному процессу было проведено несколько опытов по карбонатному выщелачиванию руды. Выщелачивание вели растворами карбоната и бикарбоната натрия, в том числе с добавкой окислителя – газообразного кислорода.

Таким образом, на стадии выщелачивания руды одновременно пытались добиться высоких показателей по степени перехода урана в раствор и вскрытия частиц упорного золота, которые могут быть извлечены из остатков выщелачивания при последующем цианировании.

В проводимых опытах изучалось влияние температуры, плотности пуль-

пы, концентрации серной кислоты, крупности руды, добавки окислителя, продолжительности, давления кислорода, выщелачивающего реагента.

При сернокислотном атмосферном выщелачивании (АВ) и автоклавном окислительном выщелачивании (АОВ) извлечение урана в раствор находилось на примерно одинаковом уровне 78–82 % при его остаточном содержании в кеках выщелачивания 7 г/т. При АВ основная часть урана растворялась в течение первого часа обработки руды раствором серной кислоты без добавки окислителя, что свидетельствовало о минимальной доле упорной минерализации урана в исследуемой пробе руды. С точки зрения извлечения урана в раствор добавка окислителя в пульпу при выщелачивании нецелесообразна, окислитель необходим для окисления сульфидов и вскрытия упорного золота.

При АОВ руды без добавки кислоты, собственной серной кислоты, образующейся при окислении сульфидной серы (1,3 %), было недостаточно для глубокого выщелачивания урана, степень его перехода в раствор не превышала 62 %. Добавка серной кислоты (35 г/л) способствовала повышению его извлечения в раствор до 78 %.

Добавка азотной кислоты (30–45 кг/т) при АВ позволяла окислить до 80 % сульфидной серы, что положительно сказывалось на извлечении золота. За 6 часов выщелачивания при 95 °С вскрывалось и извлекалось при последующем цианировании остатка выщелачивания около 40 % упорного золота.

Применение газообразного кислорода для окисления сульфидов в атмосферных условиях малоэффективно из-за низкой скорости окисления, в ос-

Извлечение ценных компонентов

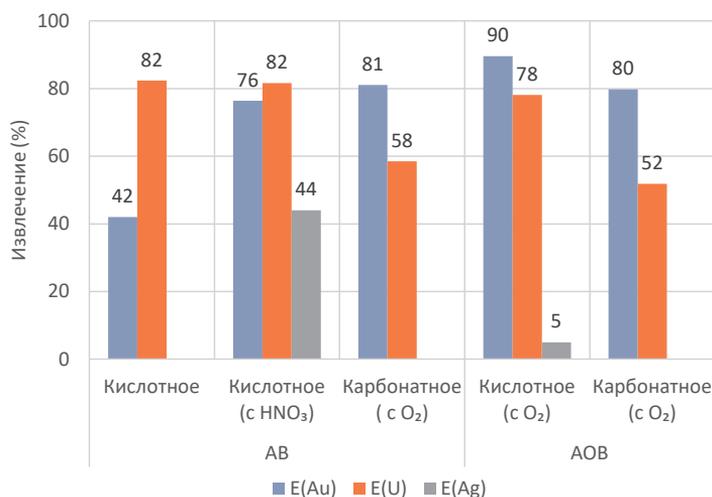


Рисунок 2 – Извлечение ценных компонентов из руды при АВ и АОВ

новном, пирита. При АВ за 6 часов выщелачивания удавалось окислить до 40 % сульфидной серы и, тем самым, повысить долю цианируемого золота в остатке выщелачивания до 50–53 %.

АОВ руды при 140 °С с постоянной подачей газообразного кислорода позволяло стабильно окислять за 4 часа до 85–90 % сульфидной серы и вскрывать большую часть упорного золота, которая становилась доступной для цианидного раствора при цианировании. Извлечение золота стабильно достигало 85–90 % при его остаточном содержании в кеках цианирования на уровне 0,15–0,20 г/т.

В качестве альтернативы сернокислотному выщелачиванию были проведены исследования по карбонатному (содовому) выщелачиванию руды. Степень перехода урана в жидкую фазу пульпы при АВ и АОВ руды растворами Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> (40 г/л) и NaHCO<sub>3</sub> (10 г/л) была на 20–30 % ниже (остаточное содержание урана в 2 раза выше), по сравнению с обработкой растворами серной кислоты.

При реализации карбонатного АВ и АОВ извлечение золота достигало 76–80 % при использовании в качестве

окислителя газообразного кислорода. В щелочной среде окисление сульфидов проходило динамично, однако глубина окисления сульфидной серы (до 80 %) существенно уступала традиционному сернокислотному процессу. В таблице 3 приведены оптимальные параметры АВ и АОВ, на рисунке 2 извлечение ценных компонентов.

Реализация технологии АОВ затруднительна из-за низкого содержания серы (1,3 %). При автоклавной переработке малосернистых (до 5 % сульфидной серы) материалов возникает необходимость постоянной подачи в автоклав греющего пара для подогрева пульпы до рабочей температуры (увеличение операционных затрат), а также использования автоклава значительного объёма (увеличение капитальных затрат). С целью снижения капитальных и операционных затрат нужно, во-первых, проведение флотационного обогащения руды или продуктов её гидрометаллургической переработки (например, остаток атмосферного сернокислотного выщелачивания руды) для получения качественных по сере концентратов и уменьшения объёма пропускаемого

Таблица 3 – Оптимальные параметры АВ и АОВ

Процесс	Параметр	Значение
Атмосферное выщелачивание	Концентрация серной кислоты	50 г/л
	Температура	95 °С
	Плотность пульпы (Ж:Т)	1,5 – 3,0 г/г
	Крупность руды	100% -600 мкм
	Добавка окислителя	HNO <sub>3</sub> 10 – 15 г/л
	Продолжительность	6 ч
Автоклавное окислительное выщелачивание	Концентрация серной кислоты и условия её подачи	35 г/л
	Температура	140 – 170 °С
	Плотность пульпы (Ж:Т)	2,5 г/г
	Крупность руды	100% -600 мкм
	Давление кислорода	7 бар
	Продолжительность	4 ч

через автоклав(ы) сырья, во-вторых, уменьшение времени пребывания материала в автоклаве, например, за счёт повышения параметров процесса (температура до 220–230 °С, давление кислорода до 6–7 бар).

Флотационное обогащение позволит на порядок уменьшить количество перерабатываемого на АОВ сырья и реализовать процесс в автотермическом режиме (без затрат на пар для поддержания температуры в автоклаве) за счёт повышения содержания сульфидной серы в концентрате.

### **Флотационное обогащение руды и остатка атмосферного выщелачивания**

Во всех тестах проводили три стадии флотации: основная и две контрольных.

В качестве регулятора кислотности (рН 10,5±0,5), в основном, использовали оксид кальция, который добавляли в пульпу в виде известкового молока. Расход извести был небольшим (3,0±0,7 кг), поэтому считали, что при таком её количестве она не оказывала за-

метного депрессирующего воздействия на пирит. В нескольких тестах использовали соду, при этом флотацию вели при рН пульпы 7–9, а также гидроксид натрия (рН пульпы 7–8).

На стадии флотации использовали следующие реагенты:

- собиратель – бутилксантогенат калия (БКК 100-400 г/т) или дибутиловый дитиофосфат натрия (DSP002 130-350 г/т);
- вспениватель – Т-80 (50-200 г/т) или метилизобутилкарбинол (МИБК 90-125 г/т).

Для улучшения показателей флотационного обогащения руды в некоторых тестах опробовали следующие технологические приёмы:

- Добавка CuSO<sub>4</sub> (50–200 г/т) – активатор сульфидов до добавки собирателя (БКК).
- Добавка жидкого стекла (100–200 г/т) – депрессор силикатов до добавки собирателя (БКК).
- Использование соснового масла (300 г/т) в качестве вспенивателя.

Активатор сульфидов или депрессор силикатов добавляли в пульпу после нейтрализации перед подачей собирателя.

При флотационном обогащении руды образовывалась пена достаточно низкого качества. В пенный продукт выделялось заметное количество породообразующих компонентов, выход концентрата достигал 6–10 %. Содержание золота в объединённом концентрате составляло 8–12 г/т, серы 9–13 %, серебра 45–48 г/т и урана 52–57 г/т.

Извлечение серы в концентрат достигало 65–67 %, при этом извлечение золота не превышало 52–54 % (35–36 % упорного и 18 % свободного).

Невысокое извлечение золота во флотационный концентрат может быть объяснено следующими факторами:

- Неполное извлечение сульфидов, с которыми ассоциировано упорное золото. Причина: нахождение части сульфидных минералов в сростках с силикатными и карбонатными минералами.
- Присутствие в руде свободного золота (порядка 42 %), часть которого может находиться в сростках с породообразующими компонентами.

При флотационном обогащении руды не происходило количественного перехода урана в концентрат. Это связано с тем, что уран находится в руде в форме оксидных минералов, которые, в основном, тонко вкраплены в породообразующие компоненты. В концентрат извлекалась часть урана (до 17 %), которая была ассоциирована с сульфидными минералами и частью пустой породы, пещедшей в пенный продукт.

Доля цианируемого золота в хвостах флотации составляла 30 %. Сквозное извлечение золота (в концентрат флотации и из хвостов флотации) при флотационном обогащении руды достигало 73–75 %.

При увеличении выхода концентрата повышалось извлечение упорного золота в пенный продукт и сквозное извлечение драгметалла, однако ухудшалось его качество (низкое содержание серы и золота).

Учитывая свойства золота, урана и сульфидных минералов в руде перспективным вариантом технологии её переработки может быть атмосферное выщелачивание (АВ) руды для перевода урана (80 % и более) в раствор с последующим флотационным обогащением остатка выщелачивания.

В отличие от руды в тестах по флотационному обогащению остатка АВ получалась пена достаточно высокого качества (густая, плотная). Улучшение показателей обогащения остатка АВ, по сравнению с исходной рудой, произошло в результате растворения карбонатных минералов при взаимодействии с серной кислотой и вскрытия, (возможно, активации) поверхности сульфидных минералов. Степень выделения сульфидной серы в концентрат повысилось до 73–90 %, что положительно сказалось на извлечении упорного золота в концентрат.

Для получения таких показателей необходимо проводить тщательную отмывку остатка АВ от остаточной серной кислоты. рН пульпы после репульпации остатка АВ в воде должен составлять 3,5–4,0 ед. При нейтрализации недостаточно промытого остатка АВ (рН пульпы  $2,5 \pm 0,5$  ед.) увеличивался расход

Таблица 4 – Ключевые показатели флотационного обогащения руды и остатка её атмосферного выщелачивания

Показатель	Режим обогащения (регулятор среды – известь, собиратель – БКК, вспениватель – Т-80)		Режим обогащения (регулятор среды – гидроксид натрия, собиратель – DSPOO2, вспениватель – МИБК)	
	Руда	Остаток атмосферного выщелачивания		
Выход концентрата (%)	6,3–9,7	4,2–4,3	3,0	14,6–17,7
Извлечение Au в концентрат (%)	52–54	66–79	52	57–63
Извлечение Ag в концентрат (%)	39–57	55–58	45	70–72
Извлечение U в концентрат (%)	10–17	7*	6*	21–22
Извлечение S в концентрат (%)	65–67	74–75	73	85–90
Содержание Au в концентрате (г/т)	7,8–11,8	22,5–27,4	25,4	9–10**
Содержание S в объединённом концентрате (%)	8,6–13,0	20,9–21,5	29,4	11–13**
Остаточное содержание Au в хвостах флотации (г/т)	0,6–0,8	0,6	0,8	0,7–0,8
Доля цианируемого золота в хвостах флотации (%)	30	52	64	77–81
Остаточное содержание золота в кеках цианирования хвостов флотации (г/т)	0,4	0,3	0,3	0,2
Сквозное извлечение Au (%)	73–75	82–83	82	92

Примечание:

\* – основная часть урана (82 %) выделена в жидкую фазу пульпы при атмосферном выщелачивании;

\*\* – концентрат основной флотации.

известно, что приводило к нарушению процесса обогащения.

При флотационном обогащении остатка АВ (в зависимости от выхода концентрата) получались концентраты с содержанием золота 9–27 г/т, 11–29 % серы и 51–114 г/т Ag. Флотоконцентраты такого состава пригодны для дальнейшей автоклавной переработки. Содержание серы обеспечит проведение процесса АОВ в автотермическом режиме. Отношение Au/S в материале позволяет рассчитывать на рентабельность его переработки.

Доля цианируемого золота в хвостах флотации составляла 52–81 %. Сквозное

извлечение золота при флотационном обогащении остатка АВ достигало 82–92 %.

Повышение извлечения упорного золота в концентрат и, как следствие этого, сквозного извлечения драгметалла из остатка АВ возможно за счёт увеличения выхода концентрата. При выходе концентрата 18 % в него извлекалось до 90 % серы и около 48 % упорного золота, сквозное извлечение достигало 92 %. Такой вариант целесообразен при переработке низкокачественных концентратов на собственной производственной площадке, организованной на месторождении. При продаже концентрата расходы на его транспортировку будут значительными, а переработка может

оказаться нерентабельной. В таблице 4 приведены ключевые показатели флотационного обогащения руды и остатка её атмосферного выщелачивания.

При проведении дальнейших исследований по флотационному обогащению материалов особое внимание должно быть уделено уточнению оптимальной крупности и реагентного режима (расходы и комбинации флото-реагентов), позволяющим максимально полно извлекать во флотоконцентрат сульфидные минералы и ассоциированные с ними частицы упорного золота.

### **Выводы**

В рамках проводимых исследований были определены:

- Оптимальные условия АВ и АОВ;
- при сернокислотном АВ с добавлением  $\text{HNO}_3$  степень извлечения Au и U составила 75 – 80 и 80 –

82 % соответственно, извлечение Ag достигало 44 %;

- в случае АОВ с предварительной сернокислотной обработкой руды извлечение Au составило 90 %, а U 78 – 80%, извлечение Ag не превышало 5 %.
- Флотация руды не позволила добиться удовлетворительных результатов по извлечению ценных компонентов;
- При флотации остатка АВ в режиме  $\text{CaO} + \text{БКК} + \text{T-80}$ , по сравнению с  $\text{NaOH} + \text{DSP002} + \text{МИБК}$  удалось получить более богатый по Au и S флотоконцентрат, за счёт снижения выхода концентрата с 14,7 – 17,7 до 3,4 – 4,2 %, но при этом, уменьшается сквозное извлечение золота с 92 до 82 – 83 %.

### **Список литературы**

- 1 Лодейщиков В.В. Комплексное использование золотоурановых руд / В.В. Лодейщиков / Золотодобыча. – 2010. № 135. С. 6–10
- 2 Лабораторные исследования по изучению технологических свойств и определению возможной схемы переработки золотоурановых первичных руд месторождения Лунное. Окончательный отчёт / ФГАОУ ВО «УрФУ имени первого Президента России Б.Н. Ельцина». – Екатеринбург, 2011. – 460 с.

# STUDY OF TECHNOLOGICAL PROCESSES OF PROCESSING GOLD-URANIUM ORES

*Anohin R.R., Lyakh S.I.*

LLC «SRC «Hydrometallurgy», St.-Petersburg, Russian Federation

[anohin-r@gidrometall.ru](mailto:anohin-r@gidrometall.ru)

## Introduction

There are significant reserves of gold-uranium ores in Russia and the world, which are of particular interest due to the possibility of simultaneous mining of gold, as the main valuable component, and uranium, as an accompanying one. Due to the differences in the forms of gold and uranium in the ore, as well as their chemical and physical properties, there is a need to develop an integrated technology for processing ores. So, for example, uranium is most often in the oxide form and is quite easily opened in sulfuric acid and carbonate solutions. Gold is present both in a free form, which can be leached with cyanide solutions, and in a refractory form, which requires additional operations to obtain satisfactory opening results.

In this work, we investigated the possibility of atmospheric and autoclave oxidative leaching of a gold-uranium ore sample, as well as the flotation enrichment of the original ore and the residue of atmospheric sulfuric acid leaching.

## Main methods for processing gold-uranium ores

The specifics of technological schemes for the processing of gold-uranium ores are primarily determined by the composition and properties of raw materials. Gold and uranium in ores, as a rule, do not form joint mineral associations. In ores, most of the gold is refractory, i.e. closely associated with sulfide minerals, usually pyrite and arsenopyrite. Uranium in

ores is mainly in the form of oxide minerals. Due to the fine dissemination of uranium minerals in ore components, the latter are difficult to mechanically enrich, and in most cases the extraction of uranium from ores is carried out chemically (leaching with reagent solutions).

Technological schemes for the processing of gold-uranium ores are rather complex multi-stage processes. Technologies for processing gold-uranium ores are based on 4 main technological processes [1]:

- Leaching of uranium (acidic (sulfuric acid) or carbonate (soda)).
- Flotation enrichment.
- Oxidative roasting.
- Cyanidation.

These technological methods can be applied in various sequences and in various combinations, complementing each other, which makes it possible to organize the production of gold and uranium from complex ores within the framework of one enterprise.

## Source materials

For research, a technological sample of ore was used, the chemical composition and physical properties of which are given in the tables.1 and 2. On the figure 1 forms of confinement of gold in ore are presented.

The studied ore sample was characterized by a relatively low gold content (1.4 g/t) and an extremely low uranium content (32.9 g/t), the silver content was 7.8 g/t. The content of total sulfur was at the level of 1.3 %, the

**Table 1 – Chemical composition of the original ore**

Element	Concentration (%)	Element	Concentration (%)
Au (g/t)	1.4	C	0.2
Ag (g/t)	7.8	Corg	< 0.1
U (g/t)	32.9	Zn	< 0.01
As	0.04	Mg	0.1
F	2.3	Mn	0.02
S	1.3	Na	0.8
S(SO <sub>4</sub> )	0.1	Sb	< 0.01
S <sub>o</sub>	< 0.5	Co	< 0.01
Si	29.9	Cr	0.03
Al	7.3	Cu	< 0.01
K	7.8	Hg	0.3
Ca	0.5	Ni	0.02

**Table 2 – Physical properties and particle size distribution of crushed ore**

D (g/cm <sup>3</sup> )	W (%)	P(45) (%)	P(71) (%)	P(125) (%)	P(250) (%)	P(355) (%)	P(600) (%)
2.6	0.2	68	76	84	91	94	100

Note: D - density (g / cm<sup>3</sup>); W - humidity (%); P(N) – particle class content-N μm (%)

vast majority of which was represented by the sulfide form. The main components in the ore are silicate and aluminosilicate minerals.

The content of carbonate carbon in the ore is low (0.2%), which makes it possible to count on the effective implementation of acid leaching technology with a moderate consumption of sulfuric acid.

Relatively low content of valuable components (gold, silver and uranium) and the resistance of the ore to their extraction can present technological difficulties.

### Direct leaching

According to the chemical analysis of the studied ore (table 1), the content of Ca and Mg, the main «consumers» of acid during sulfuric acid leaching, was low (0.5% and 0.1%). The low content of carbonates in the ore made it possible to count on its effective leaching by the traditional method

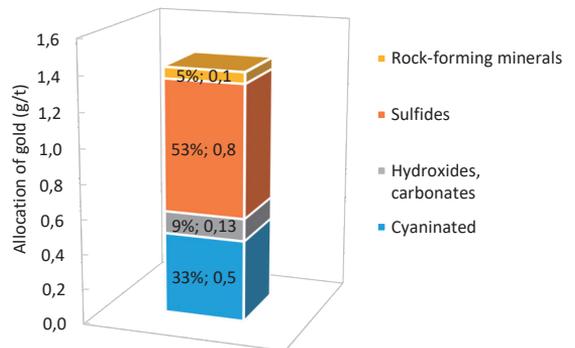


Figure 1 – Forms of confinement of gold in ore

- sulfuric acid with a moderate reagent consumption.

The main uranium mineral in the ore is brannerite [2]. For a possible increase in the degree of transition of uranium into the liquid phase of the pulp during atmospheric leaching, an additive of an oxidizing agent was used, which was used as nitric acid and gaseous oxygen. In high pressure leaching,

only gaseous oxygen was fed into the autoclave.

The addition of an oxidant to the leaching was supposed to have a positive effect not only on uranium, but also on the extraction of gold from the residue during subsequent cyanidation due to the oxidation of sulfide minerals.

As an alternative to the sulfuric acid process, several carbonate leaching experiments have been carried out. Leaching was carried out with solutions of sodium carbonate and bicarbonate, including with the addition of an oxidizing agent - gaseous oxygen.

Thus, at the stage of ore leaching, at the same time, they tried to achieve high rates in terms of the degree of transition of uranium into solution and the opening of refractory gold particles, which can be extracted from the leaching residues during subsequent cyanidation.

In the ongoing experiments, the influence of temperature, pulp density, sulfuric acid concentration, ore size, oxidizer addition, duration, oxygen pressure, leaching reagent was studied.

During sulfuric acid atmospheric leaching (AL) and high-pressure acidic leaching (HPAL), the extraction of uranium into solution was at approximately the same level of 78–82% with its residual content in the leaching cakes of 7 g/t. At AL, the main part of uranium was dissolved during the first hour of ore treatment with a sulfuric acid solution without the addition of an oxidizing agent, which indicated the minimum share of refractory mineralization of uranium in the ore sample under study. From the point of view of extracting uranium into solution, the addition of an oxidizing agent to the pulp during leaching is impractical, the oxidizing agent is necessary for the

oxidation of sulfides and the opening of refractory gold.

In the case of HPAL of ore without the addition of acid, its own sulfuric acid formed during the oxidation of sulfide sulfur (1.3%) was not enough for deep leaching of uranium, the degree of its transition into solution did not exceed 62%. The addition of sulfuric acid (35 g/l) contributed to an increase in its extraction into solution up to 78%.

The addition of nitric acid (30–45 kg/t) at AL made it possible to oxidize up to 80% of sulfide sulfur, which had a positive effect on gold recovery. For 6 hours of leaching at 95 °C, about 40% of refractory gold was opened and removed during subsequent cyanidation of the leaching residue.

The use of gaseous oxygen for the oxidation of sulfides under atmospheric conditions is ineffective due to the low rate of oxidation, mainly of pyrite. At AL, it was possible to oxidize up to 40% of sulfide sulfur in 6 hours of leaching and, thereby, increase the share of cyanidable gold in the leaching residue to 50–53%.

HPAL of ores at 140°C with a constant supply of gaseous oxygen made it possible to stably oxidize up to 85–90% of sulfide sulfur in 4 hours and open up most of the refractory gold, which became available to the cyanide solution during cyanidation. Gold recovery consistently reached 85–90% with its residual content in cyanidation cakes at the level of 0.15–0.20 g/t.

As an alternative to sulfuric acid leaching, studies have been carried out on carbonate (soda) leaching of ore. The degree of transition of uranium into the liquid phase of the pulp during AL and HPAL of ore with solutions of  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  (40 g/l) and  $\text{NaHCO}_3$  (10 g/l) was 20–30% lower (the residual content of uranium is

Extraction of valuable components

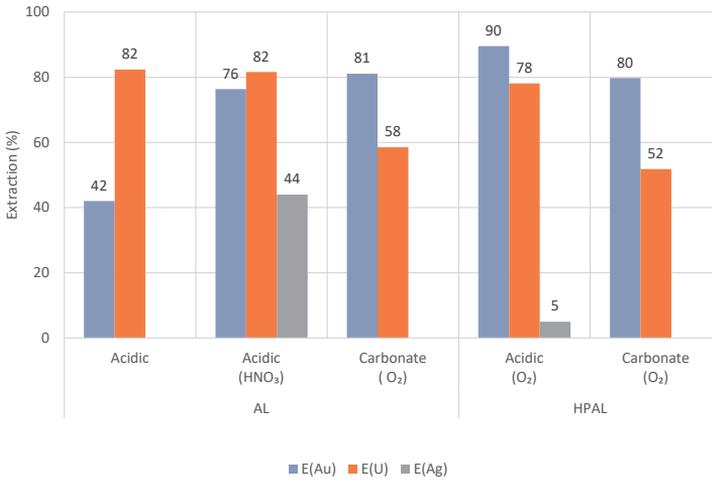


Figure 2 – Extraction of valuable components from ore during AL and HPAL

2 times higher), compared with treatment with solutions sulfuric acid.

With the implementation of carbonate AL and HPAL, the recovery of gold reached 76–80% when gaseous oxygen was used as an oxidizer. In an alkaline environment, the oxidation of sulfides proceeded dynamically, however, the depth of oxidation of sulfide sulfur (up to 80%) was significantly inferior to the traditional sulfuric acid process. Table 3 the optimal parameters AL and HPAL are shown, in the figure 2 extraction of valuable components.

Implementation of the HPAL technology is difficult due to the low sulfur content (1.3%). During autoclave processing of low-sulfur (up to 5% sulfide sulfur) materials, it becomes necessary to constantly supply heating steam to the autoclave to heat the pulp to the operating temperature (increase in operating costs), as well as to use a significant volume autoclave (increase in capital costs). In order to reduce capital and operating costs, it is necessary, firstly, to conduct flotation enrichment of ore or products of its hydrometallurgical processing (for example, the residue of atmospheric sulfuric acid leaching of ore) in

order to obtain concentrates of high quality in terms of sulfur and reduce the volume of raw materials passed through the autoclave (s), secondly, reducing the residence time of the material in the autoclave, for example.

Flotation enrichment will allow reducing the amount of raw materials processed at HPAL by an order of magnitude and implementing the process in an autothermal mode (without the cost of steam to maintain the temperature in the autoclave) by increasing the content of sulfide sulfur in the concentrate.

### FLOTATION ENRICHMENT OF ORE AND RESIDUE OF ATMOSPHERIC LEACHING

In all tests, three stages of flotation were carried out: the main and two control ones.

As an acidity regulator (pH  $10.5 \pm 0.5$ ), calcium oxide was mainly used, which was added to the pulp in the form of milk of lime. The consumption of lime was small ( $3.0 \pm 0.7$  kg), therefore, it was believed that with such an amount of it, it did not have a noticeable depressant effect on pyrite. In several tests, soda was used, while flotation was carried out at a pulp pH of 7–9, as well as sodium hydroxide (pulp pH of 7–8).

**Table 3 – Optimal parameters AL and HPAL**

Process	Parameter	Value
Atmospheric leaching	Sulfuric acid concentration	50 g/l
	Temperature	95 °C
	Pulp Density	1.5 – 3.0 g/g
	Ore size	100% -600 microns
	Additive oxidant	HNO <sub>3</sub> 10 – 15 g/l
	Duration	6 h
High-pressure acidic leaching	Sulfuric acid concentration and supply conditions	35 g/l
	Temperature	140 - 170 °C
	Pulp Density	2.5 g/g
	Ore size	100% -600 microns
	Oxygen pressure	7 bar
	Duration	4 h

The following reagents were used at the flotation stage:

- collector - potassium butyl xanthate (PBX 100-400 g/t) or sodium dibutyl dithiophosphate (DSP002 130-350 g/t);
- foaming agent - T-80 (50-200 g/t) or methylisobutylcarbinol (MIBK 90-125 g/t).

To improve the performance of ore flotation enrichment, the following technological methods were tested in some tests:

- Addition of CuSO<sub>4</sub> (50–200 g/t) – sulfide activator before addition of a collector (PBX).
- Additive of water glass (100–200 g/t) – depressant of silicates before addition of a collector (PBX).
- Use of pine oil (300 g/t) as blowing agent.

The sulfide activator or silicate depressant was added to the pulp after neutralization before the collector was fed.

During the flotation enrichment of the ore, foam of rather low quality was formed.

A significant number of rock-forming components was released into the foam product, the concentrate yield reached 6–10%. The gold content in the combined concentrate was 8–12 g/t, sulfur 9–13%, silver 45–48 g/t, and uranium 52–57 g/t.

The recovery of sulfur into concentrate reached 65–67%, while the recovery of gold did not exceed 52–54% (35–36% refractory and 18% free).

The low recovery of gold in flotation concentrate can be explained by the following factors:

- incomplete recovery of sulfides with which refractory gold is associated. Reason: finding part of sulfide minerals in intergrowths with silicate and carbonate minerals.
- Presence of free gold in the ore (about 42%), part of which may be in intergrowths with rock-forming components.

During the flotation enrichment of the ore, there was no quantitative transition of uranium into the concentrate. This is because uranium is found in the ore in

the form of oxide minerals, which are mainly finely interspersed in rock-forming components. Part of the uranium (up to 17%) was extracted into the concentrate, which was associated with sulfide minerals and part of the waste rock that passed into the foam product.

The share of cyanidated gold in flotation tailings was 30%. The through recovery of gold (into the flotation concentrate and from flotation tailings) during ore flotation concentration reached 73–75%.

With an increase in the yield of the concentrate, the extraction of refractory gold into the foam product and the through extraction of the precious metal increased, but its quality worsened (low sulfur and gold content).

Considering the properties of gold, uranium and sulfide minerals in the ore, a promising option for the technology of its processing can be atmospheric leaching (AL) of the ore to transfer uranium (80% or more) into solution, followed by flotation enrichment of the leaching residue.

In contrast to the ore, in tests for the flotation enrichment of the AL residue, foam of a sufficiently high quality (thick, dense) was obtained. The improvement in the enrichment of the residual AL, compared with the original ore, occurred as a result of the dissolution of carbonate minerals during interaction with sulfuric acid and the opening (possibly activation) of the surface of sulfide minerals. The degree of release of sulfide sulfur into the concentrate increased to 73–90%, which had a positive effect on the extraction of refractory gold into the concentrate.

To obtain such indicators, it is necessary to thoroughly wash the residue of AL from residual sulfuric acid. The pH of the pulp after repulping of the AL residue in water

should be 3.5–4.0 units. When neutralizing the insufficiently washed residue of AL (pulp pH  $2.5 \pm 0.5$  units), the consumption of lime increased, which led to a violation of the enrichment process.

During the flotation enrichment of the AL residue (depending on the concentrate yield), concentrates were obtained with a gold content of 9–27 g/t, 11–29% sulfur, and 51–114 g/t Ag. Flotation concentrates of this composition are suitable for further autoclave processing. The sulfur content will ensure that the HPAL process is carried out in an autothermal mode. The Au/S ratio in the material makes it possible to count on the profitability of its processing.

The share of cyanidated gold in flotation tailings was 52–81%. The end-to-end extraction of gold during the flotation enrichment of the AL residue reached 82–92%.

An increase in the extraction of refractory gold into the concentrate and, as a result, the through extraction of the precious metal from the AL residue is possible by increasing the yield of the concentrate. With a concentrate yield of 18%, up to 90% of sulfur and about 48% of refractory gold were extracted into it, the through extraction reached 92%. This option is expedient when processing low-quality concentrates at our own production site, organized at the field. If the concentrate is sold, the cost of its transportation will be significant, and processing may not be profitable. Table 4 the key indicators of the flotation enrichment of the ore and the residue of its atmospheric leaching are given.

When carrying out further studies on the flotation enrichment of materials, special attention should be paid to clarifying the optimal size and reagent regime (flow rates and combinations of flotation reagents), which make it possible to fully extract sulfide minerals and associated refractory

**Table 4 – Key indicators of flotation concentration of ore and the rest of its atmospheric leaching**

Index	enrichment mode (pH regulator - lime, collector - BKK, blowing agent - T-80)		Enrichment mode (pH regulator - sodium hydroxide, collector - DSP002, blowing agent - MIBK)	
	Ore	Atmospheric leaching residue		
Concentrate Yield (%)	6.3–9.7	4.2–4.3	3.0	14.6–17.7
Extraction of Au to concentrate (%)	52–54	66–79	52	57–63
Extraction of Ag to concentrate (%)	39–57	55–58	45	70–72
Recovery of U to concentrate (%)	10–17	7*	6*	21–22
Recovery of S to concentrate (%)	65–67	74–75	73	85–90
Au content in concentrate (g/t)	7.8–11.8	22.5–27.4	25.4	9–10**
S content in combined concentrate (%)	8.6–13.0	20.9–21.5	29.4	11–13**
Residual content of Au in flotation tailings (g/t)	0.6–0.8	0.6	0.8	0.7–0.8
Share of cyanidated gold in flotation tailings (%)	thirty	52	64	77–81
Residual gold content in flotation tailing cyanidation cakes (g/t)	0.4	0.3	0.3	0.2
End-to-end Au recovery (%)	73–75	82–83	82	92

Note:

\* - the main part of uranium (82%) is separated into the liquid phase of the pulp during atmospheric leaching;

\*\* - concentrate of the main flotation.

gold particles into the flotation concentrate.

### Summary

As part of the research, the following were identified:

Optimal conditions AL and HPAL:

- with sulfuric acid AL with the addition of HNO<sub>3</sub>, the degree of extraction of Au and U was 75–80 and 80–82%, respectively, the extraction of Ag reached 44%;
- in the case of HPAL with preliminary sulfuric acid treatment of the ore, the extraction of Au was 90%, and

U 78 - 80%, the extraction of Ag did not exceed 5%.

- Ore flotation did not allow to achieve satisfactory results in the extraction of valuable components;

When flotation of the AL residue in the CaO + PBX + T-80 mode, compared to NaOH + DSP002 + MIBK, it was possible to obtain a flotation concentrate richer in Au and S, due to a decrease in the concentrate yield from 14.7 - 17.7 to 3.4 - 4.2%, but at the same time, the through extraction of gold decreases from 92 to 82 - 83%.

### References

- 1 Lodeyshchikov V.V. Integrated use of gold-uranium ores / V.V. Lodeyshchikov / Gold mining. – 2010. No. 135. S. 6–10
- 2 Laboratory studies to study the technological properties and determine a possible scheme for processing gold-uranium primary ores from the Lunnoye deposit. Final report / "UrFU named after the first President of Russia B.N. Yeltsin. - Yekaterinburg, 2011. - 460 p.