

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Аннотация. Современное развитие золотодобывающей промышленности характеризуется ростом добычи минерального сырья и постоянным неуклонным снижением качества руды. В этих условиях повышение полноты извлечения золота приобретает первостепенное значение. Это может быть достигнуто за счет интенсификации действующих и создания новых эффективных процессов извлечения золота из бедных, труднообогатимых руд на базе достижений науки и техники, комбинирования обогатительно-гидрометаллургических процессов.

результаты исследования обогатимости Васильковской золотосодержащей руды, определены режимные параметры гравитационного, флотационного и цианистого процессов извлечения золота. На основе их предложены три комбинированные технологические схемы переработки руды и извлечения золота. Выполнены их технологическое и экономическое сопоставление. Более экономичным оказался вариант схемы, включающей гравитационное обогащение отсадкой, отдельное сорбционное цианирование механоактивированного гравитационного концентрата и хвостов гравитации, измельченных до 85% класса мельче 0,074 мм. Сквозное извлечение золота составило 84%.

Ключевые слова: золотосодержащего сырья, руда, Цианирование гравитационного концентрата, проба, золото.

RESEARCH ON THE DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY FOR PROCESSING PERSISTENT GOLD ORE

Abstract. *The modern development of the gold mining industry is characterized by an increase in the extraction of mineral raw materials and a constant steady decline in the quality of ore. Under these conditions, increasing the completeness of gold recovery is of paramount importance. This can be achieved by intensifying existing and creating new efficient processes for extracting gold from poor, difficult-to-enrich ores based on scientific and technological achievements, and combining processing and hydrometallurgical processes.*

results of the study of the concentrability of the Vasilkovskaya gold-bearing ore, the regime parameters of the gravitational, flotation and cyanide processes of gold extraction were determined. Based on them, three combined technological schemes for ore processing and gold extraction are proposed. Their technological and economic comparison is performed. A more economical version of the scheme turned out to include gravity enrichment with jigging, separate sorption cyanidation of mechanically activated gravity concentrate and gravity tails crushed to 85% of the class smaller than 0.074 mm. End-to-end gold recovery was 84%.

Keywords: **gold-containing raw materials, ore, cyanidation of gravity concentrate, sample, gold.**

По уровню запасов и их качеству основные золоторудные месторождения Казахстана сопоставимы с месторождениями зарубежных стран и могут обеспечить более высокий уровень производства золота в стране. В условиях мировых цен конца XX столетия из числящихся на балансе общих запасов конкурентоспособными на мировом рынке являются запасы собственно золоторудных коренных месторождений (75%) и комплексных месторождений (25%). Только 41% собственно золоторудных коренных месторождений легкообогатимы и более половины из них относятся к категории технологически упорных. В сравнении с золоторудной минерально-сырьевой

базой мира, в Казахстане добыча золота осуществляется, в основном, из комплексных полиметаллических месторождений, в которых золото-меднопорфировые месторождения составляют гораздо меньший удельный вес.

Штокверковый тип характеризуется прожилково-вкрапленным оруденением, связанным с системами разноориентированных кварцевых, кварц-сульфидных и кварц-карбонатных прожилков, приуроченных к эндо- и экзоконтактовым частям интрузий. Рудные тела представлены крутопадающими зонами минерализации (Васильковское, Юбилейное, Жолымбет). Средние содержания золота в рудах 3,6-7,9 г/т. Обогащаемость руд различная, в зависимости от форм нахождения золота.

В казахстанских месторождениях меднопорфирового типа (Актогай, Айдарлы, Коунрад, Коксай) содержания золота не превышают 0,1-0,2 г/т, ряд рудных объектов (Бощекуль, Самарское, Коктасжал) характеризуются содержанием 0,2-0,8 г/т. При этом себестоимость переработки считается по основному металлу, а на золото затратами приходится только металлургический передел, начиная с переработки шламов электролитического производства и до аффинажа. Повышенные содержания золота установлены также в рудах медного месторождения жильного типа Шатырколь (0,8 г/т).

Помимо коренных месторождений, в республике Казахстан выявлено и разведано значительное количество проявлений россыпного золота разнообразных по генезису. Основными являются аллювиальные и аллювиально-пролювиальные россыпи современной гидрографической сети. Расположены они преимущественно в горных системах Восточного и Южного Казахстана (Южный Алтай, Калба, Тарбагатай, Джунгарский и Заилийский Алатау, Каратау) и характеризуются небольшими размерами и запасами при средних содержаниях золота 600-700 мг/м³.

Известно, что в Казахстане более существенную роль, как в запасах так и в добыче играют комплексные месторождения, гораздо меньший удельный вес имеют золото-меднопорфировые месторождения и россыпные месторождения.

Основные проблемы минерально-сырьевой базы золоторудной промышленности Казахстана следующие:

- пока отсутствуют новые крупные золоторудные месторождения, которые могли бы служить базовыми объектами для устойчивого развития отрасли на длительную перспективу. При государственном финансировании геофизических и геологоразведочных работ возможно нахождение таких объектов;

- более 50% имеющихся активных запасов руд характеризуются как сложные для обогащения, содержат вредные примеси - мышьяк и сурьму. Для их освоения требуется более квалифицированный подход в плане разработки технологий с учетом жестких экологических требований, более серьезных и долговременных инвестиций;

- имеющиеся запасы золота по собственно золоторудным месторождениям не обеспечивают прогнозируемый уровень производства золота по Республике в 30-35 тонн;

- ошибочное применение, или копирование технологий (большой частью западных), включающих и финансовые технологии, позволяющих получить быструю прибыль с наиболее богатой и легко обогатимой части месторождения, а остальную часть признать нерентабельной с соответствующим пересчетом запасов в сторону уменьшения;

- возможности расширения минерально-сырьевой базы за счет комплексных месторождений лимитируется отсутствием подготовленных крупных резервных месторождений.

Экспериментальная часть

Цианирование руды пробы 1. Предварительно были поставлены опыт по определению оптимального расхода 96 % активной извести (таблица 1). Масса навески составила 100 г, расход и начальная концентрация цианида составили 200 мл и 0,08% соответственно.

1

Определение оптимального расхода извести при цианировании руды пробы 1

| Показатели | номера опытов | | | | | | | | |
|---|---------------|-------|-------|-------|------|-------|-------|-------|-------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 |
| Концентрация цианида, % | | | | | | | | | |
| начальная | 0,08 | 0,08 | 0,08 | 0,08 | 0,08 | 0,08 | 0,08 | 0,08 | 0,08 |
| конечная | 0,02 | 0,06 | 0,07 | 0,07 | 0,07 | 0,072 | 0,072 | 0,075 | 0,075 |
| Расход цианида, кг/т | 1,2 | 0,4 | 0,2 | 0,2 | 0,2 | 0,15 | 0,15 | 0,10 | 0,10 |
| Загрузка извести, кг/т | – | 0,5 | 0,75 | 1,0 | 1,25 | 1,50 | 1,75 | 2,0 | 2,5 |
| Продолжительность перемешивания, час | 24 | 24 | 24 | 24 | 24 | 24 | 24 | 24 | 24 |
| Остаточная концентрация извести в растворе, % | – | 0,005 | 0,015 | 0,035 | 0,05 | 0,065 | 0,065 | 0,07 | 0,07 |

Полученные результаты показывают, что расход извести, обеспечивающий достаточную концентрацию щелочи в цианистом растворе (0,038 %), составляет 1,0 кг/т 96 % активности извести. При таком расходе извести расход цианида составил 0,2 кг/т против 1,2 кг/т в отсутствие извести при цианировании.

В опытах по цианированию проверялась возможность извлечения золота непосредственно из руды. Результаты опытов по определению влияния продолжительности агитации представлены в таблице 2.

Таблица 2

Влияние продолжительности агитации на извлечение золота цианированием из исходной руды пробы 1

| Показатели | номера опытов | | | | | | | | | |
|---|---------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|
| | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 |
| Продолжительность агитации, час | 2 | 4 | 6 | 8 | 10 | 12 | 16 | 20 | 24 | 48 |
| Конечная концентрация цианида, % | 0,065 | 0,065 | 0,062 | 0,060 | 0,06 | 0,06 | 0,06 | 0,055 | 0,055 | 0,055 |
| Содержание золота, г/т в исх. продукте в хвостах цианир-я | 9,6 2,6 | 9,6 1,9 | 9,6 1,8 | 9,6 1,7 | 9,6 1,4 | 9,6 1,3 | 9,6 1,1 | 9,6 1,0 | 9,6 0,9 | 9,6 0,9 |
| Извлечение золота, % | 72,92 | 80,81 | 81,25 | 82,71 | 85,42 | 86,46 | 88,54 | 89,58 | 90,63 | 90,63 |

Масса навески составила 300 г, крупность измельчения по классу -0,074 мм 80%, плотность пульпы 40%, расход извести 1 кг/т.

Как видно из таблицы 12, продолжительность цианирования исходной руды должна быть не менее 24 часов, что обеспечивает извлечение золота в раствор из руды пробы 1 на 90,63 %.

Влияние крупности измельчения на процесс цианирования представлено в таблице 3. Масса навески составила 300 г, продолжительность агитации 24 ч, начальная и конечная концентрации цианида во всех опытах составили 0,065 и 0,05 % соответственно, расход цианида 0,225 кг/т, извести 1 кг/т.

Таблица 3

Влияние крупности измельчения на извлечение золота цианированием исходной руды пробы 1

| Показатели | Номера опытов | | | | | | | | | |
|---|---------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|------------|-------------|--|
| | 20 | 21 | 22 | 23 | 24 | 25 | 26 | 27 | 28 | |
| Крупность измельчения по кл. -0,074 мм | 47,2 | 55,0 | 66,0 | 71,4 | 78,1 | 84,54 | 85,86 | 87,9 | 100 | |
| Извлечение золота, % | 83,33 | 86,46 | 87,50 | 90,63 | 91,14 | 91,14 | 91,14 | 90,63 | 90,14 | |
| Содержание золота, г/т в исходном продукте в хвостах цианирования | 9,6 1,6 | 9,6 1,3 | 9,6 1,2 | 9,6 0,9 | 9,6 0,85 | 9,6 0,85 | 9,6 0,85 | 9,6 0,9 | 9,6 0,85 | |

Данные таблицы показывают, что необходимая крупность измельчения руды должна составлять 80 – 85% класса мельче 74 мкм. Более тонкое измельчение руды на извлечение золота цианированием влияние не оказывает. Хвосты цианирования отходят с содержанием золота 0,9 г/т.

Цианирование руды пробы 2. Опыты по определению оптимального расхода извести (таблица 4) показали, что как и в предыдущих экспериментах наиболее оптимальным является расход извести – 1 кг/т, позволяющий поддерживать достаточную концентрацию щелочи в цианистом растворе (0,038 %).

Таблица 4

Определение оптимального расхода извести при цианировании руды пробы 2

| Показатели | № опытов | | | | | | | |
|---|----------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|-------|
| | 29 | 30 | 31 | 32 | 33 | 34 | 35 | 36 |
| Конечная концентрация цианида, % | 0,025 | 0,0625 | 0,0625 | 0,0625 | 0,0625 | 0,0625 | 0,0625 | 0,07 |
| Расход цианида, кг/т | 1,0 | 0,25 | 0,25 | 0,25 | 0,15 | 0,15 | 0,15 | 0,1 |
| Загрузка извести, кг/т | – | 0,5 | 0,75 | 1,0 | 1,25 | 1,50 | 1,75 | 2,0 |
| Остаточная концентрация свободной извести в растворе, % | – | 0,025 | 0,025 | 0,034 | 0,048 | 0,053 | 0,053 | 0,058 |

Изучение влияния крупности измельчения исходной руды на извлечение золота цианированием (таблицы 16) показало, что содержание золота в хвостах цианирования 0,7–0,8 г/т достигается при измельчении руды до 80–85% кл.-0,074 мм. При этом начальная и конечная концентрации цианида были 0,06 и 0,05 % соответственно, расход цианида составил 0,15 кг/т, извести 1 кг/т, плотность пульпы 40%.

1 При разработке технологии извлечения золота из упорных коренных золотосодержащих руд было проведено исследование технологических свойств трех проб руды штокверкового Васильковского месторождения различных его участков.

Все пробы представлены грано - и габбродиоритами, подверженными в различной степени механическому и гидротермическому изменением.

Все три пробы можно отнести к кварцесульфидным с бедной сульфидной минерализацией (содержание сульфидов от 5,23% до 6,66%).

2 Основным рудным минералом является арсенопирит, на долю которого приходится от 79% до 86% всей сульфидной минерализации. В подчиненном отношении содержится пирит (10–15%) и в небольших количествах сульфиды меди, свинца, цинка.

3 Золота в рудах представлено мелким, тонким, ассоциированным как с сульфидными, так и с породными минералами. Крупность ассоциированного золота колеблется от нескольких микрометров до 10–20 микрометров.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Том 3. «Технология переработки и обогащения руд цветных металлов». М.: МГТУ, 2009.
2. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Том 1. «Обогащительные процессы и аппараты». М.: МГТУ, 2009.
3. Magnetic gravity concentrator of low-grade heavy mineral placer deposit /Pachejjeff B.S., Nishkov J.M. // Today's Technol. Mining and Met. Ind.: Pag. MMIJ/MM Joint Symp., Kyoto 2-4 Oct., 1998. - London, 1998. - p.343-346.
4. Синельникова Л.А. Совершенствование оборудования для первичного гравитационного обогащения на зарубежных фабриках // Известия металлургии. - № 6. - 1982. - С. 5-20.
5. Иванов В.Д., Прокофьев С.А., Башлыкова Т.В. Современное состояние теории и практики винтовых сепараторов. // III конгресс обогатителей стран СНГ. Тезисы докладов. – М.: Альтекс. – 2001. – С.210 - 211.
6. A new slime concentrator - the rocking - shaking vanner. Chin P.C., Wang Y.T., Sun Y.P."13th Int. Miner. Proc. Congr., Warszawa, 1979. Prepr. Par. Vol. 2". Warszawa, 1979, p. 207-230.
7. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Том 2. «Технология обогащения полезных ископаемых». М.: МГТУ, 2009.
8. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. М.: МГТУ, 2010. 711с.