

КОМПЛЕКСНАЯ ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ОКИСЛЕННЫХ РУД

© 2006 г. Ю. А. Агабальян, Л. М. Багдасарян,
А. Т. Багдасарян, Р. С. Егиазарян

Государственный инженерный университет Армении
375009, Ереван, ул. Терьяна, 105, Республика Армения

E-mail: aghabalyan@mail.ru

Поступила в редакцию 20.01.2006 г.

В статье рассматриваются вопросы оценки золотосодержащих кварцитов, залежи которых морфологически представляют собой «железные шляпы». На примере детально разведанной золотосодержащей зоны окисления – «железной шляпы» Тандзутского серноколчеданного месторождения показана высокая эффективность использования золотоносных кварцитов в качестве флюсового сырья. При этом предусмотрено окомкование значительного количества (58%) мелких фракций (до 10 мм). С целью комплексного использования руд рассмотрена целесообразность извлечения благородных металлов с помощью цианирования. Однако из-за малого количества запасов руды такое производство оказалось бы убыточным. В этой связи с использованием выявленных зависимостей выведена формула определения минимального количества запасов.

В металлургическом производстве важная роль принадлежит типу и качеству флюсового сырья, которое применяется с целью образования легкоплавких шлаков для облегчения удаления посторонних примесей. При производстве черновой меди на Алавердском медеплавильном заводе применяются кварциты, качество которых предопределяется содержаниями кремнезема, а также вредных примесей – глинозема, мышьяка и сурьмы (Методическое руководство..., 1999; Сборник руководящих материалов..., 1985). Расход флюсового сырья на 1 т производимого металла, при прочих равных условиях, зависит от содержания окиси кремния в кварцитах. Наличие в последних благородных металлов позволяет использовать флюсы с более низким содержанием кремния с одновременным повышением экономической эффективности металлургического производства.

В качестве такого сырья могут рассматриваться золотоносные кварциты Тандзутского месторождения. Потребность Алавердского медеплавильного завода в кварцитах Тандзутского месторождения при конверторной плавке (крупность фракций 10-50 мм) составляет 7.0 тыс. т/год. Необходимость применения мелких фракций (0-10 мм) тандзутских золотоносных кварцевых флюсовых руд при отражательной плавке в настоящее время отпала, благодаря довольно высокому содержанию кремния в концентратах Дрмбонского ГОКа. Поскольку значительное количество мелких фракций практически не используется, очевидна необходимость утилизации большей части разведанных окисленных руд. Как показали технологические испытания, это успешно может быть осуществлено или с помощью цианирования рудной мелочи, или производством гранул крупностью 10-50 мм с дальнейшим их использованием в качестве флюсов.

Таким образом, выделяются два возможных направления использования золотосодержащих кварцитов: 1) в качестве флюса на Алавердском медеплавильном заводе; 2) в качестве руд для извлечения благородных металлов.

Для каждого из направлений использования

руд необходимо обосновать параметры кондиций; для рассматриваемого месторождения основным параметром, бесспорно, является бортовое содержание.

Анализ материалов геологоразведочных работ позволил установить:

- зона золотосодержащих кварцитов представляет собой залежь «железной шляпы» мощностью 10-12 м, расположенную непосредственно под элювиально-делювиальными наносами и почвенно-растительным слоем небольшой мощности (в среднем порядка 0,8 м);

- по мощности верхняя часть «железной шляпы» представлена сравнительно более высоким содержанием золота, чем нижняя;

- по степени сложности геологического строения месторождение отнесено к третьей группе;

- окисленные руды «железной шляпы» представляют собой выветрелую, раздробленную массу и, как показали опытно-эксплуатационные работы, их выемка может осуществляться с частичным (порядка 20% от общего объема) применением буро-взрывных работ.

Таким образом, приведенные выше сравнительно простые горно-геологические условия открытой разработки и степень сложности геологического строения месторождения с учетом направлений использования руд позволяют ограничиться следующим необходимым и достаточным составом параметров кондиций:

1. Предельное качество кварцевых флюсов.
2. Бортное содержание золота для оконтуривания и подсчета запасов золотоносных кварцевых руд, используемых в качестве флюсов.

3. Бортное содержание золота для оконтуривания и подсчета запасов золотоносных кварцевых руд, подлежащих переработке с целью извлечения благородных металлов.

4. Минимальная длина интервалов различных сортов полезного ископаемого (флюсовые и золотоносные руды) и некондиционных руд, подлежащих отдельной выемке.

Качество кварцевых флюсов регламентируется Техническими условиями, в которых по сор-

там лимитируются содержания SiO_2 , Al_2O_3 , мышьяка и сурьмы. Интересно отметить, что в советский период в золотосодержащей кварцевой руде лимитировалось также и содержание золота (Сборник руководящих материалов..., 1985), что, однако, отсутствует в новых требованиях (Методическое руководство..., 1999). Что касается бортовых содержаний золота, то они для каждого из направлений использования определяются технико-экономическими расчетами.

Бортовое содержание условного золота во флюсовых рудах определяется с использованием следующих очевидных положений:

1. При прочих равных условиях расход кварцевых флюсов с ростом содержания SiO_2 убывает.

2. Затраты на единицу выплавленной меди зависят от стоимости (цены) фракционированных кварцевых флюсов и содержания SiO_2 в последних.

3. Повышенные затраты на флюсовое сырье с более низким содержанием SiO_2 в расчете на единицу металла могут быть компенсированы стоимостью извлекаемых в черновую медь благородных металлов, содержащихся в золотоносных кварцитах.

Рассмотрим закономерность изменения расхода кварцевых флюсов от содержания в них SiO_2 . Среднемесячный расход кварцевых флюсов на Алавердском медеплавильном заводе составляет (с учетом использования и мелких фракций): при содержании SiO_2 60% – 982 т; при 65% – 891 т; при 70% – 815 т. Обработка этих данных позволила выявить следующую зависимость месячного расхода кварцевых флюсов (Р) от содержания в них SiO_2 (С):

$$P = \frac{70140}{C} - 187. \quad (1)$$

В качестве альтернативной сырьевой базы флюсов рассмотрим Шагалинское месторождение кварцитов, расположенное примерно в 20 км от Алавердского медеплавильного завода. В утвержденных запасах кварцитов этого месторождения содержание SiO_2 составляет 95%. По выражению (1) определим среднемесячный расход Р: $P = 70140 / 95 - 187 = 551$ т/мес. Следовательно, понижающие расходные коэффициенты шагалинских кварцитов относительно тандзутских в зависимости от содержаний в последних SiO_2 будут: 0,56 (при содержании SiO_2 в тандзутских кварцитах 60%); 0,62 (при 65%); 0,68 (при 70%). В рудах Тандзутского месторождения среднее содержание SiO_2 составляет не менее 60%, то есть понижающий расходный коэффициент составит 0,56. Другими словами, если годовой расход тандзутских кварцевых флюсов составляет 7 тыс. т, то шагалинских будет 3,9 тыс. т. Учитывая высокую прочность последних и небольшие объемы производства в единицу времени, расчетная себестоимость добычи, дробления, фракционирования и перевозки 1 т кварцитов в Алаверди составит не менее 6-8 долл/т. В расчетах примем 6 долл/т.

Себестоимость добычи, грохочения, транс-

портирования, дробления негабарита и окомкования рудной мелочи в расчете на 1 т руды определяется по формуле:

$$Z_{\phi} = Z_{\text{дг}} + Z_{\text{тр}} + \frac{B_{\text{н}} Z_{\text{др}}}{\gamma} + \left[(1 - B_{\text{н}})(1 - B_{\text{кф}}) + B_{\text{н}}(1 - B_{\text{кн}}) \right] Z_{\text{ок}}, \quad (2)$$

где $Z_{\text{дг}}$ – себестоимость добычи и грохочения 1 т руды (2,4 долл/т); $Z_{\text{тр}}$ – себестоимость транспортирования 1 т руды в Алаверди (4,6 долл/т); $B_{\text{н}}$ – выход негабарита (20%); $B_{\text{кн}}$ – выход кондиционной фракции из негабарита (90%); $Z_{\text{др}}$ – себестоимость дробления негабарита (5 долл/м³); γ – объемная масса кварцитов (2,35 т/м³); $B_{\text{кф}}$ – выход из массива (без негабарита) кондиционных фракций (30%); $Z_{\text{ок}}$ – себестоимость окомкования (гранулирования) мелких фракций (2,5 долл/т).

Подставив соответствующие значения величин в формулу (2), получим: $Z_{\phi} = 8,9$ долл/т.

Следовательно, использование шагалинских кварцитов позволяет сократить затраты на 1 т флюса на $8,9 - 0,56 \times 6 = 5,5$ долл/т.

Поскольку окисленные руды Тандзутского месторождения содержат благородные металлы, то можно определить наименьшее (бортовое) содержание условного золота, которое при извлечении в черновую медь покроет дополнительные затраты 5,5 долл/т. Бортовое содержание условного золота во флюсовых рудах α_{ϕ} определяется по следующей формуле:

$$\alpha_{\phi} = \frac{Z_{\text{доп}}}{C_{\text{Au}} \epsilon}, \quad (3)$$

где $Z_{\text{доп}}$ – дополнительные затраты на флюс с более низким содержанием SiO_2 (5,5 долл/т); C_{Au} – цена 1 г золота (13,5 долл./г); ϵ – коэффициент извлечения золота из кварцевых флюсов в черновую медь (0,97).

Подставив соответствующие значения в формулу (3), получим: $\alpha_{\phi} = 0,42$ г/т. Принимаем $\alpha_{\phi} = 0,5$ г/т.

Как было отмечено выше, верхняя часть “железной шляпы” характеризуется более высокими содержаниями благородных металлов, чем нижняя. В этой связи, очевидно, целесообразна их первоочередная отработка. Помимо этого необходимо определить бортовое содержание для руд, подлежащих цианированию.

Бортовое содержание $\alpha_{\text{бу}}$ для оконтуривания этих руд можно также определить по формуле вида (3), где вместо величины $Z_{\text{доп}}$ нужно подставить стоимостное выражение бортового содержания $D_{\text{бу}}$, представляющего собой разность между полной себестоимостью добычи и переработки 1 т руды и амортизацией капиталовложений (Агабалян, 1994), то есть сумму эксплуатационных затрат на добычу, дробление, измельчение и цианирование руд $Z_{\text{ли}}$. В соответствии с расчетами $D_{\text{бу}} = 11,5$ долл/т, а $\epsilon = 0,9$. Подставив эти данные в формулу (3), получим $\alpha_{\text{бу}} = 0,95$ г/т. Принимаем $\alpha_{\text{бу}} = 1$ г/т.

Таким образом, для оконтуривания и подсчета

запасов золотосодержащих кварцитов предлагается использовать следующие параметры кондиций:

1. Бортовое содержание условного золота: для оконтуривания и подсчета запасов "богатых" руд – 1,0 г/т; для «бедных» руд – 0,5 г/т.

2. Коэффициент перевода содержаний серебра в условное золото – 0,015.

3. При подсчете запасов исключать некондиционные для соответствующего сорта интервалы протяженностью 3 м и более.

4. Подсчет запасов осуществлять статистическим способом.

С использованием приведенных выше параметров кондиций оконтурены и подсчитаны запасы руды методом геологических блоков. К категории С₁ отнесены подсчетные блоки, изученные на поверхности канавами, а на глубине – шурфами и скважинами; к категории С₂ отнесены подсчетные блоки, изученные на поверхности канавами (с меньшей плотностью, чем в блоках категории С₁) и короткометражными шурфами, которые, однако, остались "висячими". В результате были оконтурены и подсчитаны запасы руд и металлов по четырем подсчетным блокам.

Рассмотрим два варианта использования сырья:

1. Использование золотосодержащих руд в качестве флюсового сырья при гранулировании мелких фракций (табл.1).

II. Последовательная отработка "богатых" и «бедных» флюсовых руд с цианированием остатков рудной мелочи (табл.2).

Таким образом, подсчитанные запасы золо-

тоносных кварцитов позволяют обеспечить Алавердский медеплавильный завод качественными флюсами для конверторной плавки (при современной производительности завода) на 50 лет, в том числе "богатыми" – на 20 лет. При этом важно отметить, что их использование (в том числе и "бедных" руд) является прибыльным, хотя такого требования к флюсовому сырью не предъявляется.

Перейдем к рассмотрению II варианта.

В этом варианте, в отличие от I, все затраты по добыче рудной массы и ее грохочению необходимо отнести на крупные (10-50 мм) фракции (с учетом 20% дробленого негабарита). Следовательно, полную себестоимость 1 т флюсового сырья можно определить по следующей формуле:

$$Z_{\phi} = \frac{Z_{\text{дг}}}{B_{\phi}} + Z_{\text{тр}} + \frac{B_n Z_{\text{др}}}{\gamma}, \tag{4}$$

где B_φ – общий выход флюсовых фракций (с учетом дробления негабарита).

Величина B_φ (в долях единицы) определяется по формуле:

$$B_{\phi} = B_n B_{\text{кн}} + (1 - B_n) B_{\text{кф}}, \tag{5}$$

где B_{кн} – выход кондиционных фракций (10-50мм) при дроблении негабарита.

Подставив значения соответствующих величин в формулу (5), получим:

$$B_{\phi} = 0,2 \times 0,9 + (1 - 0,2) \times 0,3 = 0,42 \text{ или } 42\%.$$

Таблица 1

Использование золотосодержащих руд в качестве флюсового сырья при гранулировании мелких фракций

Наименования показателей	Значения показателей	
	«Богатые» руды	«Бедные» руды
I	2	3
Эксплуатационные запасы руды, тыс. т	142	213
Годовая добыча руд, тыс. т/год	7,0	7,0
Содержание в добытой руде:		
– Au, г/т	2,11	0,72
– Ag, г/т	16,04	9,2
Цена:		
– Au, долл/г	13,5	13,5
– Ag, долл/г	0,22	0,22
Извлечение в черновую медь:		
– Au, %	97	97
– Ag, %	95	95
Удельные затраты на добычу, перевозку в Алаверди, грохочение, дробление и гранулирование рудной мелочи, долл/т	8,9	8,9
Извлекаемая ценность 1 т руды, долл	31,0	11,4
Годовая прибыль от оплаты Au и Ag в черновой меди, тыс. долл	154,5	17,1
Плата за пользование недрами, тыс. долл/год	3,4	1,2
Прибыль до налогообложения, тыс. долл/год	151,1	15,9
Налог на прибыль, тыс. долл/год	30,2	3,2
Чистая прибыль, тыс. долл/год	120,9	12,7
Чистая прибыль по отработке всех запасов, тыс. долл	2456,3	386,6
Срок отработки запасов, лет	20,3	30,5

Остатки мелких фракций (58%) в рассматриваемом варианте подлежат цианированию. Поскольку затраты на добычу и грохочение полностью отнесены на флюсовые руды, то при расчете себестоимости извлечения благородных металлов учтем лишь затраты на цианирование руд с получением сплава Доре. В связи с малым количеством руд, подлежащих цианированию, амортизацию основных фондов на 1 *т* руды определим отношением капиталовложений к извлекаемым запасам руды.

Полную себестоимость переработки (цианирования) 1 *т* руды определим по формуле:

$$Z_u = Z'_u + \frac{Z''_u}{A_u} + \frac{K}{Q(1-B_\phi)}, \quad (6)$$

где Z'_u и Z''_u – соответственно, пропорциональные на 1 *т* руды (примерно 6,5 долл.) и постоянные за один год (порядка 50 тыс. долл.) затраты на переработку руды, долл.; A_u – годовая производительность предприятия по переработке руды ($A_u = 10$ тыс. *т*); K – капиталовложения в создание цеха цианирования руды, тыс. долл.

Анализ размеров капиталовложений K в строительство золотоизвлекательных фабрик при цианировании руд позволяет рекомендовать следующее уравнение зависимости K от годовой производительности A :

$$K = 5,6A + 2500$$

При этом следует отметить, что стационарные фабрики, как правило, строятся с годовой производительностью не менее 150 тыс. *т*. Для переработки 50-60 тыс. *т* руды в год могут быть использованы специальные модули, стоимость которых ориентировочно составляет 1,5-2,0 млн долл.

В табл. 2 приведены результаты технико-экономических расчетов по II варианту.

Данные табл. 2 свидетельствуют о том, что из-за малого количества запасов руды и низкой годовой производительности цианирование руд на Гандзутском месторождении производить нецелесообразно. Таким образом, рациональным вариантом использования руд является их использование в качестве флюсового сырья.

В то же время анализом установлено, что при определенных запасах руды и ее качестве экономически целесообразно извлечение благородных металлов цианированием. В этой связи большой интерес представляет решение задачи по определению минимального количества запасов руды (при том или ином содержании условного золота), обеспечивающих окупаемость капиталовложений в приемлемые сроки. Решение этой задачи будет способствовать целенаправленному ведению поисковых работ.

Для решения подобной задачи приравняем приведенные затраты $Z_{пр}$ к извлекаемой ценности 1 *т* руды I_u (Агабалян, 1994).

Приведенные затраты представляют собой сумму эксплуатационных затрат $Z_{эк}$, амортизации капиталовложений (основных фондов) a_0 и нормативной прибыли на 1 *т* руды.

Эксплуатационные затраты на добычу и переработку 1 *т* руды связаны с годовой произ-

водительностью предприятия A следующим уравнением (Агабалян, 1994; Агошков, 1948):

$$Z_{\text{э}} = Z'_{\text{э}} + \frac{Z''_{\text{э}}}{A}, \quad (7)$$

где $Z'_{\text{э}}$ и $Z''_{\text{э}}$ – численные коэффициенты, аналогичные Z'_u и Z''_u в формуле (6).

Амортизацию основных фондов в расчете на 1 *т* руды определим путем деления капитальных вложений K на запасы руды Q . Величину K при годовой производительности предприятия до 60 тыс. *т* примем по приведенной выше стоимости модуля (до 2000 тыс. долл.), а для более высоких значений A – на основе приведенного выше уравнения – $K = K'A + K''$.

На основе изложенного приведенные затраты на добычу и переработку 1 *т* руды определим по следующим выражениям:

– при $A > 60$ тыс. *т* / год

$$Z_{\text{пр}} = Z'_{\text{э}} + \frac{Z''_{\text{э}}}{A} + \frac{(K'A + K'')}{Q} + \frac{E_u(K'A + K'')}{A}, \quad (8)$$

где E_u – величина, обратная приемлемому сроку окупаемости ($T_{\text{ок}}$) капиталовложений ($E_u = 1/T_{\text{ок}}$);
– при $A < 60$ тыс. *т* / год

$$Z_{\text{пр}} = Z'_{\text{э}} + \frac{Z''_{\text{э}}}{A} + \frac{K}{Q} + \frac{E_u K}{A}, \quad (9)$$

Извлекаемую ценность определим по формуле:

$$I_u = \alpha \varepsilon C, \quad (10)$$

где α – содержание золота в руде, г/т; ε – извлечение золота в сплав Доре, % (доли единицы).

Величина ε определяется по выражению (Агабалян, 1994): $\varepsilon = \alpha - (0,05\alpha + 0,05)/\alpha$.

Приравняв правые части выражений (8) и (10), определим искомое количество минимальных запасов руды, обеспечивающих при том или ином значении α приемлемый срок окупаемости капиталовложений $T_{\text{ок}}$:

$$Q_{\text{мин}} = \frac{T(Z'_{\text{э}} + E_u K') + K''}{\alpha \varepsilon C - \left[Z'_{\text{э}} + K' \left(\frac{1}{T} + E_u \right) \right]}, \quad (11)$$

В формуле (11) срок службы рудника T можно определять по простой формуле Тейлора (Капутин, 2004):

$$T = 6,5 \sqrt[4]{Q}. \quad (12)$$

Поскольку T является функцией $Q_{\text{мин}}$, то совместное определение величин T и $Q_{\text{мин}}$ удобно определять методом последовательных приближений с использованием компьютерной программы Excel; при этом $A = Q_{\text{мин}}/T$. В табл. 3 приводятся результаты определения величины $Q_{\text{мин}}$ для руд с различным содержанием условного золота, а также расчетные значения основных технико-экономических показателей.

Данные табл. 3 позволяют убедиться в корректности выполненных расчетов: при любом со-

Таблица 2

Технико-экономические показатели при последовательной отработке "богатых" и "бедных" флюсовых руд с цианированием остатков рудной мелочи

Наименования показателей	Значения показателей	
	«Богатые» руды	«Бедные» руды
1	2	3
Флюсовые руды		
Эксплуатационные запасы руды, тыс. т	142	213
Выход флюсовых фракций, %	42	42
Годовая добыча руд, тыс. т/год	17*	17*
Содержание в добытой руде:		
– Au, г/т	2,11	0,72
– Ag, г/т	16,04	9,2
Цена:		
– Au, долл/г	13,5	13,5
– Ag, долл/г	0,22	0,22
Извлечение в черновую медь:		
– Au, %	97	97
– Ag, %	95	95
Удельные затраты на добычу, дробление, грохочение и переизвозку в Алаверди, долл/т	10,7	10,7
Извлекаемая ценность 1 т руды, долл.	31,0	11,4
Годовая прибыль от оплаты Au и Ag в черновой меди, тыс. долл.	144,5	4,37
Плата за пользование недрами, тыс. долл/год	3,4	1,3
Прибыль до налогообложения, тыс. долл/год	141,1	3,11
Налог на прибыль, тыс. долл/год	28,2	0,62
Чистая годовая прибыль, тыс. долл/год	112,9	2,49
Срок отработки запасов, лет	8,4	12,6
Чистая прибыль по отработке всех запасов, тыс. долл.	944,3	157,6
Цианируемые руды		
Остаток мелких фракций для цианирования, тыс. т	82,5	123,8
Годовая производительность по цианированию руд, тыс. т/год	10,0	10,0
Содержания в руде, г/т:		
– Au	2,11	0,72
– Ag	16,04	9,20
Извлечение, %:		
– Au	90	85
– Ag	85	75
Извлекаемая ценность 1 т руды, долл/т	28,6	9,78
Капиталовложения, тыс. долл.	2000	–
Себестоимость, долл/т	35,7	11,5
Прибыль годовая, тыс. долл.	-71,0	-17,2

* В том числе 7,0 тыс. т/год – флюсовые руды.

держании золота в руде α освоение минимального количества запасов $Q_{\min}$ обеспечивает равенство извлекаемой ценности I_{α} с приведенными затратами на добычу и переработку 1 т руды Z_{α} , то есть принятое значение $T_{\alpha} = 5$ лет.

Нетрудно убедиться, что с уменьшением α минимальное количество запасов $Q_{\min}$ прогрессивно возрастает. Так, при уменьшении α с 2,5 г/т до 1,5 г/т (в 1,7 раза) значение $Q_{\min}$ возрастает с 200 тыс. т до 850 тыс. т (в 4,2 раза). Большое влияние на расчетное значение $Q_{\min}$ оказывает цена 1 г золота. Так при $\alpha = 1,0$ г/т и $C = 13,5$ долл/г минимальное количество запасов руды составляет 7246,0 тыс. т, а при $C = 15,5$ долл/г – 2623,0 тыс. т, то есть значительно меньше.

Приведенные в табл. 3 технико-экономические показатели свидетельствуют о высокой эффективности освоения золотоносных кварцитов, представленных в виде "железных шляп". По-

этому проведение широких поисковых работ на выявление таких ресурсов весьма перспективно и актуально.

Анализ материалов геологического изучения района месторождения позволяет рекомендовать проведение поисково-оценочных работ в полосе развития гидротермально измененных золотосодержащих кварцитов и пропилитов, протягивающихся в близширотном направлении от собственно Тандзутского серноколчеданного месторождения до участка Андраники-джур (Магакьян, Амирян, 1967). Длина отмеченной полосы 3,0–3,5 км, средняя ширина – 400 м, а вертикальная мощность – порядка 5–10 м.

Учитывая сильную расчлененность рельефа и интенсивный снос рыхлых отложений поверхностными стоками, ожидать в зоне окисления обширных площадей "железных шляп" не следует. Поисковые работы следует сосредоточить

Результаты расчетов технико-экономических показателей

Показатели	Единица измерения	Значения показателей						
$Z_{\text{дп}}$	тыс. долл/год	50	50	50	50	50	50	50
K°	тыс. долл	2600	2600	2600	2600	2600	2100	2100
α	г/т	0,95	1,0	1,2	1,5	2,0	2,4	2,5
ϵ	%	89,7%	90,0%	90,8%	91,7%	92,5%	92,9%	93,0%
$Z_{\text{дп}}$	долл/т	8,9	8,9	8,9	8,9	8,9	8,9	8,9
$E_{\text{дп}}$	долл/ед	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2
K°	долл/год/т	7,0	7,0	7,0	7,0	7,0	1,4	1,4
Ц	долл/г	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5
$Q_{\text{гид}}$	тыс. т	14951,5	7246,0	1993,5	854,1	417,4	220,0	202,9
Λ	тыс. т/год	1168,1	696,7	258,9	140,0	80,3	42,3	40,6
K	тыс. долл	10776,6	7477,1	4412,3	3580,1	3161,9	2159,2	2156,8
$\Pi_{\text{дп}}$	долл/т	11,51	12,15	14,72	18,56	24,98	30,11	31,39
$Z_{\text{дп}}$	долл/т	9,66	10,00	11,31	13,45	17,10	19,90	20,76
$Z_{\text{дп}}$	долл/т	11,51	12,15	14,72	18,56	24,98	30,11	31,39
$\Pi_{\text{год}}$	тыс. долл/год	2155,3	1495,4	882,5	716,0	632,4	431,8	431,4
$\Pi_{\text{год}}$	тыс. долл/год	27588,0	15552,4	6794,9	4367,8	3288,4	2245,6	2156,8
$T_{\text{ок}}$	лет	5	5	5	5	5	5	5
T	лет	12,8	10,4	7,7	6,1	5,2	5,2	5,0
Значения $Q_{\text{гид}}$ и $\Pi_{\text{год}}$ при цене 1 г золота 15,5 доллара								
$Q_{\text{гид}}$	тыс. т	3619,0	2623,0	1163,6	597,8	321,1	177,3	167,4
$\Pi_{\text{год}}$	тыс. долл/год	1082,9	957,2	759,6	666,8	609,9	429,9	429,4

в узкой полосе подножья северного склона Памбакского хребта, где, благодаря наличию растительного покрова, наносов, длительного задерживания снежного покрова и его медленного таяния, создаются условия для просачивания грунтовых вод на глубину и развития процессов окисления.

Другими локальными площадями могут служить седловинные геоморфологические структуры рельефа, тектонические зоны дробления, полосы со стороны висячих боков жильных зон вторичных кварцитов и пропицитов, где зона окисления проникает более глубоко.

При протяженности отмеченной перспективной площади 3000 м, ширине – 400 м, мощности 5–10 м, объемной массе 2,35 т/м³ и площадном коэффициенте рудоносности 0,2–0,3, прогнозные ресурсы по категории Р_с составят:

от 3000×400×5×2,35×0,2=2,82 млн. т до 3000×400×10×2,35×0,3=8,5 млн. т.

В соответствии с данными табл. 3 при запасах окисленных руд 2,8 млн. т достаточно иметь содержание золота 1,2 г/т (при годовой прибыли 1,3 млн. долл.; общей прибыли 10,9 млн. долл., T_{ок} = 3,8 лет), а при запасах 8,5 млн. т – 1,0 г/т

(соответственно, 1,7млн. долл, 19,0млн. долл и T_{ок} = 4,6 лет).

ЛИТЕРАТУРА

Агабальян Ю.А. Теория и практика оптимального освоения недр. М.: “Недра”, 1994, 175 с.

Агошков М. И. Определение производительности рудника. М.: “Металлургиздат”, 1948, 272 с.

Капутин Ю.Е. Информационные технологии планирования горных работ. Санкт-Петербург: “Недра”, 2004, 424 с.

Магакьян И. Г., Амирян Ш. О. Благородные металлы (золото). В кн.: “Геология Армянской ССР, т.VI. Металлические полезные ископаемые”. Ереван: Изд. АН Армянской ССР, 1967, с.447-477.

Методическое руководство по применению классификации запасов к золоторудным месторождениям. М.: ГКЗ Минприроды РФ, 1999, 47 с.

Сборник руководящих материалов по геолого-экономической оценке месторождений полезных ископаемых. М.: Государственная комиссия по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР (ГКЗ СССР), 1985, с.479-506.

**ՈՍԿԻ ՊԱՐՈՒՆԱԿՈՂ ՕՔՍԻԴԱՅԱԾ ՀԱՆՔԱՆՅՈՒԹԵՐԻ ՀԱՄԱԼԻՐ
ԵՐԿՐԱԲԱՆԱՏՆՏԵՍԱԳԻՏԱԿԱՆ ԳՆԱՀԱՏՈՒՄԸ**

Յու. Ա. Աղաբալյան, Լ. Մ. Բաղդասարյան, Ա. Թ. Բաղդասարյան, Ռ. Ս. Եղիազարյան

Ա ճ փ ո փ ո լ մ

Հոդվածում դիտարկվում են ձևաբանորեն «երկաթե գլխարկի» տեսքով ներկայացված ոսկի պարունակող քվարցիտների հանքակուտակների գնահատման հարցերը:

Տանձուտի ծծմբահրաքարային հանքավայրի մանրագնին հետախուզված ոսկեպարունակ օքսիդացման գոտու («երկաթե գլխարկ») օրինակով ցույց է տրված իբրև հալանյութ (փլյուս) ոսկեպարունակ քվարցիտների օգտագործման բարձր արդյունավետությունը: Ըստ այդմ նախատեսվում է զգալի քանակի (58%) մանրահատիկ չափամասերի (մինչև 10 մմ) գնդավորում:

Հանքաքարերի համալիր օգտագործման նպատակով դիտարկված է ցիանավորմամբ ազնիվ մետաղների կորզման նպատակահարմարությունը: Սակայն հանքաքարի պաշարների փոքրաքանակության պատճառով այդպիսի արտադրությունը կլիներ վնասաբեր: Այդ կապակցությամբ, բացահայտված կախվածությունների օգտագործմամբ, դուրս է բերված պաշարների այնպիսի նվազագույն քանակության որոշման բանաձևը (պայմանական ոսկու այս կամ այն պարունակությունների դեպքում), որն ապահովի շահութաբեր արտադրություն:

**A COMPLEX GEOLOGICAL AND ECONOMIC ASSESSMENT
OF OXIDIZED GOLD-BEARING ORE DEPOSITS**

Yu. A. Agabalian, L. M. Bagdasarian, A. T. Bagdasarian, R. S. Yeghiazarian

A b s t r a c t

The article deals with the assessment of gold-bearing quartzites which deposits morphologically represent “iron hats”. Detailed prospecting of a gold-bearing oxidation zone – the “iron hat” of the Tanszout iron pyrit deposit – allows proving high efficiency of application of gold-bearing quartzites as fluxing raw stock. The pelleting of a considerable amount (58%) of fine fractions (10mm or less) is also foreseen. To complexly use ore, considered is the expediency of precious metal extraction through cyanidation. However, due to the scarce amount of ore reserves such a manufacture would be unprofitable. In this connection and based on the established regularities a formula is derived for determination of minimal amounts of reserves.