

A.A. Zharmenov¹, S.T. Shalgymbaev², A.A. Niyazov²,
E.M. Lee², L.S. Bolotova², D.N. Agibaeva², O.M. Tugai³, O.G. Shegai³

¹The Republican state enterprise “National center on complex processing of mineral raw materials of The Republic of Kazakhstan” Almaty, The Republic of Kazakhstan;

²The branch of the Republican state enterprise “National center on complex processing of mineral raw materials of The Republic of Kazakhstan” State scientific-industrial association of industrial ecology “KAZMEKHANOBRR”. Almaty, The Republic of Kazakhstan;

³“Mining and economic consulting” LLP. Almaty, The Republic of Kazakhstan
jarmen56@mail.ru; serikbolnao@mail.ru; abdulkhay18@mail.ru;
li-era@mail.ru; l_bolotova@yahoo.com; sh_ol@rambler.ru

DEVELOPMENT OF A COMBINED FLOTATION- HYDROMETALLURGICAL TECHNOLOGY FOR THE PROCESSING OF OXIDIZED COPPER ORE AT THE KHADJIKONGAN DEPOSIT

Abstract. The article presents the results of laboratory and semi-industrial tests on development of a combined flotation-hydrometallurgical scheme for processing oxidized copper ore at the “Khadzhikongan” field.

In conditions of optimally selected values of grinding of the first and second stages, the consumption of reagents for basic and control operations, a flotation scheme for the enrichment of oxidized copper ore was developed.

According to the flotation technology of enrichment from oxidized copper ore, containing 1.75% copper, 19.74 g / t silver were obtained:

- copper concentrate with a copper content of 21.75%, extraction of 47.76%, at the same time, 56.54% of silver with a content of 290.6 g / t is extracted into copper concentrate;
- tails of copper flotation with a copper content of 0.97%, at the output of 96.16% are dumping and the loss of copper in them is 52.24%.

In order to increase the completeness of copper extraction, the tailings of flotation have been subjected to research on their hydrometallurgical processing.

To carry out studies on copper hydrometallurgy, semi-industrial tests were conducted on the production of flotation tailings. The tests were carried out on a 2 ton ore with a copper content of 1.29%, silver 13.0 g / t, which was identical in material composition to the laboratory sample.

Based on the results of the conducted studies and semi-industrial tests, a combined flotation-hydrometallurgical scheme for the processing of oxidized copper ore of the “Hadzhikongan” deposit was developed, which ensures the highest copper recovery, namely:

- A copper concentrate with a copper content of 22.95%, silver of 283.9 g/t, during the extraction of copper 52.44%, silver of 63.74% were extracted by flotation technology;
- the sulfuric acid leaching of copper from flotation tailings allows the extraction of 41.55% of copper, and thereby increasing the throughput of copper from the ore to 93.99%.

Based on the results of conducted semi-industrial tests, a technological regulation was developed for the design of a concentrating mill for the processing of oxidized copper ore at the “Hdzhikongan” field in a combined flotation-hydrometallurgical scheme.

Key words: oxidized ore, malachite, azurite, covellite, montmorillonite, flotation, concentrate, tails, hydrometallurgy, sulfuric acid.

УДК 622.7:622.342

А.А. Жарменов¹, С.Т. Шалгымбаев², А.А. Ниязов², Э.М. Ли²,
Л.С. Болотова², Д.Н. Агибаева², О.М. Тюгай³, О.Г. Шегай³

¹ Республиканское государственное предприятие «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан», г. Алматы, Республика Казахстан;

² Филиал Республиканского государственного предприятия «Национальный центр по комплексной переработки минерального сырья Республики Казахстан» Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханообр», г. Алматы, Республика Казахстан;

³ ТОО «Горно-экономический консалтинг», г. Алматы, Республика Казахстан

РАЗРАБОТКА КОМБИНИРОВАННОЙ ФЛОТАЦИОННО-ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ОКИСЛЕННОЙ МЕДНОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ХАДЖИКОНГАН»

Аннотация. В статье представлены результаты лабораторных и полупромышленных испытаний по разработке комбинированной флотационно-гидрометаллургической схемы переработки окисленной медной руды месторождения «Хаджиконган».

В условиях оптимально подобранных значений измельчения первой и второй стадий, расхода реагентов для основных и контрольных операций была разработана флотационная схема обогащения окисленной медной руды.

По флотационной технологии обогащения из окисленной медной руды, содержащей 1,75 % меди, 19,74 г/т серебра получены:

- медный концентрат с содержанием меди 21,75%, извлечение 47,76%, при этом попутно в медный концентрат извлекается 56,54 % серебра с содержанием 290,6 г/т;

- хвосты медной флотации с содержанием меди 0,97% при выходе 96,16% являются отвальными и потери меди в них составляют 52,24%.

В целях повышения полноты извлечения меди хвосты флотации подвергались исследованию по их гидрометаллургической переработке.

Для проведения исследований по гидрометаллургии меди были проведены полупромышленные испытания по наработке хвостов флотации. Испытания проводились на руде массой 2 тонны с содержанием меди 1,29%, серебра 13,0 г/т, которая по вещественному составу была идентична лабораторной пробе.

На основании результатов проведенных исследований и полупромышленных испытаний разработана комбинированная флотационно-гидрометаллургическая схема переработки окисленной медной руды месторождения «Хаджиконган», обеспечивающая получение наиболее высокой степени извлечения меди, а именно:

- по флотационной технологии выделен медный концентрат с содержанием меди 22,95%, серебра 283,9 г/т при извлечении меди 52,44%, серебра 63,74%;

- сернокислотное выщелачивание меди из хвостов флотации позволяет дополнительно извлечь 41,55 % меди и тем самым повысить сквозное извлечение меди из руды до 93,99%.

По результатам проведенных полупромышленных испытаний разработан технологический регламент на проектирование обогатительной фабрики по переработке окисленной медной руды месторождения «Хаджиконган» по комбинированной флотационно-гидрометаллургической схеме.

Ключевые слова: окисленная руда, малахит, азурит, ковеллин, монтмориллонит, флотация, концентрат, хвосты, гидрометаллургия, серная кислота.

Одним из основных источников получения меди из рудного сырья являются сульфидные и окисленные руды, причем на долю первой приходится до 80% мировой добычи всех медных руд. Наибольшее количество меди до 65 % залегают на территории Северной и Южной Америки, Европейские государства располагают 15 % ресурсов, Россия 5 % и Казахстану приходится до 3 % от общемировых запасов. Несмотря на ограниченные запасы Казахстан входит в число 15 стран по производству рафинированной меди (405 тыс. т) и в пятерку стран мира по ее экспорту (337 тыс. т) [1,2].

Учитывая, что более 80% выпуска рафинированной меди приходится на экспорт, Министерство по инвестициям и развитию Республики Казахстан намерено и дальше наращивать

объемы их добычи и переработки. В секторе экономики Министерством по инвестициям и развитию Республики Казахстан намечена реализация 18 инвестиционных проектов общей стоимостью 6 млрд. долларов по следующим стратегическим направлениям - запуск медеплавильного завода мощностью до 600 тыс. тонн катодной меди в год, переход на глубокую переработку сырья и производство готовых изделий [3].

В связи с этим вовлечение в промышленную переработку руд новых месторождений меди является весьма актуальным.

В Филиале РГП «НЦ КГМС РК» ГНПОПЭ «Казмехнобр» в разные годы проводились исследования по разработке технологии обогащения медьсодержащих руд новых месторождений: «Кундызды», «Лиманное», «Жетымшоқы», «Хаджиконган» [4,5,6].

Месторождение окисленных и сульфидных руд «Хаджиконган», расположено на территории Бухар - Жырауского района Карагандинской области и является одним из наиболее перспективных сырьевых ресурсов.

Установлено, что сульфидные руды данного месторождения можно отнести к категории легкообогатимых [6].

В отличие от сульфидных, окисленные руды месторождения «Хаджиконган» представляют сложный объект для флотационного обогащения, так как в этих рудах медь на 80 % и более представлена окисленными формами минералов: в виде куприта (Cu_2O), азурита ($2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$), малахита $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$, хальконтита ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) и др., что позволяет отнести их к категории труднообогатимых.

Данная работа посвящена разработке оптимальной технологии обогащения окисленной медной руды месторождения «Хаджиконган», обеспечивающая максимальную степень полноты и комплексности использования сырья.

Лабораторные исследования проводили на пробе медной руды с содержанием меди 1,75% и 19,74 г/т серебра. Минеральный состав исследуемой руды и его особенности достаточно подробно изложены в материалах VII Уральского горнопромышленного форума «Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья» [7].

Следует отметить, что медь в руде на 87,14% представлена окисленными минералами, на 0,86% первичными сульфидами, на 11,72% вторичными и на 0,28% водорастворимыми формами.

На основании результатов минералогического, фазового анализа можно сделать вывод, что проба относится к окисленному типу медных руд.

Лабораторные исследования проводились с применением следующего лабораторного оборудования:

- 1) измельчение руды осуществлялось в шаровой мельнице с поворотной осью типа МЛ-40 при соотношении Т:Ж:Ш = 1: 0,5: 9;
- 2) флотация осуществлялась во флотомашинах объемом камер, дм^3 : 3,0; 1,5; 1,0; 0,75.
- 3) щелочность пульпы контролировалась универсальным иономером ИТ рН-150 МИ.

Учитывая то, что в промышленных условиях нельзя достичь в одну стадию необходимую степень измельчения, в лабораторных условиях руду измельчали в две стадии.

Выбор оптимальной степени измельчения первой стадии проводили при переменных значениях тонины помола: 60 – 80 % - 0,074 мм и постоянном значении расхода реагентов, г/т: сернистый натрий 500; бутиловый ксантогенат 100; вспениватель Т-80 – 70, время флотации 10 мин.

Подбор оптимальной степени измельчения второй стадии проводили при постоянном значении первой стадии измельчения 65% класса - 0,074 мм и расходе реагентов, г/т: сернистый натрий 500; бутиловый ксантогенат 100; вспениватель - Т-80 – 70 и время флотации 10 минут, а так же переменных значениях тонины помола: 75 – 90 % - 0,074 мм.

Графики зависимостей извлечения и содержания меди в первой и второй стадиях измельчения от тонины помола представлены на рисунках 1-2.

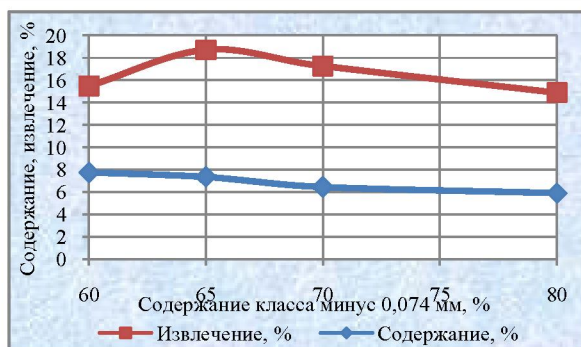


Рисунок 1 – График зависимости измельчения руды I стадии

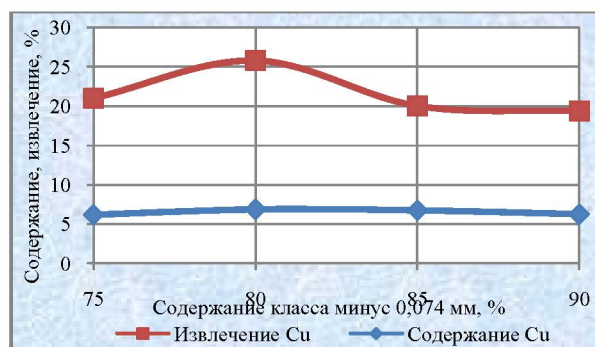


Рисунок 2 – График зависимости измельчения руды II стадии

Из представленного на рисунке 1 графика следует, что **наиболее оптимальной тониной помола для первой стадии является значение 65%- 0,074 мм.**

Минералогическим анализом показано, что при данной степени измельчения руды после первой стадии минералы находятся:

- малахита, азурита свободного 80% размерами зерен 0,05, 0,07, 0,1, 0,15, 0,3 мм; сростки с породообразующими составляют 20% размерами зерен 0,02, 0,07 мм;
- куприта свободного 80% размерами зерен 0,03, 0,07, 0,1 мм; сростки с самородной медью – 20% размерами зерен 0,05, 0,1 мм;
- халькозина + ковеллина свободного 75% размерами зерен 0,01, 0,02, 0,04, 0,05, 0,1 мм; сростки с купритом - 5% размером 0,04 мм; сростки с породообразующими – 20% размерами зерен 0,007, 0,015 мм;
- самородной меди свободного 50% размерами зерен 0,01, 0,015 мм; самородная медь + куприт составляют 50% размером 0,05 мм.

Из графика, представленного на рисунке 2 следует, что **наиболее оптимальной тониной помола для второй стадии является значение 80 % - 0,074 мм.**

Минералогический анализ, представленный в таблице 1 и результаты опытных данных свидетельствуют, что в измельченном продукте второй стадии медные и породообразующие минералы составляют:

- малахита, азурита свободного 90% размерами зерен 0,01; 0,03; 0,06; 0,07; 0,1 мм; сростки с породообразующими составляют 10% размерами зерен 0,02; 0,04 мм;
- куприта свободного 90% размерами зерен 0,03; 0,07 мм; сростки с самородной медью 10% размерами зерен 0,03; 0,04 мм;
- халькозина + ковеллина свободного 95% размерами зерен 0,007; 0,01; 0,015; 0,06; 0,07 мм; сростки с породообразующими 5% размерами зерен 0,01; 0,015 мм;
- самородной меди свободного 100% размерами зерен 0,005; 0,015; 0,02 мм.

Увеличение тонины помола во второй стадии с 80% до 90% класса минус 0,074 мм приводит к шламообразованию, а с учетом того, что в пробе содержится 36-37% монтмориллонита, осложнению ведения процесса флотации за счет способности последних к разбуханию.

Эффективная флотация окисленных минералов меди с сульфгидрильными собирателями достигается лишь после предварительной их сульфидизации.

Наиболее распространенными сульфидизаторами являются сернистый натрий, гидросульфид натрия или смесь последнего с сернистым натрием минералов [8].

Из рисунка 3 видно, что при расходе сернистого натрия 900 г/т в медный продукт извлекается 33,32% меди с содержанием 8,30%. Повышение расхода сернистого натрия до 1000 г/т не способствует повышению показателей флотации: извлечение медного продукта составляет 32,94% при содержании меди 8,00%.

Таким образом, оптимальным значением расхода сернистого натрия для первой основной медной флотации было определено 900 г/т.

Таблица 1 – Результаты минералогического анализа пробы при различной степени измельчения второй стадии

Минералы	Содержание класса минус 0,074 мм, %							
	75		80	85		90		
	содер., % отн	размер зерен, мм	содер., % отн	размер зерен, мм	содер., % отн	размер зерен, мм	содер., % отн	размер зерен, мм
Малахит, азурит: свободный	85	0,01; 0,02; 0,05; 0,1	90	0,01; 0,03; 0,06; 0,1	90	0,01; 0,02; 0,03	97	0,007; 0,01; 0,015
сростки породой	с 15	0,02; 0,03; 0,07; 0,1	10	0,02; 0,04	10	0,01; 0,015	3	0,007; 0,01; 0,015
Куприт: свободный	85	0,06; 0,12	90	0,03; 0,07	90	0,02; 0,03; 0,08	100	0,02; 0,04
сростки с самородной медью	10	0,05; 0,06	10	0,03; 0,04	10	0,02; 0,03; 0,04	-	-
сростки халькозином	с 5	0,05	-	0,003; 0,007; 0,015	-	-	-	-
Халькозин ковеллин: свободный	85	0,007; 0,015; 0,02; 0,03; 0,1	95	0,007; 0,01; 0,015; 0,06; 0,07	95	0,007; 0,01; 0,02; 0,015; 0,05	97	0,01; 0,02; 0,03
сростки купритом	с 5	0,05	-	-	-	-	-	-
сростки породой	с 10	0,01; 0,015	5	0,01; 0,015	5	0,01; 0,015	3	0,007; 0,015
Самородная медь свободная	100	0,015; 0,03	100	0,005; 0,015; 0,02	100	0,005; 0,01; 0,02	100	0,005; 0,01; 0,02
Халькопирит, борнит, галенит	един. зерна	0,02; 0,07	един. зерна	-	един. зерна	-	един. зерна	-

На рисунке 3 представлен график зависимости флотации меди от расхода сернистого натрия для первой основной медной флотации.

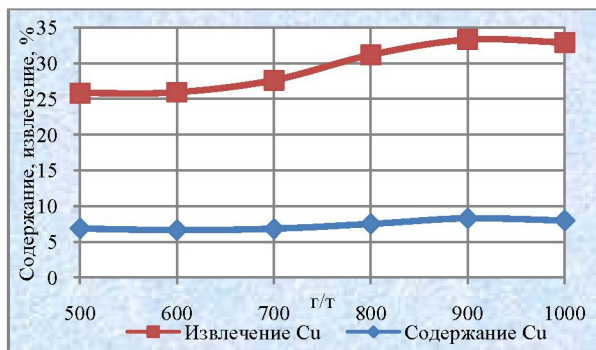


Рисунок 3 – График зависимости флотации меди от расхода сернистого натрия, г/т

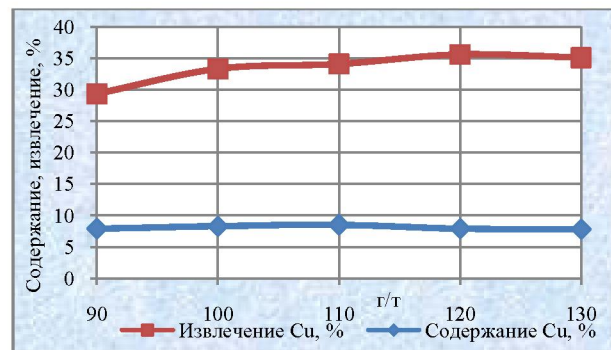


Рисунок 4 – График зависимости флотации меди от расхода собирателя, г/т

В условиях оптимально подобранных значений измельчения первой и второй стадий, расхода сульфидизатора были проведены опыты по подбору расхода собирателя- бутилового ксантогената для первой основной медной флотации [8]. Результаты опытных данных в виде графиков зависимостей извлечения меди и его содержания от расхода собирателя приведены на рисунке 4.

Из рисунка 4 видно, что оптимальное значение расхода собирателя составляет 120 г/т, а дальнейшее повышение расхода собирателя не приводит к росту извлечения меди.

Опыты по подбору оптимального значения pH, представлены на рисунке 5.

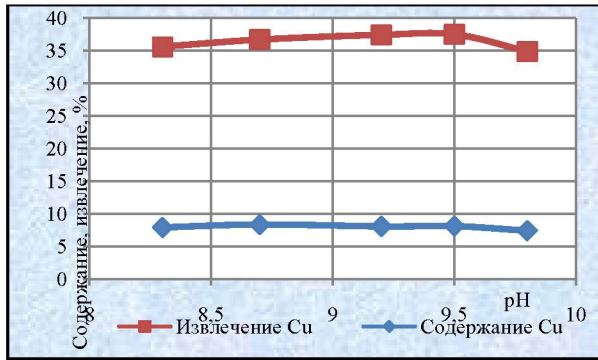


Рисунок 5 – График зависимости флотации меди при различных значениях pH среды

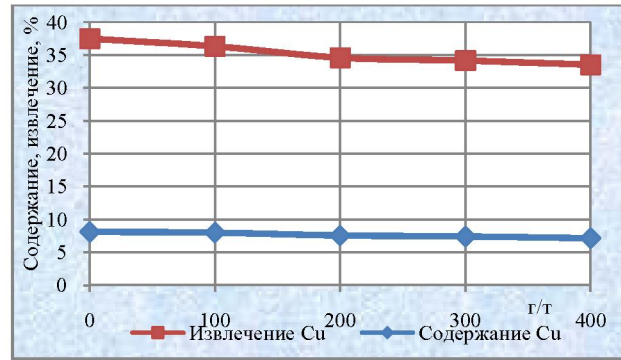


Рисунок 6 – График зависимости флотации меди от расхода жидкого стекла, г/т

Из приведенного графика видно, что оптимальным при флотации сульфидизированных минералов меди является pH=9,2-9,5. В данном интервале pH достигается показатели по извлечению меди на уровне 37,50% при содержании 8,10%.

Как было отмечено выше, в исследуемой руде из породообразующих минералов преобладают монтмориллонит (36-37%), кварц (22-23%) и альбитизированный плагиоклаз (17-18%). Подчиненное значение имеют хлорит (7-8%), эпидот, (3-4%), карбонаты (7-8%).

Для депрессии минералов породы и пептизации шламов было решено использовать в первой основной медной флотации жидкое стекло [9]. Подбор оптимального значения расхода жидкого стекла проводили при значениях расхода 0-400 г/т. Результаты, представленные на рисунке 6 свидетельствуют, что использование жидкого стекла в первой основной медной флотации нежелательно, так как приводит к снижению:

- извлечения меди на 3,98% (с 37,50% до 33,52%);
- качества медного продукта на 0,95% (с 8,10% до 7,15%).

После отработки режимных параметров первой основной флотации были проведены опыты по определению оптимального значения расхода реагентов и времени флотации для второй основной медной флотации.

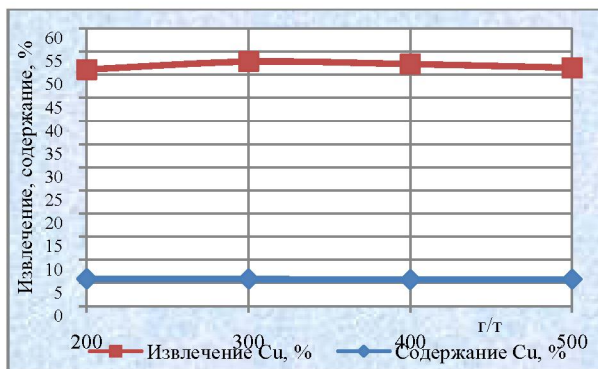


Рисунок 7 – График зависимости флотации меди от расхода сернистого натрия во II основную медную флотацию, г/т

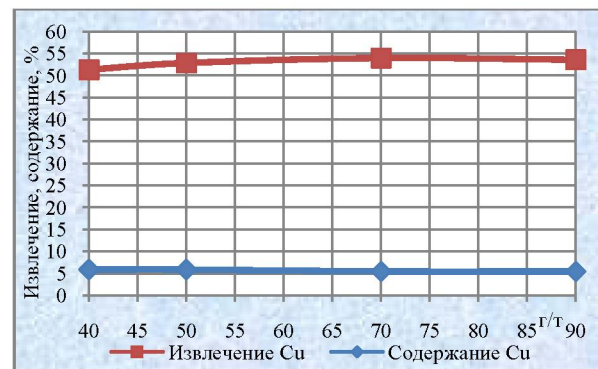


Рисунок 8 – График зависимости флотации меди от расхода бутилового ксантогената во II основную медную флотацию, г/т

На основании проведенных опытов было установлено:

- оптимальное значение расхода сульфидизатора во второй основной медной флотации составляет 300 г/т и дальнейшее увеличение расхода сернистого натрия не приводит к повышению извлечения меди (рисунок 7);

- оптимальное значение расхода бутилового ксантогената во второй основной медной флотации составляет 70 г/т и увеличение его расхода с 70 г/т до 90 г/т также не приводит к повышению извлечения меди (рисунок 8).

После определения оптимальных значений расходов реагентов уточнялись время основных и контрольных флотаций. Сернистый натрий и бутиловый ксантогенат подавали в два приема, съем пенного продукта производился фракционно через каждые две минуты при следующих расходах:

- первая основная медная флотация - Na_2S - 900 г/т, бутилового ксантогената - 120 г/т, Т-80 - 70 г/т; рН = 9,4;

- вторая основная медная флотация - Na_2S - 300 г/т, бутилового ксантогената - 70 г/т, Т-80 - 35 г/т; рН = 9,4;

- первая контрольная флотация - Na_2S - 200 г/т, бутилового ксантогената - 35 г/т, Т-80 - 30 г/т;

- вторая контрольная флотация - Na_2S - 150 г/т, бутилового ксантогената - 30 г/т, Т-80 - 25 г/т.

На рисунке 9 представлены кривые зависимостей извлечения меди и его содержания от продолжительности проведения первой и второй основной медной флотации и первой и второй контрольной флотации. На основании данных фракционного съема пены, установили время флотации:

- первая и вторая основная медная флотации по 16 минут;

- первая и вторая контрольная флотации по 10 минут.

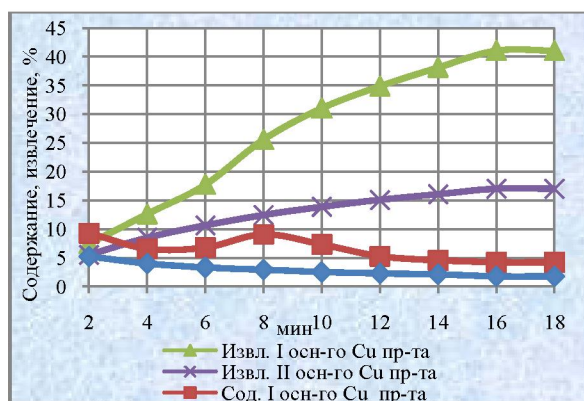


Рисунок 9 – График зависимости флотации меди по времени

На основании проведенных открытых опытов установлены следующие параметры измельчения и флотации:

- измельчение руды производить в две стадии с тониной помола в первой стадии 65% и во 2 стадии 80% - 0,074 мм;

- учитывая, что в руде присутствуют 36-37% монтмориллонита, в условиях замкнутого цикла, флотацию проводили при исходном значении плотности 15% твердого;

- расход реагентов для первой основной медной флотации, г/т: сернистый натрий - 900; бутиловый ксантогенат - 120; Т-80 - 70; рН - 9,2-9,5; время флотации - 16 минут;

- расход реагентов для второй основной медной флотации, г/т: сернистый натрий - 300; бутиловый ксантогенат - 70; Т-80 - 35; рН - 9,2-9,5; время флотации - 16 минут;

- первая контрольная медная флотация: сернистый натрий - 200; бутиловый ксантогенат - 35; Т-80 - 30; время флотации - 10 минут;

- вторая контрольная медная флотация: сернистый натрий - 150; бутиловый ксантогенат - 30; Т-80 - 25; время флотации - 10 минут.

- первая перерешетка медного концентрата: сернистый натрий - 200; бутиловый ксантогенат - 50; жидкое стекло - 200; время флотации - 20 минут;

- вторая перерешетка медного концентрата: сернистый натрий - 150; бутиловый ксантогенат - 30; жидкое стекло - 100; время флотации - 15 минут;

- третья перерешетка медного концентрата: сернистый натрий - 75; бутиловый ксантогенат - 20; жидкое стекло - 50; время флотации - 8 минут;

По результатам оптимально подобранных открытых опытов были проведены опыты в замкнутом цикле (рисунок 10).

В условиях замкнутого цикла были определены зависимость технологических показателей от количества перечистных операций.

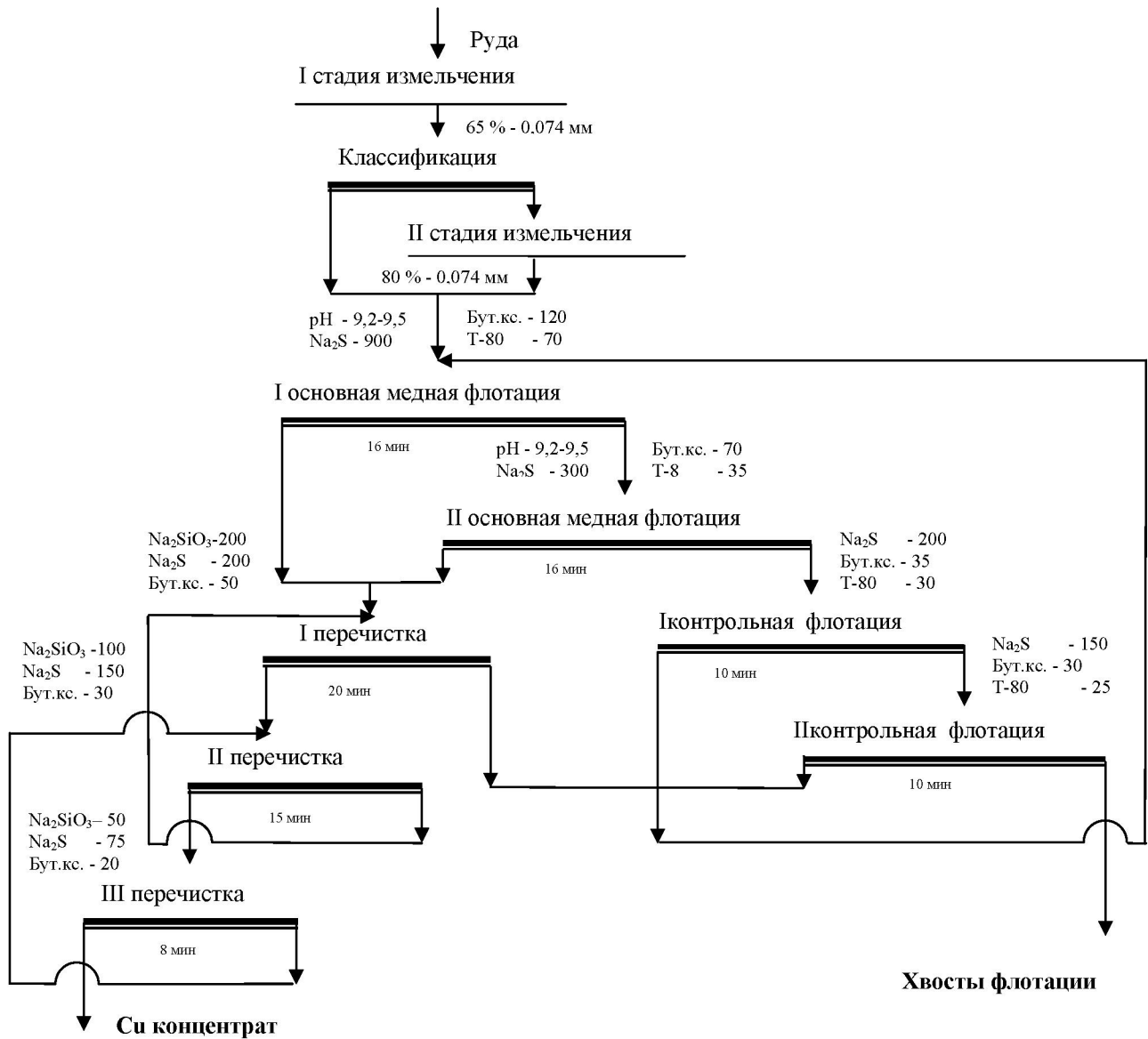


Рисунок 10 – Флотационная схема обогащения окисленной руды месторождения «Хаджиконган», разработанная в лабораторных условиях

На рисунке 11 представлены графики зависимостей показателей обогащения от количества перечисток. Из представленных графиков зависимостей видно, что повышение качества медного концентрата на 6,95 % (с 14,8% - одна перечистка до 21,75 % - три перечистки) сопровождается снижением извлечения меди на 5,24 % (с 53,0 % до 47,76 %).

Минералогический анализ конечных продуктов флотации показал, что потери меди в хвостах на 100% связаны со сростками медьсодержащих минералов с породообразующими минералами. У малахита и азурита – это колломорфные структуры сростания, а у других минералов размеры сростков составляют 0,005, 0,03, 0,07 мм.

На основании минералогического анализа доизмельчению подвергался промпродукт (концентрат контрольной флотации + хвосты первой перечистки) до 95-98% класса минус 0,044 мм.

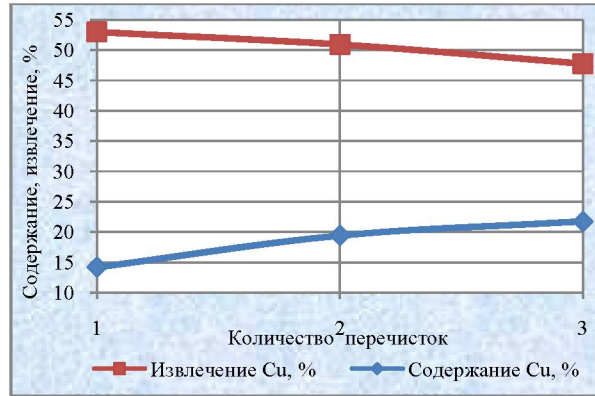


Рисунок 11 – График зависимости флотации меди от количества перечисток

Результаты опытов с доизмельчением промпродукта приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты замкнутых опытов с доизмельчением и без доизмельчения промпродукта

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Cu	Ag, г/т	Cu	Ag	
Медный концентрат	3,84	21,75	290,6	47,76	56,54	Без доизмельчения
Хвосты медной флотации	96,16	0,95	8,92	52,24	43,46	
Руда	100,0	1,75	19,74	100,0	100,0	
Медный концентрат	4,16	19,70	301,5	46,85	62,51	С доизмельчением
Хвосты медной флотации	95,84	0,97	7,85	53,15	37,49	
Руда	100,0	1,75	20,07	100,0	100,0	

Из данных таблицы 2 следует, что с доизмельчением промпродукта получены показатели ниже, чем без доизмельчения. Введение операции доизмельчения промпродукта приводит к снижению извлечения меди на 0,91% (с 47,76 до 46,85 %) при одновременном снижении качества концентрата на 2,05% (с 21,75 до 19,70%).

Представленные экспериментальные данные свидетельствуют, что по флотационной технологии обогащения из окисленной медной руды, содержащей 1,75 % меди, 19,74 г/т серебра получены:

- медный концентрат с содержанием меди 21,75%, соответствующий марке КМ-5 по ГОСТу Р 5998-2008, при извлечении 47,76%. Попутно в медный концентрат извлекается 56,54 % серебра с содержанием 290,6 г/т;

- хвосты медной флотации с содержанием меди 0,97% при выходе 96,16% являются отвальными и потери меди в них составляют 52,24%.

В целях повышения полноты извлечения меди хвосты флотации подвергались исследованию по их гидрометаллургической переработке.

Для проведения исследований по гидрометаллургии меди были проведены полупромышленные испытания по наработке хвостов флотации. Полупромышленные испытания были проведены на пробе окисленной медной руды месторождения «Хаджиконган» массой 2 тонны на опытной обогатительной фабрике Филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр».

Содержание в руде составило: меди 1,29%, серебра 13,0 г/т и по вещественному составу она практически соответствует лабораторной пробе:

- основные промышленно-ценные минералы представлены малахитом, азурином, борнитом, халькозином, ковеллином, халькопиритом, в незначительных количествах присутствуют куприт, самородная медь, галенит;

- вмещающие оруденение породы представлены миндалекаменными афиритами андезитово-базальтового состава, туфо- и лавобрекчиями и сыпучей глиноподобной массой;

- породообразующие минералы: монтмориллонит, кварц и альбитизированный плагиоклаз, подчиненное значение имеют хлорит, эпидот, карбонаты[7].

По результатам фазового анализа медь в руде представлена на 60,37% - окисленными минералами, на 11,61% - первичными сульфидами, на 27,86% - вторичными и на 0,16% - водорастворимыми формами.

При монтаже и сборке схемы цепи аппаратов полупромышленной установки за основу была принята технологическая схема (рисунок 10), разработанная в лабораторных условиях.

На рисунке 12 представлена схема цепи аппаратов полупромышленной установки.

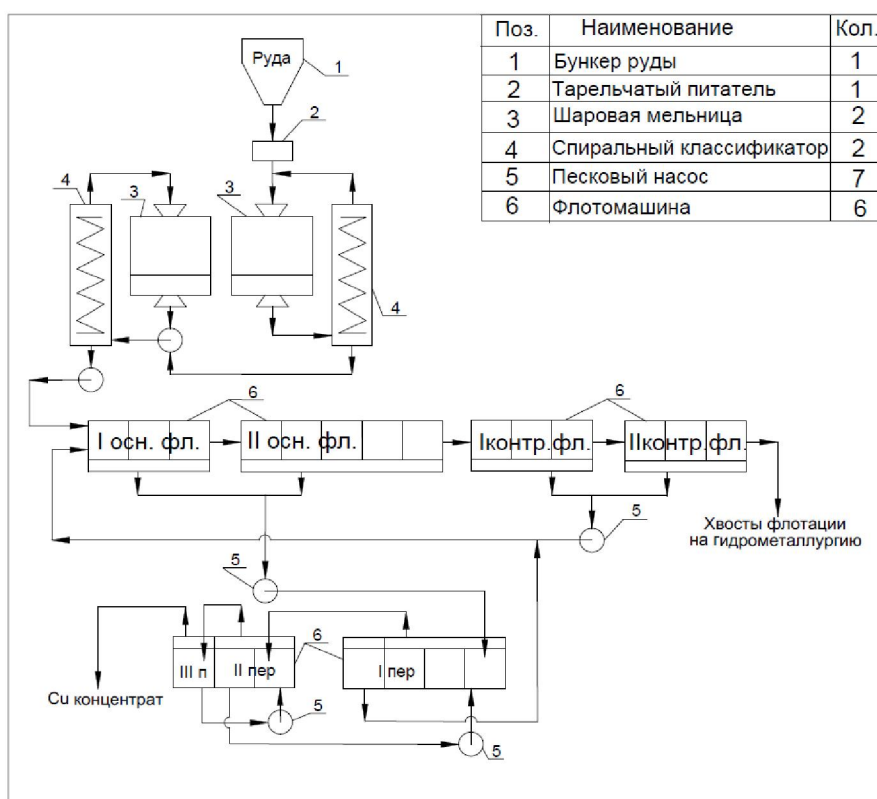


Рисунок 12- Схема цепи аппаратов полупромышленной установки

Согласно представленной схеме основную, контрольную и перечистные операции флотации меди проводили в четырехкамерных флотомашинах «Механобр» с объемами камер 12 дм³ каждая.

Полупромышленные испытания проводились при производительности 50 кг/час и следующих режимных параметрах измельчения:

- первая стадия измельчения руды до крупности 65% класса минус 0,074 мм;
- вторая стадии измельчения руды до крупности 85% класса минус 0,074 мм.

На начальном этапе испытаний проводилась соответствующая корректировка режимных параметров флотации в условиях непрерывного процесса в связи с изменением фазового состава руды:

- исключена подача сернистого натрия и снижен в 2 раза расход бутилового ксантогената (со 120 до 60 г/т) в первой основной медной флотации;
- установлен расход сернистого натрия 500 г/т и расход бутилового ксантогената 120 г/т для второй основной медной флотации;
- исключена подача сернистого натрия и бутилового ксантогената во вторую и третью перечистные операции;
- уточнены продолжительности времени флотации для первой основной медной флотации - 12 минут, второй основной - 20, первой контрольной -12, второй контрольной -12 и соответственно для первой, второй и третьей перечисткам – 12, 8 и 4 минуты.

В таблице 3 представлены откорректированные режимные параметры испытаний.

Таблица 3 - Технологический режим полупромышленных испытаний на окисленной руде

Точки подачи	Расход реагентов, г/т					% тв.	рН пульпы	Время флот., мин.
	Na ₂ CO ₃	Na ₂ S	Na ₂ SiO ₃	Бут.кса нт.	Т-80			
Мельница II стадии	800	-	-	-	-	55	-	-
I основ. Су флотация	-	-	-	60	70	26-28	9,0-9,2	12
II основ. Су флотация	-	500	-	120	35	24-26	9,2-9,5	20
I контр. флотация	-	200	-	35	30	21-23	9,2	12
II контр. флотация	-	150	-	30	25	23	9,2	12
I перечистка	-	200	200	50	-	24-26	9,3	16
II перечистка	-	-	100	-	-	23-25	9,3	8
III перечистка	-	-	-	-	-	24-25	9,3	4
Итого:	800	1050	300	295	160	-	-	-

За балансовый период было переработано 1407 кг руды и отработано 5 смен. В таблице 4 представлены сменные показатели результатов испытаний за балансовый период, а в таблице 5 приведены средневзвешенные показатели по пяти сменам.

Таблица 5 - Сменные технологические показатели полупромышленных испытаний

Смена	Продукты	Выход, %	Содержание Cu, %	Извлечение, %
1	Медный концентрат	3,06	22,12	53,79
	Хвосты медной флотации	96,94	0,60	46,21
	Руда	100,0	1,26	100,0
2	Медный концентрат	2,55	25,0	50,16
	Хвосты медной флотации	97,45	0,65	49,84
	Руда	100,0	1,271	100,0
3	Медный концентрат	2,93	22,80	52,21
	Хвосты медной флотации	97,07	0,63	47,79
	Руда	100,0	1,28	100,0
4	Медный концентрат	3,05	22,25	53,03
	Хвосты медной флотации	96,95	0,62	46,97
	Руда	100,0	1,28	100,0
5	Медный концентрат	2,95	23,0	53,0
	Хвосты медной флотации	97,05	0,62	47,0
	Руда	100,0	1,28	100,0

Таблица 6 – Средневзвешенные результаты полупромышленных испытаний

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Cu	Ag, г/т	Cu	Ag
Медный концентрат	2,91	22,95	283,9	52,44	63,74
Хвосты медной флотации	97,09	0,624	4,84	47,56	36,26
Руда	100,0	1,274	12,96	100,0	100,0

Из данных таблицы 6 следует, что в полупромышленных условиях получены:

- медный концентрат с содержанием меди 22,95%, серебра 283,9 г/т при извлечении меди 52,44%, серебра 63,74%.

- хвосты медной флотации с содержанием меди 0,624%, серебра 4,84 г/т при выходе хвостов 97,09%. Потери с хвостами составляют меди 47,56%, серебра 36,26%.

Минералогический анализ показал, что потери меди в хвостах связаны тем, что:

- 80% малахита с азуритом с размерами зерен от 0,01 до 0,02 мм находятся в сростках с породообразующими минералами;

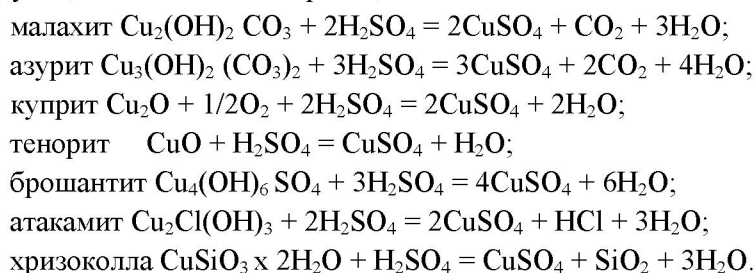
- 20% - представлены свободными зернами размером от 0,007 до 0,015 мм;

- 100% сростков борнита с халькозином, халькозина с ковеллином с породообразующими минералами размерами зерен 0,01; 0,015; 0,02 мм;

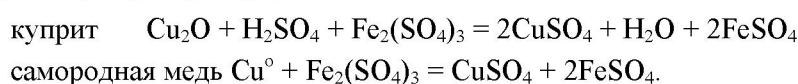
На хвостахмедной флотации проведены укрупненно-лабораторные испытания с целью их гидрометаллургического вскрытия.

Как известно, гидрометаллургические методы предусматривают выщелачивание меди из окисленного сырья и последующее извлечение растворенной меди с получением высококачественной товарной продукции. Основным растворителем при выщелачивании окисленных медных минералов является серная кислота [10-16].

Взаимодействие окисленных минералов меди с раствором серной кислоты сопровождается следующими химическими реакциями:



Такие минералы, как куприт и самородная медь могут растворяться в серной кислоте в присутствии окислителя Fe^{3+} :



Сульфидные минералы меди: халькозин Cu_2S , ковеллин CuS , дигенит Cu_9S_5 , халькопирит CuFeS_2 , борнит Cu_5FeS_4 растворяются в серной кислоте только с использованием предварительного окисления с помощью бактерий. Причем халькозин растворяется быстро, ковеллин и борнит – относительно быстро, халькопирит растворяется медленно, если не присутствует катализатор, например серебро.

Исходя из вышеописанных химических уравнений стехиометрическое массовое отношение меди к серной кислоте составляет 1 : 1,543, т.е. на 1 массовую часть растворенной меди расходуется теоретически 1,543 массовых частей серной кислоты.

Как правило, даже на растворение мономинералов расход серной кислоты на 10-15% превышает теоретический.

Кроме соединений меди в руде присутствуют кислоторастворимые соединения кальция и железа, которые также являются потребителями серной кислоты.

В настоящих исследованиях была проведена оценка возможности гидрометаллургической переработки хвостов флотации, полученных при обогащении окисленной руды. Фазовый анализ хвостов флотации приведен в таблице 7.

Таблица 7 – Результаты фазового анализа хвостов флотации

Компоненты	Хвосты флотации	
	Содержание, %	Распределение, %
Медь окисленная	0,447	73,88
Медь в первичных сульфидах	0,078	12,90
Медь во вторичных сульфидах	0,072	11,90
Медь водорастворимая	0,008	1,32
Медь общая	0,605	100,00

Из результатов фазового анализа следует, что 75,2% меди в хвостах флотации находится в достаточно легко растворимой форме (медь водорастворимая и медь окисленная).

По данным минералогических исследований большая часть минералов меди в хвостах флотации представлена сростками с порообразующими минералами.

Известно, что при гидрометаллургической обработке сырья в растворе серной кислоты растворяются в первую очередь свободные зерна окисленных минералов меди, а также окисленные минералы меди, находящиеся в сростках.

При этом не малую роль играет степень раскрытия минералов, которая зависит от степени измельчения. Следует отметить, что наибольшая степень раскрытия достигнута на хвостах флотации крупностью 80% класса минус 0,074мм.

По данным фазового анализа и минералогических исследований можно предположить, что степень растворения меди из хвостов флотации может составить 75-80%.

Для более точного определения степени растворения меди из хвостов флотации и расхода серной кислоты на выщелачивание меди проведены опыты по обработке хвостов флотации растворами серной кислоты различной концентрации.

При проведении опытов отношение твердого к жидкому в пульпе составило Т : Ж = 1 : 2, время перемешивания пульпы в течение 6 часов. Результаты опытных данных приведены в таблице 8, а на рисунке 13 представлена графическая интерпретация степени вскрытия меди из хвостов от расхода серной кислоты.

Таблица 8 – Выщелачивание меди из хвостов флотации окисленной руды растворами серной кислоты различной концентрации

№ п/п	Наименование показателей	Показатели				
		10,0	20,0	30,0	50,0	80,0
1	Начальная концентрация серной кислоты в жидкой фазе пульпы, г/л	10,0	20,0	30,0	50,0	80,0
2	Загрузка серной кислоты при выщелачивании меди, кг/т хвостов	20,0	40,0	60,0	100,0	160,0
3	Расход серной кислоты на взаимодействие с минералами, кг/т хвостов	19,4	36,4	51,4	55,0	102,0
4	Содержание в жидкой фазе пульпы, г/л:					
	медь	1,84	2,53	2,60	2,75	2,77
	H ₂ SO ₄	0,3	1,8	4,3	22,5	29,0
	pH	2,96	1,48	1,16	0,81	0,66
5	Масса выщелоченной меди из 1 т хвостов, кг	3,68	5,06	5,20	5,50	5,54
6	Расход серной кислоты на взаимодействие с минералами, кг на 1 кг выщелоченной меди	5,27	7,19	9,88	10,00	18,41
7	Убыль массы хвостов при выщелачивании, %	4,15	5,50	6,00	6,95	7,00
8	Содержание меди в твердой фазе остатков выщелачивания, кг/т	2,30	1,14	1,00	0,83	0,74
9	Расчетное содержание меди в исходных хвостах флотации, кг/т	5,89	6,14	6,14	6,27	6,23
10	Степень растворения меди из хвостов, %	62,48	82,41	84,69	87,72	88,92

Низкая степень растворения меди при исходной концентрации серной кислоты 10 г/л обусловлена более высоким значением pH после выщелачивания и, соответственно, не достаточным количеством серной кислоты для выщелачивания растворимой меди. Для максимального растворения меди требуемое значение pH после окончания выщелачивания составляет не более двух.

Из представленного на рисунке 13 графиков зависимостей следует, что максимальная степень растворения меди (88,92%) достигнута при исходной концентрации серной кислоты 80 г/л.

При концентрации серной кислоты 50 г/л также достигаются достаточно высокие показатели по выщелачиванию меди - 87,72%.

Следует отметить, что при концентрации серной кислоты 50 г/л, ее расход на взаимодействие с минералами составил 55 кг/т хвостов флотации или 10 кг/кг выщелоченной меди. При более высокой концентрации серной кислоты в пульпе резко повысился её расход до 102 кг/т хвостов флотации или до 18,41 кг/кг выщелоченной меди при относительно небольшом приросте степени растворения меди (1,2%).

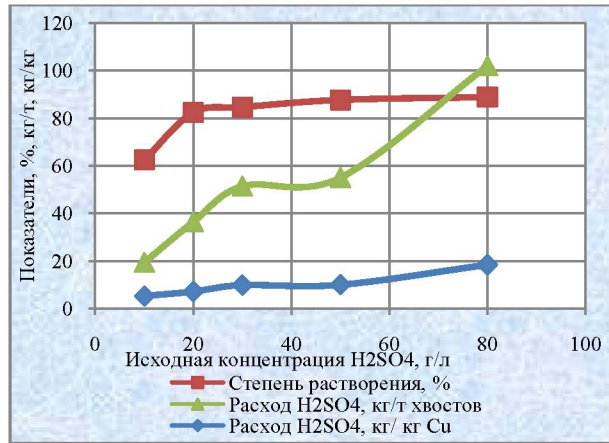


Рисунок 13 – Зависимость степени растворения меди от расхода серной кислоты

На основании вышеуказанных результатов установлено, что наиболее оптимальной концентрацией серной кислоты для выщелачивания меди из хвостов является 50 г/л.

Полученные положительные результаты позволили рекомендовать комбинированную технологию переработки окисленной медной руды, включающую флотационное обогащение и гидрометаллургическую переработку хвостов флотации (рисунок 14).

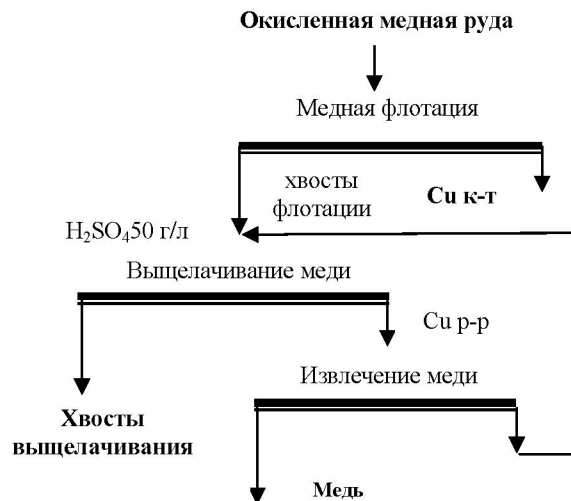


Рисунок 14 - Принципиальная технологическая схема комбинированной технологии переработки окисленной медной руды

Таблица 9 – Баланс по меди при переработке 1 т окисленной руды комбинированным методом: флотация + сернокислотное выщелачивание меди

Наименование продукта	Масса продукта, т	Содержание меди, кг/т	Масса меди, кг	Распределение меди, % от руды
Флотационное обогащение				
Окисленная руда	1,0	12,737	12,737	100,00
Флотационный концентрат	0,0291	229,5	6,679	52,44
Хвосты флотации	0,9709	6,24	6,058	47,56
Сернокислотное выщелачивание меди из хвостов флотации				
Хвосты флотации	0,9709	6,24	6,058	47,56
Раствор	1,9418	2,725	5,292	41,55
Хвосты выщелачивания	0,9228	0,83	0,766	6,01

В таблице 9 приведен баланс по меди при переработке руды комбинированным методом: флотационное обогащение окисленной руды и последующее сернокислотное выщелачивание меди из хвостов флотации.

Из данных таблицы 9 следует, что по комбинированной технологии, включающей флотационное обогащение и сернокислотное выщелачивание меди из хвостов флотации, сквозное извлечение меди составляет 93,99%.

На основании проведенных лабораторных исследований и полупромышленных испытаний разработана комбинированная флотационно-гидрометаллургическая схема переработки окисленной медной руды месторождения «Хаджиконган», обеспечивающая получение наиболее высокой степени извлечения меди, а именно:

- по флотационной технологии выделен медный концентрат с содержанием меди 22,95%, серебра 283,9 г/т при извлечении меди 52,44%, серебра 63,74%;

- сернокислотное выщелачивание меди из хвостов флотации позволяет дополнительно извлечь 41,55 % меди и тем самым повысить сквозное извлечение меди из руды до 93,99%.

По результатам проведенных полупромышленных испытаний разработан технологический регламент на проектирование обогатительной фабрики по переработке окисленной медной руды месторождения «Хаджиконган» по комбинированной флотационно-гидрометаллургической схеме.

ЛИТЕРАТУРА

- [1] mining-prom.ru/cvetmet/med/
- [2] <http://ecology-of.ru/med/lidery-po-proizvodstvu-medi>
- [3] <https://finance.nur.kz/1140244-v-kazakhstane-rezko-vyroslo-dobycha-med.html>
- [4] Ниязов А.А., Шалгымбаев С.Т., Ли Э.М., Кошик А.А./ Безотходная технология обогащения колчеданной медно-цинковой руды месторождения «Кундызды»// Материалы VI Уральский горно-промышленный форум Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья (2-4 декабря) – Екатеринбург, 2015 – стр. 183-187
- [5] Шалгымбаев С.Т., Ниязов А.А., Ли Э.М., Митина В.Ф. и др./ Полупромышленные испытания окисленной медной руды месторождения Жетышпоки// Журнал «Промышленность Казахстана» - Алматы, №1(94)2016– С.73-77.
- [6] Шалгымбаев С.Т., Ниязов А.А., Ли Э.М., Тюгай О.М., Шегай О.Г., Авдеев С.Л., Горкун Т.И./ Полупромышленные испытания сульфидной медной руды месторождения «Хаджиконган»// Материалы 2-й Международной научной школы академика К.Н. Трубенского «Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр», ИПКОН РАН, Москва, 2016 – С. 265-270.
- [7] Шалгымбаев С.Т., Ниязов А.А., Ли Э.М., Митина В.Ф., Тюгай О.М., Шегай О.Г., Авдеев С.Л., Особенности минерального состава окисленной медной руды месторождения «Хад-жиконган» // Материалы научно-технической конференции, проводимой в рамках VI Уральского горнопромышленного форума «Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья» // Изд-во УГГУ, 17-19 октября 2017, г. Екатеринбург – С. 158-163.
- [8] Абрамов А.А. Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. - М.: Недра, 1986.
- [9] Митрофанов С.И. Селективная флотация. - М.: Металлургиздат, 1958.
- [10] Бергер Г.С. Флотируемость минералов. – М.: Госгортехиздат, 1962.
- [11] Испытание гидрометаллургических методов извлечения металлов из окисленной медно-никелевой руды месторождения Южный Максуг. Болотова Л.С., Романенко А.Г. и др. Отчет Казмеханобра, Алматы, 2007 г, 60 с.
- [12] Исследования по кучному выщелачиванию меди из окисленных руд месторождения Коксай. Болотова Л.С., Романенко А.Г. и др. Отчет Казмеханобра, Алматы, 2008 г., 51 с.
- [13] Изучение возможности извлечения меди из ТМО Карсакапайского медеплавильного завода по технологии кучного выщелачивания. Болотова Л.С., Романенко А.Г. и др. Отчет Казмеханобра, Алматы, 2014 г, 57 с.
- [14] Результаты лабораторных тестов для определения технологических свойств окисленных медьсодержащих руд месторождения Ай. Болотова Л.С., Романенко А.Г. и др. Отчет Казмеханобра, Алматы, 2014 г, 51 с.
- [15] Изучение вещественного состава и проведение опытов по выщелачиванию на 3-х пробах окисленной Cu – Zn руды месторождения в ВКО. Болотова Л.С., Акжаркенов М.Д. и др. Отчет Казмеханобра, Алматы, 2015 г, 20 с.
- [16] Алтынбек Ш.Ч., Акжаркенов М.Д., Болотова Л.С., Романенко А.Г. Извлечение меди ионнообменными смолами из сернокислых растворов в присутствии железа. Материалы IX Международной конференции «Эффективное использование ресурсов и охрана окружающей среды – ключевые вопросы развития горно-металлургического комплекса и XII Международной научной конференции «Перспективные технологии, оборудование и аналитические системы для материаловедения». Усть-Каменогорск, 2015 г., том 4, С. 189-194.

Ә.А. Жәрменов¹, С.Т. Шалғымбаев², А.А. Ниязов², Э.М. Ли²,
Л.С.Болотова², Д.Н. Агибаева², О.М.Тюгай³, О.Г. Шегай³

¹«Қазақстан Республикасының минералдық шикізатты кешенді ұқсату жөніндегі Ұлттық Орталығы»
Республикалық Мемлекеттік кәсіпорын Қазақстан Республикасы Алматы қ.;

²Республикалық Мемлекеттік кәсіпорынның «КАЗМЕХАНОБР» «Мемлекеттік-өнеркәсіптік экология
жөніндегі ғылыми-өндірістік бірлестігі» филиалы, Қазақстан Республикасы Алматы қ.;

³ «Тау-кен-экономикалық консалтингі» ЖШС, Қазақстан Республикасы Алматы қ.

«ҚАЖЫҚОНҒАН» КЕНШІНІҢ ТОТЫҚТЫРЫЛҒАН МЫС КЕНДЕРІН ҚАЙТА ӨНДЕУ ҚҰРАМДАСТЫРЫЛҒАН ФЛОТАЦИЯЛЫҚ- ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯЛЫҚ ТЕХНОЛОГИЯСЫН ӘЗІРЛЕУ

Аннотация. Мақалада «Қажықонған» кенорнының тотыққан мыс кендерін өңдеудің құрам-дастырылған флотация-гидрометаллургиялық технологиясын әзірлеу бойынша зертханалық және жартылай өнеркәсіптік сынақтардың қорытындылары ұсынылған.

Негізгі және бақылау операциялары үшін реагенттер шығыны, бірінші және екінші кезеңде ұсақтаудың оңтайлымдерін таңдау жағдайында тотыққан мыс кендерін байытудың флотациялық жүйесі әзірленген болатын.

Құрамында 1,75 % мысы, 19,74 г/т күмісі бар тотыққан мыс кендерін байытудың флотациялық технологиясы бойынша алынған:

- құрамында 21,75%мыс бар –мыс концентраты, мыстың алынуы 47,76%, сонымен қатар ілеспе түрде мыс концентратына құрамында 290,6 г/т күмісі бар 56,54 % күміс алынды;

- құрамында 0,97% мыс бар мыс флотациясы қалдықтары, шығымы 96,16% үйінді болып қалады және ондағы мыстың жоғалуы 52,24% құрайды.

Құрамындағы мысты толықтай алу мақсатында флотация қалдықтарын гидрометаллургиялық қайта өңдеу бойынша зерттеулер жүргізілді.

Мыстың гидрометаллургиясына зерттеулер жүргізу үшін флотация қалдықтарын жинақтауға жартылай өнеркәсіптік сынақтар өткізілді. Сынақ зертханалық сынамалардың заттық құрамына ұқсас, құрамында 13,0 г/т күміс, 1,29% мысы бар, салмағы 2 тонна кенге жүргізілді.

Жүргізілген зерттеулер мен жартылай өнеркәсіптік сынақтар нәтижесінде «Қажықонған» кенорнының тотыққан мыс кендерін өңдеуде, мыс алудың аса жоғары деңгейін қамтамасыз ететін құрамдастырылған флотациялы-гидрометаллургиялық технологиясы әзірленді, атап айтқанда:

- флотациялық технология бойынша 52,44% мыс, 63,74% күміс алынатын құрамында 22,95% мыс, 283,9 г/т күміс бар мыс концентраты бөлініп алынды;

- флотация қалдықтарынан мысты күкірт қышқылымен сілтілеу қосымша 41,55 % мысты алуға мүмкіндік береді, әрі, кеннен тікелей 93,99% дейін мыс алуды жоғарылатады.

Жүргізілген жартылай өнеркәсіптік сынақтар қорытындысы бойынша құрамдастырылған флотациялы-гидрометаллургиялық технологиясымен «Қажықонған» кенорнының тотыққан мыс кендерін өңдеуге арналған байыту фабрикасын жобалаудың технологиялық регламенті әзірленді.

Тірек сөздер: тотықтырылған кендер, малахит, азурит, ковеллин, монтмориллонит, флотация, концентрат, қалдықтар, гидрометаллургия, күкірт қышқылы.