

АНАЛИЗ ПРИЧИН УХУДШЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ФЛОТАЦИИ МЕДЬСОДЕРЖАЩЕЙ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ ПРИ КАМЕРНОЙ ОТРАБОТКЕ МЕДНО-КОЛЧЕДАНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В.А. Игнаткина¹, А.Р. Макавецкас¹, А.А. Каюмов¹, Д.Д. Аксенова¹

¹ НИТУ «МИСиС», Москва, Россия, e-mail: woda@mail.ru

Аннотация: Медь является востребованным экономикой цветным тяжелым металлом, вместе с тем мировая минерально-сырьевая база меди ухудшается вне зависимости от промышленного типа руды. Изложены результаты исследований на трех пробах руды одного рудного тела медно-колчеданного месторождения, но добытых с разных участков при камерной отработке месторождения. На основании результатов изучения химического, гранулометрического, минерального состава трех проб руды: 1 проба ($\alpha_{Cu} = 2,91\%$, $\alpha_{As} = 0,54\%$, $\alpha_S = 33,9\%$); 2 проба ($\alpha_{Cu} = 1,87\%$, $\alpha_{As} = 0,43\%$, $\alpha_S = 25,65\%$); 3 проба ($\alpha_{Cu} = 1,30\%$, $\alpha_{As} = 0,55\%$, $\alpha_S = 14,95\%$) и лабораторных технологических исследований флотации установлено, что при одинаковом качественном минеральном составе все пробы имеют отличный количественный минеральный и гранулометрический состав и, следовательно, разные технологические показатели флотации по одинаковой технологической схеме. Сульфиды меди представлены халькопиритом, теннантитом, борнитом, микронными включениями меди в пирите. Мельниковит как разновидность флотоактивной формы пирита в большей степени присутствует в 1-й пробе, степень замещения пирита мельниковитом довольно слабая в 3-й пробе. Наименьшему исходному содержанию меди (проба 3) соответствует большая доля свободного халькопирита, меньшая доля сульфидной серы, но при этом 1,3% серы представлено элементной серой. Кинетика измельчения по приросту содержания контрольного класса (-71 мкм) обратно пропорциональна доле породных минералов в пробе руды. Более качественные медные концентраты 1-й межцикловой флотации получены при грубом помоле (содержание расчетного класса кл. -71 мкм 30%). Для 1 пробы, содержащей 43% меди в пирите, наименьшие потери меди достигнуты при 4-х стадийном измельчении и межстадийном обогащении. Для устойчивого получения требуемых технологических показателей медного концентрата (качество от 18% при извлечении более 82%) необходимо усреднение добытой руды либо система оперативного контроля в поступающей руде одного рудного тела для изменения реагентного режима (тип сульфидрильного собирателя или композиции сульфидрильных собирателей, диапазон pH или остаточная концентрация CaO, наличие аэрация и т.п.) и схемного режима (количество стадий измельчения).

Ключевые слова: флотация, сульфиды меди, вещественный состав, технологические показатели, камерная система разработки.

Для цитирования: Игнаткина В. А., Макавецкас А. Р., Каюмов А. А., Аксенова Д. Д. Анализ причин ухудшения технологических показателей флотации медьсодержащей сульфидной руды при камерной отработке медно-колчеданных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 9. – С. 5–22. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_9_0_5.

Causes of degradation of production data in flotation of copper-bearing sulfide ore extracted from cupriferous pyrite deposit by open stoping

V.A. Ignatkina¹, A.R. Makavetskas¹, A.A. Kayumov¹, D.D. Aksenova¹

¹ National University of Science and Technology «MISIS», Moscow, Russia, e-mail: woda@mail.ru

Abstract: Copper is a non-ferrous heavy metal in high demand in economy. In the meanwhile, the global copper resources diminish irrespective of the commercial type of ore deposits. The article gives the test data of three ore samples taken from different sites of the same ore body within a cupriferous pyrite deposit subjected to mining by the stoping method. Based on the analyses of chemistry, grain composition and mineralogy of the three samples: Sample 1 ($\alpha_{Cu} = 2.91\%$, $\alpha_{As} = 0.54\%$, $\alpha_S = 33.9\%$); Sample 2 ($\alpha_{Cu} = 1.87\%$, $\alpha_{As} = 0.43\%$, $\alpha_S = 25.65\%$); Sample 3 ($\alpha_{Cu} = 1.30\%$, $\alpha_{As} = 0.55\%$, $\alpha_S = 14.95\%$) and lab-scale in-process flotation tests, it is found that at the same qualitative composition of minerals, all samples have different quantitative composition of minerals and grain composition. Thus, the flotation production data of the samples using the same flow chart differ. Copper sulfides are chalcopyrite, tennantite, bornite and micro-sized copper noddles in pyrite. Melnikovite as a species of floatable pyrite is present in a greater degree in Sample 1 and in a lesser degree in Sample 3. The least content of copper (Sample 3) goes with much free chalcopyrite and a fewer sulfide sulfur but 1.3 of sulfur is elemental sulfur. The kinetics of increment in the check size ($-71 \mu\text{m}$) in milling is inversely proportional the content of natural minerals in a sample. Better quality copper concentrates of the first multistage flotation are obtained in rough milling (content of the check size $-71 \mu\text{m}$ is 30%). In case of Sample 1 containing 43% of copper in pyrite, the lowest loss of copper is achieved in 4-stage milling and multistage dressing. Aiming to have stable production data of copper concentrate (quality of 18% and above at the recovery more than 82%), it is required to introduce blending of the produced ore, or a system of real-time control of the ore feed in order to timely modify the reagent regime (type of sulfhydryl collector or a composition of sulfhydryl collectors, range of pH or residual concentration of CaO, inclusion of aeration, etc.) and the flow chart (number of milling stages).

Key words: flotation, copper sulfides, material constitution, production data, stoping mining method.

For citation: Ignatkina V. A., Makavetskas A.R., Kayumov A. A., Aksenova D. D. Causes of degradation of production data in flotation of copper-bearing sulfide ore extracted from cupriferous pyrite deposit by open stoping. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021;(9):5-22. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_9_0_5.

Введение

Медь относится к металлу, востребованному на мировом рынке, при этом технологические проблемы переработки по достижению проектных показателей обогащения и финансовые затраты на переработку сульфидных руд как основного источника получения медных концентратов возрастают во всем мире [1].

Большая доля меди от мировых запасов (59%) сосредоточена в медно-порфировых рудах на месторождениях континента Америка, входящих во внутреннюю часть Тихоокеанского рудного пояса [2]. Руды считаются легкообогатимыми, несмотря на низкие исходные массовые доли меди (0,4% и менее), молибдена (0,01% и менее) и содержание золота (0,2 г/т и менее). Легкообо-

гати́мость данных медно-порфи́ровых руд определяется распределением меди (до 40%) во вторичные сульфиды меди (халькозин, ковеллин) и вкрапленностью целевых минералов. Качество медных концентратов высокое — на уровне 30–35% при извлечении 90–92%. Для поддержания выпуска медного концентрата при уменьшении исходной массовой доли меди в рудах увеличивают производительность обогатительных фабрик за счет изменений в рудоподготовке («крупное дробление — мельницы самоизмельчения — шаровое измельчение» или «крупное, среднее дробление — роллер-прессы — шаровое измельчение»); фронт флотации комплектуется с применением крупнообъемных флотомашин (300–600 м³) [3, 4]. При всей легкообогатимости медно-молибденовых порфи́ровых руд проблемы обогащения существуют в цикле селекции коллективного медно-молибденового концентрата с получением молибденового концентрата пенным продуктом и медного концентрата камерным продуктом.

Основные исследования с целью повышения технологических результатов селекции медно-молибденового концентрата связаны с поиском новых, так называемых «зеленых депрессоров» сульфидов меди в цикле селекции коллективного медно-молибденового концентрата взамен тепловой обработки в восстановительной среде с сернистым натрием либо использованием других токсичных реагентных режимов (Антимол Д (As₂O₃+Na₂S), Ноукс (P₂S₅+NaOH)). К «зеленым» технологиям относится применение производных углеводов, таких как КМЦ, танин, галактоманнан, крахмал и др. [5–7].

Другая проблема связана с дефицитом свежей технологической воды в цикле селекции коллективного медно-молибденового концентрата. Для решения данной проблемы на обогатительных

фабриках Америки и Австралии предлагается дефицит свежей технологической воды компенсировать морской водой без ее опреснения. Флотация молибдена, проведенная в минерализованной воде, показала прирост извлечения молибдена в диапазоне концентрации по NaCl до 1 моль/л; прирост связан со сжатием двойного электрического слоя (ДЭС) вокруг частиц молибденита, что повышает адгезию аполярного собирателя и, следовательно, вероятность закрепления частиц минерала на пузырьках воздуха. Значительное разбавление морской воды пресной ослабляет буферный эффект электролита, повышение pH флотации приводит к образованию осадков Mg(OH)₂ и CaCO₃, которые депрессируют молибденит [8–10].

В маловодных районах месторождений, к которым относится медно-молибденовое месторождение Эрдэнэтийновоо, для компенсации дефицита воды предлагается использовать бытовые городские сточные воды после их доочистки смешением разных стоков горнообогатительного комбината в определенном соотношении [11].

Медно-молибденовые порфи́ровые руды Сорского месторождения, несмотря на исходную низкую массовую долю меди (0,06–0,04%), легкообогатимые, т.к. промышленные минералы меди в месторождении — халькозин и ковеллин, подчиненно присутствует халькопирит; в качественный медный концентрат (βCu25%) извлекаемо до 50% меди.

Медно-порфи́ровые месторождения РФ (Томинское, Михеевское, Малмыжское и другие) имеют низкую исходную массовую долю меди (0,4–0,2%), основной промышленный минерал меди — халькопирит, массовая доля пирита выше либо сопоставима с массовой долей халькопирита; характерна тонкая вкрапленность сульфидов и тесное их взаимопорастание; вмещающие пород-

ные минералы имеют большую прочность, чем зарубежные порфиновые руды. Массовая доля меди в медном концентрате составляет 21–25% при извлечении 85–82%. Более низкие значения технологических показателей, чем при обогащении медно-порфировых руд внутренней части Тихоокеанского рудного пояса, обусловлены снижением размеров вкрапленности сульфидов меди, а также основной минеральной фазой меди (стехиометрическая массовая доля меди в халькопирите 34,57%) в руде.

При переработке шеелито-молибденовой руды Тырнаузского месторождения с массовой долей меди 0,06% в основном в виде халькопирита, по развитой схеме флотации в цикле селекции медно-молибденового коллективного концентрата камерным продуктом получали медный промпродукт с массовой долей меди 3–6% при извлечении 55–33%.

Колчеданные медьсодержащие месторождения в мировых запасах составляют 10–15%. Данный тип руд относится к наиболее труднообогатимым во всех странах (Россия, Канада, Финляндия, Казахстан и др.). Месторождения колчеданных медьсодержащих руд Урала практически полностью вовлечены в переработку. Руды имеют следующие отличные особенности вещественного состава — более высокую исходную массовую долю меди (более 1%), массовая доля сульфидной серы достигает 46%. Характерна тонкая вкрапленность сульфидов и их тесное взаимопрораствание вплоть до твердого раствора меди в пирите. Основные рудные минералы — сульфиды железа, преимущественно пирит, реже его модификации марказит, мельниковит, мышьяковистый пирит; пирротин, арсенопирит. Основной промышленный минерал меди — халькопирит (распределено 80–95% от всей

меди); вторичные сульфиды меди (ковелин, халькозин, борнит) имеют подчиненное значение (распределено 5–15%). В ряде месторождений медная минерализация представлена теннантитом, который относится к первичным сульфидам меди, но имеет другие технологические свойства, его максимальная флотоактивность достигается в слабокислой среде с использованием диалкилдитиофосфатов; его извлечение в пенный концентрат снижается при концентрации в жидкой фазе тиосульфата S_2O_{52} — более 300 мг/л и повышенной щелочности пульпы ($pH > 10$). Информация об интенсивности окисления поверхности теннантита противоречива — от легкоокисляемого минерала [12–15] до весьма трудноокисляемого теннатита из-за пленок графена и нанографита на его поверхности, что является следствием отличного генезиса Уральского месторождения [16].

Типовой реагентный режим колчеданных руд включает: собиратель — бутиловый ксантогенат; модификатор — известковое молоко и оксали в качестве пенообразователя. Усложнение вещественного состава массивных сульфидных и колчеданных руд (снижение вкрапленности сульфидов, присутствие сульфидов железа разной флотоактивности) способствовало внедрению в реагентный режим сульфгидрильных собирателей на основе диалкилдитиофосфатов, тионокарбаматов, тиоамидов либо их смесей [17–21].

Необходимо отметить, что диалкилдитиофосфаты являются более слабыми собирателями, чем ксантогенаты, поэтому не могут конкурировать с гидроксил-ионами в высокощелочной среде за активные центры на поверхности халькопирита (Fe^{3+}) и других сульфидах меди (Cu^{2+}), но сохраняют пенообразующие свойства. При использовании диалкилдитиофосфатов экспериментально уста-

новлен эффект механического выноса шламистых частиц пирита из доизмельченного коллективного медно-цинкового концентрата при селекции коллективного медно-цинкового концентрата. Тионокарбаматы относятся к селективным неионогенным сульфгидрильным собирателям по отношению к сульфидам меди, благородным металлам и широко используются в реагентных режимах флотации медьсодержащих руд начиная с 1953 г. (Z-200, ИТК, длинноцепочечные тионокарбаматы с разной структурой углеводородных радикалов). Наши исследования показали, что более селективны при флотации медьсодержащих колчеданных руд короткоцепочечные тионокарбаматы, такие как Z-200 и ИТК; еще более эффективны при селективной флотации сульфидов меди из колчеданных руд смеси короткоцепочечных тионокарбаматов и диизоалкилдитиофосфатов.

Оптимальное соотношение компонентов смеси Z-200 и диизобутилдитиокарбамата для флотации медно-колчеданных руд выпускается под маркой М-ТФ (ТУ 2452-011-40065452-2012) [20]. Композиции сульфгидрильных собирателей для рецептуры реагентных режимов селективной флотации выпускаются зарубежными и отечественными производителями (Solvey, Clariant, ООО «Квадрат Плюс», ООО «НПП Квалитет» и др.).

Таким образом, все промышленные типы медьсодержащих руд независимо от степени их обогатимости имеют проблемы при флотационном обогащении.

Проведенные нами исследования позволили установить, что технологические показатели флотации проб руды, отобранных при подземной отработке камерных запасов одного рудного тела колчеданного месторождения, значительно отличаются в зависимости от участков выемки руды из камеры.

Цель статьи — продемонстрировать взаимосвязь технологических показателей флотационного обогащения с вещественным составом руды, обусловленным участком выемки при камерной отработке месторождения.

Экспериментальная часть

Материалы и методы исследований

Объект исследований — 3 пробы медьсодержащей сульфидной руды одного рудного тела (рудное тело 1, Узельгинское месторождение), но с разных участков камерной отработки в шахте (перпендикулярного простиранию рудного тела).

Химические анализы проб руды, продуктов гранулометрического анализа, флотации, фазовый анализ меди, серы, железа выполнены в сертифицированной аналитической лаборатории АО «Институт «ГИНЦВЕТМЕТ». Минералогический анализ, в том числе анализ сростков проб руды, выполнен в НИТУ «МИСиС» с применением МЛА 650 (Mineral Liberation Analyzer system 650, FEI), включающий в себя сканирующую электронную микроскопию (СЭМ), энергодисперсионный анализ (ЭДА) и специальное программное обеспечение обработки результатов. Промежуточный контроль продуктов флотационного обогащения выполнен на спектрометре РФА (ElvaX Light SDD) с использованием калибровочных образцов, массовая доля компонентов в которых определена химическим анализом продуктов обогащения.

Сухой ситовый анализ проб руды применен для анализа гранулометрического состава исходных проб руды. Мокрый ситовый анализ выполнен для контроля содержания классов $-0,071+0,04$ мм в продуктах измельчения, отвальных хвостах флотации. Шламовый анализ выполнен для определения гранулометри-

ческого состава фракции $-0,04 + 0$ мм в продуктах флотации [22].

На рис. 1 приведена принципиальная схема флотационных опытов в открытом режиме. Количество операций измельчения, основных медных флотаций и продолжительность измельчения изменялись от условий опытов. Общим было наличие отдельного промпродуктового цикла флотации для промпродукта 1-й перечистой основной флотации и концентрата контрольных операций флотации. Необходимость аэрации обоснована авторами ранее [23].

В лабораторных опытах навеска проб руды массой 1 кг измельчена в шаровой лабораторной мельнице МШЛ-7 объемом 7 л; соотношение масс твердое: вода:шары в опыте составило Т:Ж:Ш = 1:0,7:6. Доизмельчение концентратов выполнено в лабораторной шаровой мельнице МЛ-1. Межцикловые и основные, контрольные флотации проведены во флотомашине конструкции «Гинцветмет» объемом 3 л, перечистные операции — в лабораторных флотомашинках «Механобр» с объемом камер 0,5 и 0,2 л.

В качестве сульфидрильных собирателей использованы М-ТФ, бутиловый ксантогенат; в качестве модификаторов — известь, цинковый купорос, тиосульфат натрия марки Х.Ч; пенообразователь — Т-92. Расход собирателя М-ТФ в межцикловых операциях составлял 1–5 г/т. Суммарный расход М-ТФ по схеме изменялся от 20 до

60 г/т, бутилового ксантогената 40–80 г/т в зависимости от реагентного режима и количества основных флотаций.

Результаты и их обсуждение

Изучение вещественного состава

В табл. 1 приведены результаты химического анализа проб руды, добытых с разных участков при отработке камеры одного рудного тела колчеданного медного месторождения.

Целевой компонент переработки руды — медь. Как видно из данных табл. 1, со снижением массовой доли меди уменьшается массовая доля сульфидной серы, железа и благородных металлов, возрастает количество фаз, характеризующих вмещающие породы.

В табл. 2 приведено распределение меди, серы и железа по минеральным фазам на основе результатов их фазового анализа.

Как видно из результатов фазового анализа в табл. 2, наименьшей исходной массовой доле меди 1,22% (проба 3, см. табл. 1) соответствует большая относительная доля первичных сульфидов меди (88,1%), присутствует элементная сера (1,3%), наименьшая относительная доля пирита (75,7%). Образование элементной серы по границе контакта между породными и колчеданными минералами в месторождениях Урала известны. Обращает на себя внимание существенная относительная доля вторичных сульфидов меди в 1-й пробе (25,5%), что со-

Таблица 1

Химический анализ проб руды Chemical analysis of ore samples

Проба	Массовая доля, %												
	Cu	Zn	S	Au*	Ag*	Fe	Sb	As	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	K ₂ O	MgO
1	2,85	0,62	33,9	2,4	28,9	38,4	0,06	0,49	0,92	3,3	6,15	0,18	0,79
2	1,75	0,59	25,65	1,50	16,90	27,45	0,059	0,39	1,8	6,3	21,25	0,42	2,85
3	1,22	0,59	14,95	1,35	12,75	18,1	0,055	0,49	1,9	11,15	45,47	0,60	4,8

* Содержание, г/т

Таблица 2

Распределение меди, серы, железа по соответствующим группам минеральных соединений
Distribution of copper, sulfur, and iron into the forms of mineral compounds

Проба	Распределение по фазам, %								
	медь				сера			железо	
	первичные	вторичные	связанная окисленная	свободная окисленная	сульфатная	элементная	сульфидная	окисленных минералов и пирротина	сложных сульфидов в том числе и пирит
1	61,9	25,5	6,5	6,1	1,0	0,3	98,7	5,1	94,9
2	76,0	16,9	2,7	4,4	1,0	0,3	98,7	9,5	91,3
3	88,1	3,7	6,4	1,8	1,4	1,3	97,3	24,6	75,7

гласуется с наибольшей массовой долей меди в 1-й пробе (2,85%).

Пробы руды относятся к одному рудному телу, но к разным участкам камерной отработки в шахте, как видно, изменяется не только количество меди за счет вмещающих пород, но и фазовый состав меди, серы и железа.

В табл. 3 приведено гранулометрическое распределение меди и мышьяка в пробах. Мышьяк контролировался наряду с медью вследствие присутствия в руде теннантита и мышьяковистого пирита. Выход классов близок к распределению меди и мышьяка в классах

крупности, что косвенно подтверждает (табл. 3) тонкодисперсность, тесное взаимопрорастание сульфидов в пробах руды. Наиболее тонкое взаимопрорастание сульфидов меди соответствует пробе с большим содержанием меди и мышьяка (проба 1).

В табл. 4 приведен минеральный состав проб руды, определенный с применением минералогического анализатора МЛА Quanta 650 с учетом результатов химического анализа состава пробы, химического фазового анализа на медь, железо, серу, гранулометрического распределения меди и мышьяка.

Таблица 3

Гранулометрическое распределение меди и мышьяка в пробах
Size distribution of copper and arsenic in samples

Классы крупности, мм	1 проба ($\alpha\text{Cu} = 2,91\%$, $\alpha\text{As} = 0,54\%$, $\alpha\text{S} = 33,9\%$)			2 проба ($\alpha\text{Cu} = 1,87\%$, $\alpha\text{As} = 0,43\%$, $\alpha\text{S} = 25,65\%$)			3 проба ($\alpha\text{Cu} = 1,30\%$, $\alpha\text{As} = 0,55\%$, $\alpha\text{S} = 14,95\%$)		
	Выход, %	Распределение, %		Выход, %	Распределение, %		Выход, %	Распределение, %	
		Cu	As		Cu	As		Cu	As
+1	46,7	49,5	47,5	34,6	39,5	36,4	24,1	25,9	23,1
-1+0,315	22,2	22,0	23,0	23,4	21,9	20,8	18,5	19,8	18,8
-0,315+0,1	15,4	13,3	14,3	19,3	15,6	17,6	39,4	34,0	37,7
-0,1+0,071	5,9	5,9	5,9	7,6	7,0	8,0	5,7	5,5	6,1
-0,071+0,040	6,9	6,0	6,3	6,9	6,4	7,1	6,8	6,8	7,7
-0,040+0	2,9	3,4	3,1	8,2	9,7	10,2	5,5	8,1	6,7
Исх.	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Таблица 4

Минеральный состав проб руды
Mineral composition of ore samples

Состав	1 проба	2 проба	3 проба
	массовая доля, %		
Рудные	81,8	61,83	34,34
Из которых сульфидов меди	7,29	4,55	3,32
Породные, из которых	18,2	38,17	65,66
легкофлотируемые (хлорит, слюды)	5,23	17,47	38,73
каолинит	2,69	2,31	9,53
Исходная руда (рудные+породные минералы)	100,00	100,00	100,00

С уменьшением массовой доли рудных минералов (табл. 4) естественно увеличивается доля породных, свидетельствует об отборе проб с разных участков рудного тела. Чем ближе к границе контакта руды и вмещающих пород добыта руда, тем больше в руде возрастает доля породных минералов: до 65,7% (проба 3) с 18% (проба 1); доля легкофлотируемых минералов среди породных минералов в 3-й пробе также выше (59%), чем в 1-й пробе (29%). На рис. 2 визуализировано распределение минеральных форм меди в пробах руды.

Как видно из рис. 2, в зависимости от места добычи пробы руды меняется распределение минеральных форм меди —

для 1 пробы с большей массовой долей меди характерно большая доля (43%) микронных сульфидов меди в матрице пирита (медь в пирите), что будет способствовать большей массовой доле меди в отвальных хвостах вследствие реагентного режима, направленного на подавление пирита при флотации руды. Кристаллохимическая формула теннантита Узельгинского месторождения — $Cu_{12}As_4S_{12}$, которая отличается от известной формулы $Cu_{12}As_4S_{13}$ за счет дефицита серы [16]. Уменьшение абсолютной и относительной долей сульфидной серы коррелирует с увеличением доли меди в виде халькопирита в 3 пробе. Гранулометрическое распределение сульфидной

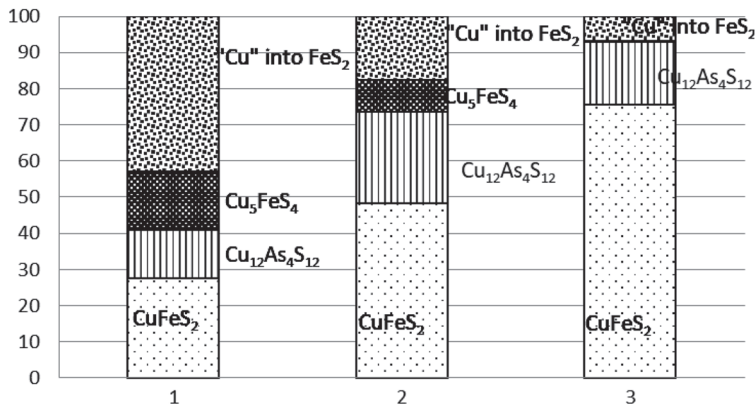


Рис. 2. Распределение меди по минеральным формам в пробах (1, 2, 3)

Fig. 2. Copper mineral forms distribution in samples (1,2,3)

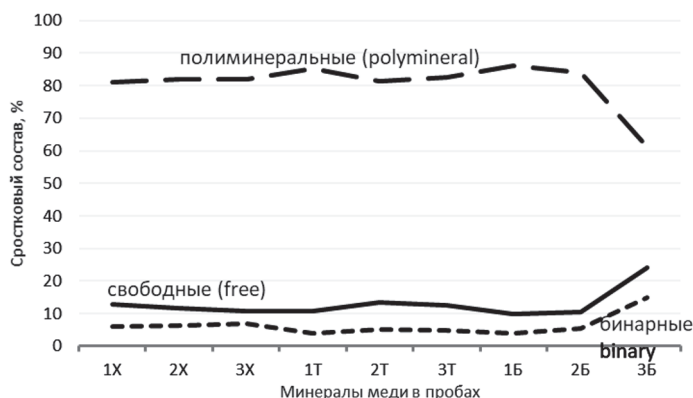


Рис. 3. Сростковый состав сульфидов меди в пробах 1, 2, 3 (X – халькопирит; Т – теннантит; Б – борнит)
 Fig. 3. Intergrowth composition of copper sulfides in samples 1, 2, 3 (X–chalcopyrite; T–tennantite and B–bornite)

фидов меди — халькопирита, теннантита и борнита в пробах руды показало, что сульфидов флотационной крупности (–74 +44 мкм) больше (порядка 17 – 25%) в первой пробе. Относительная доля теннантита в шламах (–44 мкм) последовательно снижается от 1-й пробы (35%) до 3-й пробы (24%). Борнит — наиболее тонковкрапленный сульфид меди во всех пробах (в фракцию –44 мкм распределено 75 – 80%) независимо от количества данной минеральной фазы меди в исследованных пробах руды.

Изучением сросткового состава проб руды (рис. 3) показано подавляющее преобладание полиминеральных сростков сульфидов меди на уровне 81 – 84% в 1 и 2 пробах, исключением является проба 3, в которой доля полиминеральных сростков для борнита наиболее низкая (61%), а доля свободных зерен сульфидов меди в виде халькопирита наибольшая (24%).

По результатам изучения вещественного состава был сделан прогноз, что большее извлечение меди ожидаемо для 3 пробы вследствие большей доли свободных зерен сульфидов меди, но и ожидаемое качество медного концентрата наиболее низкое вследствие основной минеральной формы — халькопирита. Другими особенностями вещественно-

го состава рудных минералов в пробах являются:

- существенное присутствие в пробе 1 мельниковита — порошкообразный («сажистый») сульфид железа, обладающий высокой флотоактивностью;
- изменение соотношения минеральных форм сульфидов меди в разных пробах;
- тонкая вкрапленность сульфидов меди и железа в руде.

Участками в 3 пробе руды отмечается развитие по пириту порошковатых скоплений мельниковита, но степень замещения пирита мельниковитом довольно слабая.

Таким образом, основные элементы вещественного состава (массовая доля, фазовый состав, гранулометрическое распределение, минеральный состав) изменяются в пробах одного рудного тела в зависимости от участка добычи при отработке камеры. Изменение вещественного состава должно отражаться на изменении технологических свойств проб руды.

Измельчение проб руды

На рис. 4 приведены кумулятивные гранулометрические характеристики и кинетика измельчения проб в зависимости от массовой доли породных минералов в них.

Кумулятивными гранулометрическими характеристиками исходных проб руды (рис. 4, а) показано, что преобладание мелких классов соответствует пробе руды с большим содержанием породных минералов (проба 3); средний размер куска руды в пробах соответствует: 1 проба $d_{cp.1} = 0,75$ мм; 2 проба $d_{cp.2} = 0,45$ мм и 3 проба — $d_{cp.3} = 0,25$ мм. Согласно кинетике измельчения по содержанию контрольного класса (-71 мкм), прирост контрольного класса обратно пропорционален доле легкофлотируемых породных минералов в пробе руды (рис. 4, б).

Можно предположить, что более низкий выход контрольного класса -71 мкм

с ростом легкофлотируемых породных минералов связан с ростом вязкости пульпы, снижающим эффективность работы измельчительной среды. Таким образом, для проб руды одного рудного тела, но с разных участков шахтной отработки месторождения для достижения одинаковой тонины помола требуется разная продолжительность измельчения.

В лабораторных условиях проведены опыты измельчения руды от 1 до 4 стадий с флотацией между стадиями измельчения. Продолжительность измельчения в схеме определена по кинетике измельчения, содержание контрольного

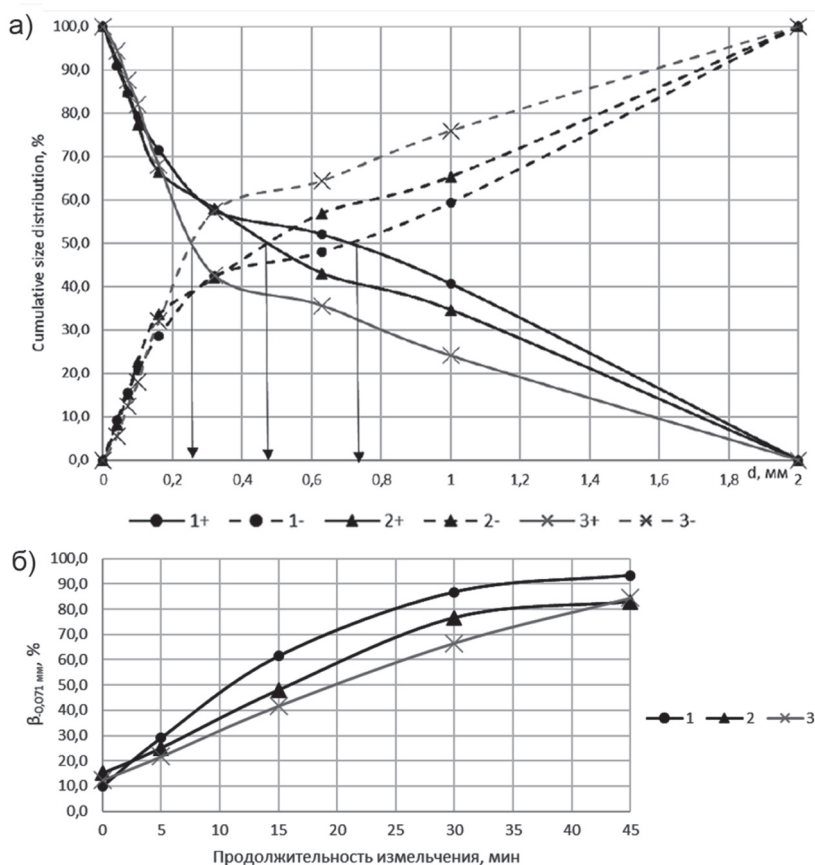


Рис. 4. Кумулятивные гранулометрические характеристики (а) и кинетика измельчения проб с разной массовой долей породных минералов (б): 1 проба — 18,2%; 2 проба — 38,17%; 3 проба — 65,66%

Fig. 4. Cumulative size distribution (a) and samples kinetics milling with the different gangue assay (b): 1 sample — 18.2%; 2 sample — 38.17%; 3 sample — 65.66%

Таблица 5

Влияние стадийности измельчения на технологические показатели отвальных хвостов

Impact of milling stages on the technological parameters of tailings

Кол-во стадий	Содержание кл. -71 мкм в отвальных хвостах	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
			Cu	Zn	As	Cu	Zn	As
Проба 1. Массовая доля: породные минералы 18,2%; αCu = 2,85%; αS = 33,9%; «медь в пирите» = 42,86%								
2	80	65,4	1,30	0,49	0,43	21,1	21,8	25,3
	85	60,7	0,77	0,11	0,12	17,0	10,7	24,0
	90	51,6	0,77	0,24	0,17	12,1	15	20,5
3	80	61,8	1,00	0,27	0,15	13,5	19,3	21,6
	85	63,2	0,59	0,04	0,01	15,2	4,8	9,4
	90	69,3	0,45	0,12	0,04	10,8	13,1	11,1
4	95	58,5	0,35	0,09	0,06	7,2	8,6	9,7
Проба 2. Массовая доля: породные минералы 38,7%; αCu = 1,75%; αS = 25,65%; «медь в пирите» = 17,69%								
2	75	60,3	0,76	0,21	0,17	21,3	16	30,7
	80	41,4	0,73	0,24	0,17	10,0	12,4	19,0
	85	56,3	0,38	0,18	0,14	9,2	11,3	25,5
3	75	65,7	0,2	0,12	0,04	6,8	17,9	12,1
	80	61,8	0,22	0,12	0,04	6,9	10,4	9,0
Проба 3. Массовая доля: породные минералы 65,7%; αCu = 1,22%; αS = 14,95%; «медь в пирите» = 6,69%								
2	60	75,8	0,69	0,52	0,52	32,6	41,1	66,1
	80	60,9	0,47	0,33	0,25	16	24,3	34
	85	61	0,16	0,13	0,09	7,4	10,6	25,2
3	80	72,6	0,12	0,13	0,08	6,1	14,7	24,8
	90	65	0,14	0,12	0,14	6,7	16,7	28,2

класса контролировалось по отвальным хвостам. В таблице приведены результаты флотации с разной продолжительностью измельчения, в данной серии опытов продолжительность 1-го измельчения изменялось от 5 до 10 мин, продолжительность других стадий измельчений изменялась от 15 до 35 мин для достижения расчетного содержания 80 – 85% контрольного класса –71 мкм. Для 1-й пробы, которая имела большую долю медь в виде «медь в пирите» (рис. 2), применена 4-х стадийная схема.

Как видно из данных табл. 5, потери меди снижаются с увеличением стадий измельчения для каждой исследованной пробы руды, прежде всего за счет уменьшения содержания меди в отвальных хвостах. Наиболее низкие потери с отвальными хвостами для 1 пробы с наименьшим содержанием породных минералов, но с тонким взаимопрорастанием рудных минералов, достигнуты при трех- и четырехстадийном измельчении в рудном цикле. При измельчении 1 пробы в 2 стадии до содержания 90%

кл. –71 мкм в отвальных хвостах получены технологические показатели: массовая доля меди 0,77% при извлечении в хвосты 12,1% против отвальных хвостов, полученных при трехстадиальном измельчении (90% кл. –71 мкм), в которых массовая доля меди составляла 0,45% при потере меди в них 10,8%.

Таким образом, с увеличением доли тонкодисперсной меди, представленной микронными вкраплениями в пирите, получение отвальных хвостов с низкой массовой долей меди является достаточно сложной задачей, которая достигается при межстадиальной схеме обогащения.

При сравнении данных табл. 6 и кинетики измельчения проб руды (рис. 4, б) отмечено наиболее низкое содержание меди в отвальных хвостах для пробы 3 с большей долей легкофлотируемых минералов, но при этом требуется большая продолжительность измельчения для достижения заданной тонины помола. Таким образом, участок добычи руды при камерной выемке влияет на ее измельчаемость, на количество стадий измельчения либо величину циркулирующей нагрузки при классификации.

Межстадиальная флотация

Межстадиальная флотация позволяет вывести раскрытые зерна целевых минералов в кондиционные концентраты. Первые и вторые межстадиальные флотации проводятся при грубом помоле и минимальном расходе флотационных реагентов и фронте флотации. На рис. 5 приведены результаты 1-й межстадиальной флотации при разной тонине помола. Флотацию проводили в низкощелочной среде сульфидрильным собирателем М-ТФ.

Анализ данных изучения влияния тонины помола на показатели 1-й межцикловой флотации при равных условиях проведения флотационных опытов показал, что более качественные медные концентраты получены при грубом помоле (содержание расчетного класса кл. –71 мкм 30%). С увеличением тонины помола возрастает извлечение при снижении качества концентрата.

При реагентном и схемном режимах, разработанных для извлечения теннантита (1-я и 2-я пробы), получение качественного медного концентрата оказалось наиболее проблематичным для 3-й пробы руды с большей долей легкофлотируемых породных минералов и

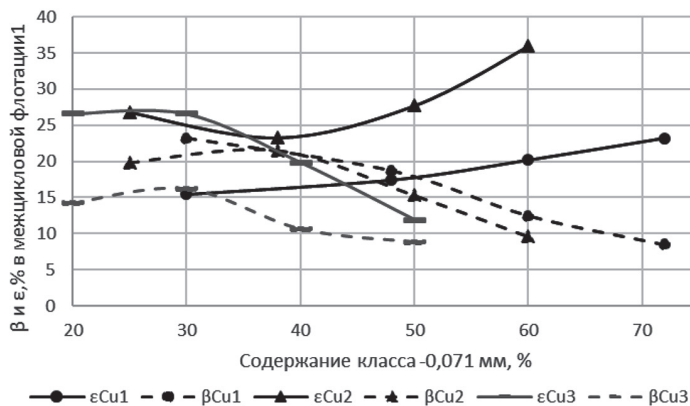


Рис. 5. Взаимосвязь извлечения и массовой доли меди в концентрате с расчетным содержанием контрольного класса при измельчении

Fig. 5. The relationship between a recovery and an assay of copper in the concentrate with the calculated milling grade of the control class

Таблица 6

Результаты флотации проб руды в замкнутом режиме
Results of flotation of ore samples in closed regime

Продукты	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Cu	Zn	As	Cu	Zn	As
Проба 1. Массовая доля: породные минералы 18,2%; αCu = 2,85%; αS = 33,9%; «медь в пирите» = 42,86%							
1 м/ц Си концентрат	2,1	19,85	5,70	0,89	14,5	18,8	7,4
2 м/ц Си концентрат	4,2	18,21	1,96	0,92	26,6	13,0	15,4
3 Си концентрат	6,3	17,87	4,00	1,50	39,4	39,9	37,9
Общий медный концентрат	12,6	18,31	3,60	1,21	80,4	71,7	60,8
Пр.продукты	11,3	1,50	4,03	0,57	5,9	10,4	25,5
Отвальные хвосты	76,1	0,52	0,15	0,05	13,7	17,9	13,7
Исходная руда	100,0	2,88	0,64	0,25	100,0	100,0	100,0
Проба 2. Массовая доля: породные минералы 38,7%, αCu = 1,75%, αS = 25,65%; «медь в пирите» = 17,69%							
1 м/ц Си концентрат	2,3	19,60	5,90	0,48	23,9	27,9	5,3
2 м/ц Си концентрат	2,0	18,10	4,10	0,65	19,6	17,2	6,4
3 Си концентрат	4,3	16,23	1,30	1,50	37,4	11,6	31,5
Общий медный концентрат	8,7	17,56	3,18	1,03	81,0	56,7	43,2
Пр.продукты	13,5	1,35	0,58	0,59	9,7	16,0	38,3
Отвальные хвосты	77,8	0,23	0,17	0,05	9,3	27,3	18,5
Исходная руда	100,0	1,88	0,49	0,21	100,0	100,0	100,0
Проба 3. Массовая доля: породные минералы 65,7%, αCu = 1,22%, αS = 14,95%; «медь в пирите» = 6,69%							
1 м/ц Си концентрат	2,7	16,12	4,53	0,78	30,7	23,3	6,3
2 м/ц Си концентрат	1,5	17,54	3,19	0,92	19,2	9,4	4,3
3 Си концентрат	3,1	15,10	2,95	2,51	33,3	17,5	23,6
Общий медный концентрат	7,3	15,99	3,58	1,54	83,2	50,2	34,2
Пр.продукты	19,9	0,63	0,73	0,57	8,9	27,9	34,2
Отвальные хвосты	72,8	0,15	0,16	0,14	7,9	21,9	31,6
Исходная руда	100,0	1,41	0,52	0,33	100,0	100,0	100,0

основной минеральной формой меди в виде халькопирита. В табл. 6 приведены результаты флотации в замкнутом режиме при трехстадиальной схеме измельчения до содержания 85% контрольного класса –71 мкм в отвальных хвостах.

Как видно из данных табл. 6, наиболее низкие показатели по качеству по-

лучены для 3-й пробы, для которой на основании изучения вещественного состава ожидалось лучшие технологические показатели. Для данной пробы более качественные медные концентраты (18–19%) получены в высокощелочной среде с бутиловым ксантогенатом в качестве собирателя.

Таким образом, руда, добытая с разных участков одного рудного тела, имеет разный вещественный состав, что отражается на технологических показателях флотации.

Выводы

1. Отличный вещественный состав проб медной сульфидной руды одного рудного тела колчеданного месторождения, поступающей на обогащение, связан с особенностями камерной технологии отработки запасов. Повышение доли породных минералов в руде за счет проведения очистных работ приконтактной зоны сопровождается снижением массовой доли сульфидной серы и меди. С одной стороны, в приконтактной зоне увеличивается доля свободных зерен халькопирита при снижении доли более трудноизвлекаемых флотацией теннантита и борнита при стандартном реагентном режиме бутиловым ксантогенатом в высокощелочной среде, отмечается минимальное присутствие флотоактивной формы пирита — мельниквита. С другой стороны, возрастание

доли породных минералов, как в пробе 3, ухудшает измельчаемость руды, легкофлотируемые минералы снижают качество медного концентрата за счет увеличения выхода концентрата.

2. Повышение доли меди в виде теннантита требует изменения режима флотации (снижение щелочности пульпы и использование селективного сульфидрильного собирателя; введение аэрации для активирования флотоактивности теннантита и подавления флотации мельниквита); присутствие «меди в пирите» требует увеличения стадий измельчения.

3. Для получения стабильных технологических показателей при обогащении руды одного рудного тела необходимы организация усреднения добываемой руды на складе либо оперативное управление для изменения реагентного режима (тип сульфидрильного собирателя, диапазон pH, остаточная концентрация CaO, аэрация) и схемного режима (количество стадий измельчения) для обеспечения проектных технологических показателей.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Marsden J. O. Technological innovation and sustainable competitive advantage in the copper industry — Real or imaginary? / IMPC 2018. 29th International Mineral Processing Congress. Moscow, 2019.

2. Волков А. В., Сидоров А. А. Минеральное богатство Тихоокеанского рудного пояса // Вестник РАН. — 2019. — Т. 89. — № 2. — С. 157–165. DOI: 10.31857/S0869-5873892157-165.

3. Баранов В. Ф. Обзор опыта эксплуатации зарубежных обогатительных фабрик, перерабатывающих сульфидные и смешанные медные руды // Обогащение руд. — 2020. — № 3. — С. 43–47. DOI: 10.17580/or.2020.03.08.

4. Лавриненко А. А. Состояние и тенденции развития флотационных машин для обогащения твердых полезных ископаемых в России // Цветные металлы. — 2016. — № 11. — С. 19–26. DOI: 10.17580/tsm.2016.11.02.

5. Xun Wang, Peng Gao, Jie Liu, Xiaotian Gu, Yuexin Han Adsorption performance and mechanism of eco-friendly and efficient depressant galactomannan in flotation separation of chalcopyrite and molybdenite // Journal of Molecular Liquids. 2021, vol. 326, article 115257, available at: <https://doi.org/10.1016/j.molliq.2020.115257> (accessed 02.01.2021).

6. Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Хачатрян Л. С., Баатархуу Ж. О выборе способов разделения сульфидного медно-молибденового концентрата с использованием высоко-

молекулярных органических депрессоров // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2007. — № 8. — С. 235 — 242.

7. Сорокин М. М. Флотация. Модификаторы. Физические основы. Практика. — М.: НИТУ «МИСиС», 2016. — С. 162 — 171.

8. Bingqiao Yang, Deru Wang, Tianshuai Wang, Hanquan Zhang, Feifei Jia, Shaoxian Song Effect of Cu^{2+} and Fe^{3+} on the depression of molybdenite in flotation // Minerals Engineering. 2019, no. 130, pp. 101 — 109, available at: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.10.012> (accessed 16.10.2018).

9. Hongjia Zhu, Yubiao Li, Clement Lartey, Wanqing Li, Gujie Qian Flotation kinetics of molybdenite in common sulfate salt solutions // Minerals Engineering. 2020, vol. 148, article 106182, available at: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106182> (accessed 11.01.2020).

10. Yang Chen, Xumeng Chen, Yongjun Peng The effect of sodium hydrosulfide on molybdenite flotation in seawater and diluted seawater // Minerals Engineering. 2020, vol. 158, article 106589, available at: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106589> (accessed 14.08.2020).

11. Pestiak I. V., Morozov V. V., Otchir E. Modelling and development of recycled water conditioning of copper-molybdenum ores processing // International Journal of Mining Science and Technology. 2019, no. 2, pp. 313 — 317.

12. Fornasiero D., Fullston D., Li C., Ralston J. Separation of enargite and tennantite from non-arsenic copper sulfide minerals by selective oxidation or dissolution // Mineral Processing. 2001, no. 61, pp. 109 — 119.

13. Fullston D., Fornasiero D., Ralston J. Zeta potential study of the oxidation of copper sulfide minerals // Colloids and Surfaces. Physicochemical and Engineering Aspects. 1999, no. 146, pp. 113 — 121.

14. Petrus H., Hirajima T., Sasaki K., Okamoto H. Separation mechanism of tennantite and chalcopyrite with flotation after oxidation using oxygen / 27th International Mineral Processing Congress. Chile. Santiago. 2014. pp. 150 — 156.

15. Sasaki K., Takatsugi K., Ishikura K., Hirajima T. Spectroscopic study on oxidative dissolution of chalcopyrite, enargite and tennantite at different pH values // Hydrometallurgy. 2010, vol. 100, no. 3 — 4, pp. 144 — 151.

16. Каюмов А. А. Повышение эффективности извлечения минералов группы блеклых руд из колчеданных медно-цинковых руд на основе селективных реагентных режимов флотации. Дисс. на соискание уч. степ. к.т.н. — М.: НИТУ «МИСиС», 2020. <https://misis.ru/science/dissertations/2019/3501/>

17. Недосекина Т. В., Глембоцкий А. В., Бехтле Г. А., Новгородова Э. Э. О механизме действия сочетания тионокарбаматов с ксантогенатом при флотации медно-молибденовых пиритсодержащих руд // Цветные металлы. — 1968. — № 10. — С. 99 — 102.

18. Рябой В. И., Шендорович В. А., Кретов В. П. Применение аэрофлотов при флотации руд // Обогащение руд. — 2005. — № 6. — С. 43 — 44.

19. Жаролла Н. Д., Ергешев А. Р., Игнаткина В. А. Оценка селективности действия сульфгидрильных собирателей на основе дитиофосфатов // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2020. — № 11. — С. 14 — 26. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-11-0-14-26.

20. Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Хачатрян Л. С., Херсонский М. И., Бондарев А. А., Комаровский В. Л. Патент на изобретение 2499633 РФ. МПК В03 D 103/00. Способ флотации колчеданных пирротино-пиритных руд цветных и благородных металлов. Патентообладатель НИТУ «МИСиС» (RU). ОАО «Святогор» (RU). № 2012128341 заявл. 06.07.2012, опубл. 27.11.2013. Бюл. № 33.

21. Ryaboy V. I., Kretov V. P., Ryaboy I. V. Application of collectors containing tioamide groups in the flotation of copper, copper-molybdenum, and gold ores / XXX International Mineral Processing Congress IMPC 2020. Proceedings. Cape Town, South Africa. SA IMM, 2021, pp. 1269 — 1280.

22. Барский Л. А., Митрофанов С. И., Самыгин В. Д. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. — М.: Недра, 1974. — 352 с.

23. Игнаткина В. А., Бочаров В. А., Макавецкас А. Р., Каюмов А. А., Аксенова Д. Д., Хачатрян Л. С., Фищенко Ю. Ю. Рациональная переработка упорных медьсодержащих руд // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2018. – № 3. – С. 6–18. DOI: 10.17073/0021-3438-2018-3-6-18. **МИАБ**

REFERENCES

1. Marsden J. O. Technological innovation and sustainable competitive advantage in the copper industry – Real or imaginary? *IMPC 2018. 29th International Mineral Processing Congress*. Moscow, 2019.
2. Volkov A. V., Sidorov A. A. Mineral wealth of the Pacific Ore Belt. *Vestnik Rossiyskoy akademii nauk*. 2019, vol. 89, no. 2, pp. 157–165. [In Russ]. DOI: 10.31857/S0869-5873892157-165.
3. Baranov V. F. Review of the operating experience of foreign processing plants processing sulfide and mixed copper ores. *Obogashchenie Rud*. 2020, no. 3, pp. 43–47. [In Russ]. DOI: 10.17580/or.2020.03.08.
4. Lavrinenko A. A. State and development trends of flotation machines for solid mineral processing in Russia. *Tsvetnye metally*. 2016, no. 11, pp. 19–26. [In Russ]. DOI: 10.17580/tsm.2016.11.02.
5. Xun Wang, Peng Gao, Jie Liu, Xiaotian Gu, Yuexin Han Adsorption performance and mechanism of eco-friendly and efficient depressant galactomannan in flotation separation of chalcopyrite and molybdenite. *Journal of Molecular Liquids*. 2021, vol. 326, article 115257, available at: <https://doi.org/10.1016/j.molliq.2020.115257> (accessed 02.01.2021).
6. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Khachatryan L. S., Baatarhuu Zh. On the choice of methods for the separation of copper-molybdenum sulfide concentrate using high-molecular organic depressors. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2007, no. 8, pp. 235–242.
7. Sorokin M. M. *Flotatsiya. Modifikatory. Fizicheskie osnovy. Praktika* [Flotation. Modifiers. Physical basis], Moscow, NITU «MISiS», 2016, pp. 162–171.
8. Bingqiao Yang, Deru Wang, Tianshuai Wang, Hanquan Zhang, Feifei Jia, Shaoxian Song Effect of Cu^{2+} and Fe^{3+} on the depression of molybdenite in flotation. *Minerals Engineering*. 2019, no. 130, pp. 101–109, available at: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.10.012> (accessed 16.10.2018).
9. Hongjia Zhu, Yubiao Li, Clement Lartey, Wanqing Li, Gujie Qian Flotation kinetics of molybdenite in common sulfate salt solutions. *Minerals Engineering*. 2020, vol. 148, article 106182, available at: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106182> (accessed 11.01.2020).
10. Yang Chen, Xumeng Chen, Yongjun Peng The effect of sodium hydrosulfide on molybdenite flotation in seawater and diluted seawater. *Minerals Engineering*. 2020, vol. 158, article 106589, available at: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2020.106589> (accessed 14.08.2020).
11. Pestriak I. V., Morozov V. V., Otchir E. Modelling and development of recycled water conditioning of copper-molybdenum ores processing. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2019, no. 2, pp. 313–317.
12. Fornasiero D., Fullston D., Li C., Ralston J. Separation of enargite and tennantite from non-arsenic copper sulfide minerals by selective oxidation or dissolution. *Mineral Processing*. 2001, no. 61, pp. 109–119.
13. Fullston D., Fornasiero D., Ralston J. Zeta potential study of the oxidation of copper sulfide minerals. *Colloids and Surfaces. Physicochemical and Engineering Aspects*. 1999, no. 146, pp. 113–121.
14. Petrus H., Hirajima T., Sasaki K., Okamoto H. Separation mechanism of tennantite and chalcopyrite with flotation after oxidation using oxygen. *27th International Mineral Processing Congress*. Chile. Santiago. 2014. pp. 150–156.
15. Sasaki K., Takatsugi K., Ishikura K., Hirajima T. Spectroscopic study on oxidative dissolution of chalcopyrite, enargite and tennantite at different pH values. *Hydrometallurgy*. 2010, vol. 100, no. 3–4, pp. 144–151.
16. Kayumov A. A. *Povyshenie effektivnosti izvlecheniya mineralov gruppy bleklykh rud iz kolchedannykh medno-tsinkovykh rud na osnove selektivnykh reagentnykh rezhimov flotatsii*

[Improving the efficiency of recovery of minerals of the group of fahl ores from pyrite copper-zinc ores on the basis of selective reagent flotation regims], Candidate's thesis, Moscow, NITU «MISiS», 2020. <https://misis.ru/science/dissertations/2019/3501/>

17. Nedosekina T. V., Glembotkiy A. V., Bekhtle G. A., Novgorodova E. E. On the mechanism of action of the combination of thionocarbamates with xanthogenate in the flotation of copper-molybdenum pyrite-containing ores. *Tsvetnye metally*. 1968, no. 10, pp. 99–102. [In Russ].

18. Ryaboy V. I., Shendorovich V. A., Kretov V. P. The use of aeroflot in ore flotation. *Obo-gashchenie Rud*. 2005, no. 6, pp. 43–44. [In Russ].

19. Zharolla N. D., Yergeshev A. R., Ignatkina V. A. Estimation of selectivity of sulphydryl collectors on a dithiophosphate basis. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. 11, pp. 14–26. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-11-0-14-26.

20. Bocharov V. A., Ignatkina V. A., Khachatryan L. S., Khersonskiy M. I., Bondarev A. A., Komarovskiy V. L. *Patent RU 2499633. MPK B03 D 103/00. 27.11.2013.* [In Russ].

21. Ryaboy V. I., Kretov V. P., Ryaboy I. V. Application of collectors containing tioamide groups in the flotation of copper, copper-molybdenum, and gold ores. *XXX International Mineral Processing Congress IMPC 2020. Proceedings*. Cape Town, South Africa. SAIMM, 2021, pp. 1269–1280.

22. Barskiy L. A., Mitrofanov S. I., Samygin V. D. *Issledovanie poleznykh iskopaemykh na obogatimost'* [Investigation of mineral resources for the enrichment capacity], Moscow, Nedra, 1974, 352 p.

23. Ignatkina V. A., Bocharov V. A., Makavetskas A. R., Kayumov A. A., Aksenova D. D., Khachatryan L. S., Fishchenko Yu. Yu. Rational processing of refractory copper-bearing ores. *Izvestiya Vuzov. Tsvetnaya Metallurgiya*. 2018, no. 3, pp. 6–18. DOI: 10.17073/0021-3438-2018-3-6-18. [In Russ].

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Игнаткина Владислава Анатольевна*¹ — д-р техн. наук, доцент, профессор, e-mail: woda@mail.ru,

*Макавецкас Альгис Римантасович*¹ — ведущий инженер, Центр ресурсосберегающих технологий переработки минерального сырья, e-mail: algis_m@mail.ru,

*Каюмов Абдуазиз Абдурашидович*¹ — канд. техн. наук, ведущий инженер, ООО «НВП Центр-ЭСТАгео», e-mail: maliaby_92@mail.ru,

*Аксенова Дарья Дмитриевна*¹ — аспирант, e-mail: jokime@rambler.ru,
¹ НИТУ «МИСиС».

Для контактов: Игнаткина В.А., e-mail: woda@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*V.A. Ignatkina*¹, Dr. Sci. (Eng.), Assistant Professor, Professor, e-mail: woda@mail.ru,

*A.R. Makavetskas*¹, Leading Engineer, e-mail: algis_m@mail.ru, Center for Resource-Saving Technologies for Processing Mineral Raw Materials,

*Kayumov A.A.*¹, Cand. Sci. (Eng.), Leading Engineer, LLC «Research and Development Enterprise Center-ESTAgeo», Moscow, Russia, e-mail: maliaby_92@mail.ru,

*D.D. Aksenova*¹, Graduate Student, e-mail: jokime@rambler.ru,

¹ National University of Science and Technology «MISiS», 119049, Moscow, Russia.

Corresponding author: V.A. Ignatkina, e-mail: woda@mail.ru.

Получена редакцией 02.05.2021; получена после рецензии 15.06.2021; принята к печати 10.08.2021.

Received by the editors 02.05.2021; received after the review 15.06.2021; accepted for printing 10.08.2021.