

Influence of partial oxidation of xanthate on flotability of gold minerals

B.Ye. Daulet*, D.K. Turysbekov,
L.V. Semushkina, S.M. Narbekova,
Zh.A. Kaldybayeva, A.M. Mukhamedilova

Institute of Metallurgy and Ore
Beneficiation, Satbayev University,
Almaty, Kazakhstan

*E-mail: b.d.e.metal@mail.ru

Losses of gold minerals with fine grades remain an urgent problem of modern flotation technology. Gold minerals associated with iron sulfides (pyrite, arsenopyrite) can be extracted using sulfhydryl collectors. As it is known, the maximum flotability of iron sulfides is observed in case of simultaneous presence on their surface of both xanthate and dixanthogen. The aim of the work is to study the effect of partial oxidation of amyl potassium xanthate (AKs) on the efficiency of flotation enrichment of gold-bearing sulfide ore. Partial oxidation of potassium amyl xanthate solution using turboflotation generator is proposed to obtain a collector including xanthate and dixanthogen in its composition. Testing of collectors AKs and AKs + AKs_{oxid.} on sulfide gold-bearing ore showed that partial oxidation of xanthate to dixanthogen improves technological indicators of flotation. Partial oxidation of xanthate allows to increase gold recovery from 83.8 to 89.3 % at reduction of gold content in flotation tailings from 0.48 to 0.32 g/t. Turboflotation generator allows to increase gold recovery from 89.2 to 91.7 % at reduction of gold content in flotation tailings from 0.31 to 0.24 g/t.

Keywords: oxidation; xanthate; dixanthogen; turboflotation generator; microflotation; gold minerals.

Алтын минералдарының флотациясына ксантогенаттың ішінара тотығыуының әсері

Б.Е. Дәулет*, Д.К. Тұрысбеков,
Л.В. Семушкина, С.М. Нарбекова,
Ж.А. Калдыбаева, А.М. Мұхамедилова

Металлургия және кен байыту
институты, Satbayev University,
Алматы, Қазақстан

*E-mail: b.d.e.metal@mail.ru

Алтын минералдарының жұқа кластарымен жоғалуы қазіргі флотация технологиясының өзекті мәселесі болып қала береді. Темір сульфидтерімен (пирит, арсенопиритпен) байланысты алтын минералдарын сульфидрил жинағыштарды қолдану арқылы бөліп алуға болады. Өздеріңіз білетіндей, темір сульфидтерінің максималды флотациясы олардың бетінде ксантогенат пен диксантогенид бір уақытта болған жағдайда байқалады. Жұмыстың мақсаты амил калий ксантогенатының (АКс) ішінара тотығыуының алтынқұрамды сульфидті кенді флотациялық байыту тиімділігіне әсерін зерттеу болып табылады. Құрамында ксантогенат пен диксантогенид бар жинағышты алу үшін, калий амил ксантогенаты ерітіндісінің ішінара тотығыуы үшін турбофлотациялық генераторды қолдану ұсынылады. Құрамында сульфидті алтын бар кенді, АКс және АКс + АКс_{тотығу} жинағыштардың қолдану арқылы сынауда, ксантогенаттың диксантогенидке ішінара тотығыуы флотацияның технологиялық көрсеткіштерін жақсартатынын көрсетті. Ксантогенаттың ішінара тотығыуы флотация қалдықтарындағы алтынның мөлшері 0,48-ден 0,32 г/т-ға дейін төмендеген кезде алтынның бөліп алу дәрежесін 83,8-ден 89,3% - ға дейін арттыруға мүмкіндік береді. Турбофлотациялық генератор флотация қалдықтарындағы алтынның мөлшері 0,31-ден 0,24 г/т-ға дейін төмендеген кезде алтынның бөліп алу дәрежесін 89,2-ден 91,7% - ға дейін арттыруға мүмкіндік береді.

Түйін сөздер: тотығыу; ксантогенат; диксантогенид; турбофлотациялық генератор; микрофлотация; алтын минералдары.

Влияние частичного окисления ксантогената на флотиремость минералов золота

Б.Е. Дәулет*, Д.К. Тұрысбеков,
Л.В. Семушкина, С.М. Нарбекова,
Ж.А. Калдыбаева, А.М. Мұхамедилова

Институт металлургии и обогащения,
Satbayev University, Алматы, Казахстан

*E-mail: b.d.e.metal@mail.ru

Потери минералов золота с тонкими классами остаются актуальной проблемой современной технологии флотации. Минералы золота, связанные с сульфидами железа (пиритом, арсенопиритом), можно извлечь с применением сульфидрильных собирателей. Как известно, максимальная флотиремость сульфидов железа наблюдается в случае одновременного нахождения на их поверхности как ксантогената, так и диксантогената. Целью работы является исследование влияния частичного окисления амилового ксантогената калия (АКс) на эффективность флотационного обогащения золотосодержащей сульфидной руды. Для получения собирателя, включающего в свой состав ксантогенат и диксантогенид, предложено частичное окисление раствора амилового ксантогената калия с использованием турбофлотационного генератора. Тестирование собирателей АКс и АКс + АКс_{окисл.} на сульфидной золотосодержащей руде показало, что частичное окисление ксантогената до диксантогената улучшает технологические показатели флотации. Частичное окисление ксантогената позволяет повысить извлечение золота от 83,8 до 89,3 % при снижении содержания золота в хвостах флотации с 0,48 до 0,32 г/т. Турбофлотационный генератор позволяет повысить извлечение золота с 89,2 до 91,7 % при снижении содержания золота в хвостах флотации с 0,31 до 0,24 г/т.

Ключевые слова: окисление; ксантогенат; диксантогенид; турбофлотационный генератор; микрофлотация; минералы золота.



Статья (Article)

Влияние частичного окисления ксантогената на флотирuemость минералов золота

Б.Е. Дәулет* , Д.К. Тұрысбеков , Л.В. Семушкина ,
С.М. Нарбекова , Ж.А. Калдыбаева , А.М. Мухамедилова 

Институт металлургии и обогащения, Satbayev University, ул. Сатпаева 22, 050013 Алматы, Казахстан

*E-mail: b.d.e.metal@mail.ru

1. Введение

Потери полезных минералов руды с тонкими классами остаются главной проблемой современной технологии флотации. Известные флотационные методы обладают определенными ограничениями, заключающимися в том, что с их помощью можно эффективно извлекать ценные минералы из исходного сырья, если размер частиц находится в довольно узком диапазоне. Известные методы пенной флотации не позволяют эффективно выделять в концентрат частицы менее 30 мкм. Это связано с действующими гравитационными и гидродинамическими силами [1,2].

В процессе измельчения исходного сырья с целью раскрытия минералов и отделения их друг от друга, образуется большое количество частиц существенно меньше 30 мкм. Значительная часть ценного компонента такой крупности теряется в хвостах обогащения. Одним из решений этой проблемы может быть применение в процессе флотации пузырьков воздуха, размер которых не превышает 50 мкм, которые в силу высокой флотационной активности будут играть роль флотоносителей, связывающих микрочастицы ценного минерала с большими пузырьками, генерируемыми самой флотомашинной, что позволит более полно извлекать тонкодисперсные шламовые ценные минералы [3].

В исследованиях [4-8] теоретически и экспериментально показано, что в этом случае микропузырьки играют роль флотационных носителей, которые собирают на своей поверхности мелкие частицы, а затем флотируются крупными пузырьками. В последние годы были опубликованы результаты исследований [9-12], которые

свидетельствуют о том, что использование, наряду с крупными пузырьками, микро- и нано-пузырьков позволяет существенно интенсифицировать флотацию крупных частиц, размер которых превышает 100 мкм. Известно, что флотирuemость частиц очень резко падает с увеличением их размеров и плотности, а также с ростом диаметра, а, следовательно, скорости всплывания пузырька.

Основным фактором, снижающим эффективность захвата крупных частиц крупным пузырьком, является высокая энергия их столкновения. В процессе столкновения частицы с быстро всплывающим крупным пузырьком между ними образуется достаточно толстая пленка жидкости, толщина которой не успевает за время столкновения уменьшиться до такого уровня, при котором произойдет ее прорыв, и частица сможет закрепиться на поверхности пузырька за счет поверхностных сил [13]. В результате, частица отбрасывается от поверхности пузырька капиллярными силами, действующими со стороны деформированной ударом частицы поверхности пузырька. Для закрепления на большом быстро всплывающем пузырьке большой частицы последней требуется совершить несколько последовательных прыжков для диссипации избыточной кинетической энергии столкновения [14].

Создание эффективных технологий флотационного обогащения упорных золотосодержащих руд, позволяющих повысить извлечение золота из сырья, является актуальной задачей [15-19]. Упорность золотосодержащих сульфидных руд связано с тонкой ассоциацией золота с сульфидами. Использование тонкого измельчения не позволяет полностью высвободить золото от сростков. При флотационном извлечении золота, связанного с

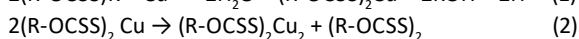
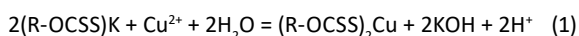
Received 26 Jun 2025; Received in revised form 24 Feb 2026; Accepted 26 Feb 2026; Available online 30 Mar 2026.

© 2026 The Authors

This is an open access article under the CC BY-NC-ND 4.0 license (<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/4.0/>).

сульфидами – пиритом, арсенипиритом, в качестве собирателя чаще всего используют сульфидрильные собиратели. Одновременное нахождение на поверхности сульфидов как ксантогената, так и диксантогенида способствует их максимальной флотиремости [20]. Для окисления ксантогената до диксантогенида используют каталитическое окисление раствора ксантогената в результате электрохимической обработки или химические способы окисления [21]. В работе [22] предлагают метод окисления ксантогената в диксантогенид ионами меди Cu (II), окисление происходит за счет перемены валентности меди.

По этому механизму [21] сначала образуется ксантогенат двухвалентной меди (1), который затем диспропорционирует на диксантогенид и ксантогенат одновалентной меди (2):



В результате реакции окисления ксантогената в водной среде образуется диксантогенид. Смесь ксантогената и диксантогенида представляет собой тонкодисперсную эмульсию, смешивающуюся в любых соотношениях с водой. Такая смесь легко дозируется во флотационную пульпу при флотационном обогащении [23].

Минералогический анализ золотосодержащих руд [24-25] показывает, что руды становятся тонкодисперсными, труднообогатимыми. Размерность частиц свободного золота находится в пределах 0,5-5,4 мкм, ультрадисперсное 0,1-1,0 мкм и тонкодисперсное 1,0-10 мкм, а также ультрадисперсные частицы золота, покрытые кварцем и оксидами железа. Такое золото практически полностью теряется при флотации традиционными реагентами. Одним из способов для извлечения тонкодисперсного золота является использование эмульсионных микропузырьков, получаемых с помощью генератора и обладающих высокой флотационной активностью.

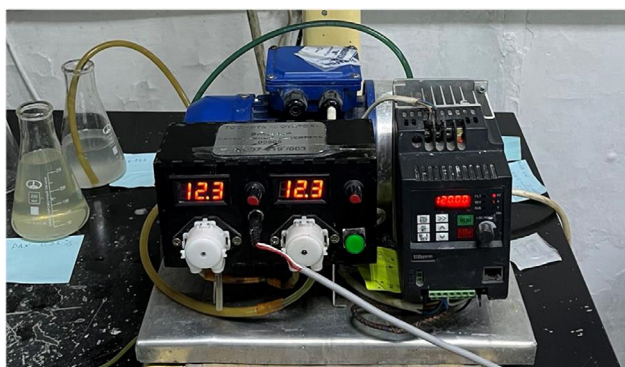


Рисунок 1 – Турбофлотационный генератор

Целью работы является повышение эффективности флотационного обогащения упорной золотосодержащей сульфидной руды путем замены амилевого ксантогената калия на частично окисленный, представляющий собой смесь ксантогената и диксантогенида. Для достижения цели амилевого ксантогената калия предварительно частично окисляют до диксантогенида, окисление проводят химическим методом с использованием сульфата меди и с помощью турбофлотационного генератора. В результате получают эмульсионные микропузырьки из смеси ксантогената и диксантогенида, способные улавливать тонкодисперсное золото.

2. Эксперимент

В качестве материалов исследования использовали: собиратель – амилевого ксантогената калия (АКс); окислитель – раствор сернокислой меди $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$. Регулятор среды – раствор соляной кислоты. В качестве экстрагента использовали гексан. Раствор $\text{AKc}_{\text{окисл}}$ готовится путем смешивания 50 мл 25 мг/дм^3 раствора АКс с 5 мл 25 мг/дм^3 раствора $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$. Диксантогенид максимально полно переходит в органический растворитель из водного раствора при $\text{pH} = 2,0$. Поэтому порцию $\text{AKc}_{\text{окисл}}$ (5 мл) подкисляли раствором соляной кислоты до $\text{pH} = 2,0$ и проводили экстракцию гексаном (5 мл). Для определения исходной и остаточной концентраций ксантогената от исходного раствора АКс и раствора $\text{AKc}_{\text{окисл}}$ были отобраны аликвоты по 5 мл. Количественный анализ веществ, содержащихся в растворе частично окисленного амилевого ксантогената калия ($\text{AKc}_{\text{окисл}}$) выполнен с использованием спектрофотометра Evolution 60S (Thermo Fisher Scientific, США). Для этого аликвоты по 5 см^3 разбавляли в 5 раз и измеряли оптическую плотность растворов на спектрофотометре при длине волны 240 нм. По полученным данным проводили расчет содержания диксантогенида по методике, представленной в работе [26].

Амилевого ксантогената калия в смеси с раствором сульфата меди (II) пропускали через турбофлотационный генератор (рисунок 1) в проточном режиме, формируя ксантогенатную композицию, содержащую ксантогенат-ион, диксантогенид и ксантогенат меди. Время обработки – 2 мин, частота вращения ротора – 3000 мин^{-1} , производительность насоса-дозатора – $6-7,2 \text{ л/мин}$. Ксантогенатная композиция подавалась непосредственно в лабораторную флотационную камеру, посредством ПВХ трубки диаметром 2 мм. Отметим, что авторы настоящего исследования обладают собственными практическими наработками: ими разработан и запатентован аппарат «турбофлотатор» [27].

Флотационные опыты проводились на пробе золотосодержащей руды со средним содержанием 2,4 г/т золота. При определении состава пробы золотосодержащей руды использованы следующие методы анализа: химический, рентгенофлуоресцентный, ИК-спектроскопия,

фазовый. Опыты по флотации проводились в лабораторной флотационной машине механического типа (ФМЛ) с объемом камеры 3 л на навесках исходной руды массой 1 кг. В качестве собирателя использовали амиловый ксантогенат калия, в качестве вспенивателя – пенообразователь С-7. Каждый исследованный режим выполнялся в трёх повторностях ($n = 3$); такие повторные испытания выполнялись для повышения достоверности полученных результатов и корректности сравнений.

3. Результаты и обсуждение

Проведено окисление амилового ксантогената калия раствором серноокислой меди без использования и с использованием турбофлотационного генератора. Соотношение АКс:CuSO₄ варьировали в пределах: 5:0,5; 5:1; 5:1,5; 5:2; 5:2,5. Результаты распределения продуктов взаимодействия амилового ксантогената калия и серноокислой меди в смеси при их различных соотношениях без использования и с использованием турбофлотационного генератора приведены в таблице 1. Расчет количества веществ, образующихся при взаимодействии растворов АКс и CuSO₄ одной массовой концентрации в объемном соотношении 5:0,5; 5:1; 5:1,5; 5:2; 5:2,5 на основе спектрофотометрических данных показал, что при увеличении доли серноокислой меди количество амилового ксантогената калия в растворе снизится с 78,3 до 0% с увеличением количества образованного диксантогенида с 9,2 до 40,4% и ксантогената меди с 13,1 до 59,6% (таблица 1).

При использовании генератора, при различном соотношении АКс и CuSO₄·5H₂O увеличение доли серноокислой меди приводит к снижению количества амилового ксантогената калия в растворе с 80,3 до 0%.

Количество образованного диксантогенида увеличивается с 10,6 до 42,7% и ксантогената меди с 14,8 до 61,1%. Подбор оптимального соотношения ксантогената и окислителя имеет важное значение. Из [28] известно, что избыточное количество диксантогенида негативно сказывается на прилипанию частиц минерала к пузырькам воздуха за счет образования более плотного гидратного слоя вокруг них. Избыточное количество окислителя – сульфата меди будет способствовать повышению расхода ксантогената, так как значительная его часть будет переходить в ксантогенат меди. Таким образом, оптимальным для частичного окисления амилового ксантогената калия медным купоросом является их соотношение 5:2.

По результатам выполненного анализа в растворе АКс_{окисл}, полученном при соотношении АКс и CuSO₄·5H₂O = 5:2; определено близкое к расчетному значению количество образованного диксантогенида – 30,6%. По результатам выполненного анализа в растворе АКс_{окисл}, полученном при соотношении АКс и CuSO₄ = 5:2, после обработки генератором количество образованного диксантогенида оказалось 31,8%. Т.е. использование генератора увеличивает выход диксантогенида на 1,2%.

Флотационные тестовые опыты проведены на пробе золотосодержащей сульфидной руды казахстанского (Васильковского) месторождения. Содержание золота по результатам пробирного анализа в исследуемой пробе составляет 2,4 г/т. Результаты рентгенофлуоресцентного анализа пробы приведены в таблице 2.

Как показывают результаты таблицы 2, проба в основном состоит из породообразующих компонентов. Рудная часть проб в большей степени представлена железосодержащими минералами. Содержание Fe₂O₃ составляет 3,29%. Содержание цветных металлов (медь, свинец, цинк) не превышает сотых долей процента.

Таблица 1 – Распределение продуктов взаимодействия амилового ксантогената калия и серноокислой меди в смеси при их различных соотношениях без использования и с использованием турбофлотационного генератора

Соотношение объемов растворов АКс : CuSO ₄	Распределение продуктов в смеси растворов, %		
	Ксантогенат	Диксантогенид	Ксантогенат меди
<i>Без использования турбофлотационного генератора</i>			
5:0,5	74,3	7,6	18,1
5:1	55,1	17,4	27,5
5:1,5	40,0	24,0	36,0
5:2	22,2	30,6	47,2
5:2,5	-	40,4	59,6
<i>С использованием турбофлотационного генератора</i>			
5:0,5	77,3	8,7	14,0
5:1	50,4	19,4	30,2
5:1,5	35,6	26,1	38,3
5:2	20,6	31,8	47,6
5:2,5	-	39,9	60,1

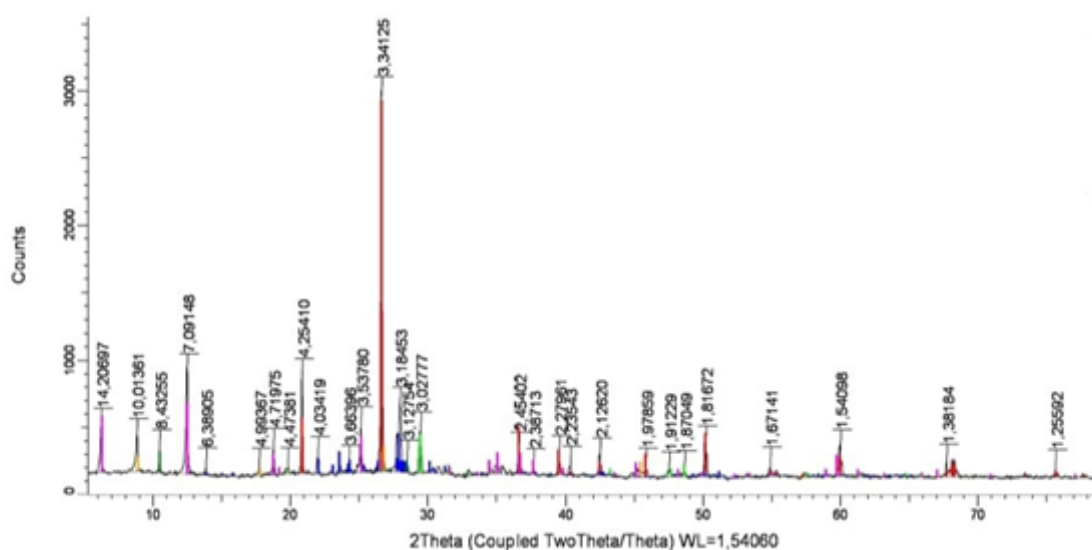


Рисунок 2 – Рентгенофазовый анализ руды

Таблица 2 – Рентгенофлуоресцентный анализ пробы руды

SiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	P ₂ O ₅	TiO ₂	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	Fe ₂ O ₃	S _{общ}	As
62,60	14,7	0,04	1,04	0,36	2,67	1,11	1,50	5,18	3,29	0,59	1,18

Содержание серы в рудах составило – 0,59%. Содержание мышьяка, составляет 1,18%.

На рисунке 2 отчетливо доминирует кварц, что указывает на преобладание породообразующей кремнезёмистой матрицы. Фиксируются также рефлексы полевых шпатов (калиевых и плагиоклазов) и слюд и хлорита. Сульфидные фазы представлены слабой рефлексионной составляющей, согласующейся с арсенопиритом и единично пиритом.

ИК-спектральный анализ пробы представлен на рисунке 3.

По результатам ИК-спектрального анализа (рисунок 1) в пробе руды содержится:

- кварц α-SiO₂ – 1086, 797, 778, 695, 519, 464, 397, 3734 см⁻¹;
- мусковит KAl₂[(OH,F)₂AlSi₃O₁₀] – 3619, 1035, 534, 434 см⁻¹;
- плагиоклаз типа альбита Na[AlSi₃O₈] – 1012, 647, 464, 428 см⁻¹;
- микроклин K[AlSi₃O₈] – 1086, 778, 729, 647, 585, 534, 464, 428 см⁻¹.

В пробе присутствуют карбонаты – 1419, 877 см⁻¹.

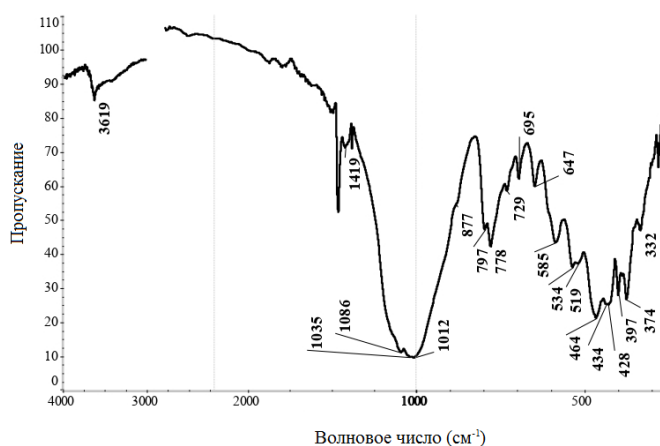


Рисунок 3 – ИК-спектральный анализ пробы

Руда на 95% состоит из породообразующих минералов, основными из которых являются микроклин, олигоклаз, биотит, кварц, гидрослюда, хлорит. Рудные минералы в основном представлены арсенопиритом (2,8-3,2%). В единичных зернах в виде тонких редких вкраплений встречаются пирит, халькопирит, окислы и гидроокислы железа. Суммарная доля минералов железа составляет 4% от общей массы руды.

Арсенопирит образует вкрапления единичных зерен в породообразующих минералах размером от 0,01 мм до 0,5 мм. Иногда вкрапленники арсенопирита обособляются в полоски, образуя прерывистые тонкие прожилки толщиной до 0,5 мм и длиной 5-10 мм.

Встречается мелкая вкрапленность халькопирита (0,01-0,02 мм и менее), единичные мелкие выделения пирита. Иногда вокруг отдельных индивидов арсенопирита образуются ореолы из тончайших, точечных 0,001 мм включений сульфидов. Присутствуют мельчайшие точечные выделения свободного золота. По трещинам в биотите развиваются гётит, гематит, лимонит. Процессы окисления в рудах проявлены слабо.

В результате рационального анализа установлено, что доля свободного золота при измельчении руды до 60% – 0,071 мм составляет 8,48%. При снижении крупности руды до 95% – 0,071 мм доли свободного золота возрастают на 11,65%. Суммарное извлечение свободного гравитируемого золота находится на уровне 20%. Количество золота в сульфидах составляет 20,28 %.

Крупность измельчения руды перед межцикловой флотацией составляет 68% класса менее 0,074 мм. После межцикловой флотации проводится классификация и 2 стадия измельчения до крупности 88% класса менее 0,074 мм. Общий расход собирателя составил 98 г/т,

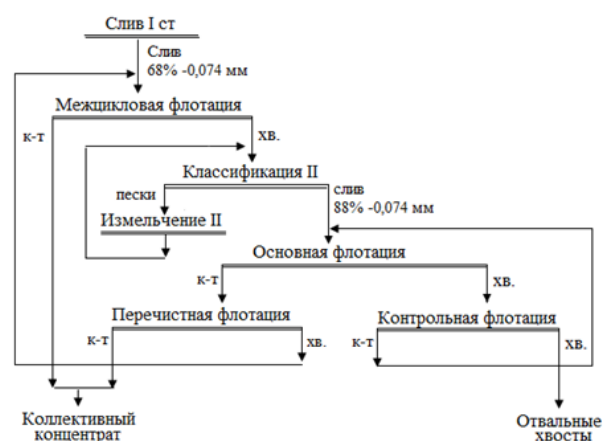


Рисунок 4 – Технологическая схема флотации руды

вспенивателя С-7 – 30 г/т. Схема флотационных опытов представлена на рисунке 4. Для оценки действия диксантогената, образованного при окислении амилового ксантогената сульфатом меди в соотношении 5:2, на пробе золотосодержащей руды с содержанием золота 2,4 г/т выполнены флотационные эксперименты с использованием в качестве собирателя АКс и смеси АКс+ АКс_{окисл.}. Результаты флотации с использованием в качестве собирателя амилового ксантогената калия и смеси ксантогената и диксантогената без и с использованием турбофлотационного генератора приведены в таблице 3.

Сравнение результатов опытов показывает, что частичное окисление АКс позволяет повысить извлечение золота от 83,8 до 89,3 % при снижении содержания золота в хвостах флотации с 0,48 до 0,32 г/т (таблица 3).

Таблица 3 – Результаты флотации золотосодержащей сульфидной руды с использованием в качестве собирателя смеси АКс: $\text{CuSO}_4 = 5:2$ в сравнении с АКс без и с использованием турбофлотационного генератора

Наименование продуктов флотации	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %	АКс окисленный		
				Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
<i>Без использования турбофлотационного генератора</i>						
Концентрат 1	7,2	23,1	69,3	7,4	24,2	73,1
Концентрат 2	11,2	3,1	14,5	11,7	3,4	16,2
Объединенный концентрат	18,4	10,93	83,8	19,2	11,4	89,3
Хвосты	81,6	0,48	16,2	80,8	0,32	10,7
Исходная руда	100,0	2,4	100,0	100,0	2,45	100,0
<i>С использованием турбофлотационного генератора</i>						
Концентрат 1	7,3	25,1	75,4	7,1	27,2	77,9
Концентрат 2	7,8	4,31	13,8	8,7	3,94	13,8
Объединенный концентрат	15,1	14,35	89,2	15,8	14,4	91,7
Хвосты	84,9	0,31	10,8	84,2	0,24	8,3
Исходная руда	100,0	2,43	100,0	100,0	2,48	100,0

В случае обработки генератором оптимального объемного соотношения АКс:CuSO₄ = 5:2 количество образованного диксантогената оказалось выше на 1,2 % (31,8 % - 30,6 %) по сравнению без обработки аппаратом. При этом сравнение результатов опытов показывает, что частичное окисление АКс до 31,8 % позволяет повысить извлечение золота от 89,2 до 91,7 % при снижении содержания золота в хвостах флотации с 0,31 до 0,24 г/т (таблица 3). Следует отметить, что подача собирателя в виде водовоздушной микроэмульсии также повышает флотиремость минералов золота (извлечение повышается с 83,8 % до 89,2 %).

Как показано в исследованиях [29,30], присутствие диксантогената на поверхности минерала приводит к более высокому извлечению, тем самым иллюстрируя более высокий уровень влияния диксантогената на извлечение сульфидных минералов. В то же время установлено [31], что поверхность пирита в отсутствие диксантогената остается гидрофильной, тогда как его добавление увеличивает угол смачивания, формируя гидрофобный характер поверхности.

Поскольку на поверхности минерала возможны множественные формы видов ксантогената (диксантогенит или ксантогенат металла), хотя и с разной степенью гидрофобности, результаты показывают, что замещение металла в минералах может значительно изменить флотиремость минералов для одного и того же типа минерала.

В работе [32] было обнаружено, что окисление ксантогената с образованием диксантогената с большей вероятностью происходит в присутствии CO₂, и эта реакция заменила поверхностное окисление пирита в качестве доминирующего анодного процесса. В работе [33] экспериментальные результаты показали, что присутствие кавитационных нанопузырьков в пульпе флотации пирита повысило флотиремость и кинетику флотации пирита и улучшило адсорбционную способность амилксантогената натрия (SAX) и диксантогената на поверхности пирита в результате более сильных гидрофобных взаимодействий.

Таким образом, результаты проведенных экспериментальных работ по флотации, выполненных на пробе золотосодержащей руды с использованием собирателя на основе диксантогената, показали, что присутствие данного компонента в составе собирателя способствует повышению извлечения золота.

4. Заключение

В работе показано, что частичное окисление амилкового ксантогената калия (АКс) с использованием сульфата меди (II) (CuSO₄·5H₂O) формирует в составе собирателя контролируемую долю диксантогената; оптимальным объемным соотношением реагентов является АКс : CuSO₄·5H₂O = 5 : 2. Без применения генератора водовоздушной микродисперсии (турбофлотационного генератора) доля образовавшегося диксантогената

составляет 30,6%, тогда как обработка в генераторе повышает её до 31,8%. На золотосодержащей руде со средним содержанием 2,4 г/т Au замена индивидуального АКс на композицию АКс + АКсокс. повышает извлечение золота с 83,8 до 89,3% при снижении содержания Au в хвостах с 0,48 до 0,32 г/т; дополнительное использование генератора микродисперсии увеличивает извлечение с 89,2 до 91,7%, одновременно снижая содержание Au в хвостах с 0,31 до 0,24 г/т. Наблюдаемый эффект обусловлен совместным присутствием ксантогенат-иона и диксантогената в составе собирателя, а также генерацией эмульсионных микропузырьков (≤50 мкм), что сокращает индукционное время и повышает вероятность столкновения и удержания тонкодисперсных частиц (<30 мкм).

Благодарности

Исследование выполнено в рамках программы целевого финансирования (ИРН BR24992757) Комитета науки Министерства науки и высшего образования Республики Казахстан. Авторы выражают глубокую признательность за выделенное целевое финансирование.

Описание вклада авторов CRediT

Дәулет Б.Е. – курирование данных, методология исследования, визуализация; Турысбеков Д.К. – обработка данных, методология исследования, визуализация; Семушкина Л.В. – обработка данных, методология исследования, визуализация; Нарбекова С.М. – обработка данных, методология исследования, написание оригинального черновика; Мухамедилова А.М. – методология исследования, визуализация; Калдыбаева Ж.А. – методология исследования, визуализация.

Литература

- Miettinen T, Ralston J, Fornasiero D (2010) Mineral Eng 23(5):420–437. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2009.12.006>
- Wang G, Evans GM, Jameson GJ (2016) Sep Purif Technol 170:155–172. <https://doi.org/10.1016/j.seppur.2016.06.041>
- Rulyov N, Tussupbayev N, Turusbekov D, Semushkina L, Kaldybayeva Zh, (2018) Mineral Processing and Extractive Metallurgy Trans. Inst. Min. Metall C 127(3):160–168. <https://doi.org/10.1080/03719553.2017.1351067>
- Mambetaliyeva AR, Mamyrbayeva KK, Turysbekov DK, Dauletbaev TS, Barmenshinova MB (2022) Naukovyi Visnyk NNU 3:51-56. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2022-3/051>
- Semushkina LV, Tussupbayev NK, Turysbekov DK, Narbekova SM, Mukhanova AA (2022) Metalurgija 61(1):277-280. <https://hrcak.srce.hr/262457>
- Tussupbayev NK, Rulyov NN, Kravtchenko OV (2016) Mineral Processing and Extractive Metallurgy, Trans. Inst. Min. Metall 125:5-9. <https://doi.org/10.1179/1743285515Y.0000000014>

- 7 Yesengaziyev AM, Barmenshinova MB, Bilyalova SM, Mukhanova AA, Mukhamedilova AM (2020) Complex Use of Mineral Resources 3:65-75. <https://doi.org/10.31643/2020/6445.28>
- 8 Toktar G, Magomedov DR, Koizhanova AK, Abdyldaev NN, Bakraeva AN (2023) Complex Use of Mineral Resources 325(2):62-71. <https://doi.org/10.31643/2023/6445.19>
- 9 Fan M, Tao D, Honaker R, Luo Z (2010) Mining Science and Technology 20:641-671. [https://doi.org/10.1016/S1674-5264\(09\)60259-3](https://doi.org/10.1016/S1674-5264(09)60259-3)
- 10 Fan M, Tao D, Honaker R and Luo Z (2010) Mining Science and Technology 20(2):159-177. [https://doi.org/10.1016/S1674-5264\(09\)60179-4](https://doi.org/10.1016/S1674-5264(09)60179-4)
- 11 Calgaroto S, Azevedo A, Rubio J (2015) Int J Miner Process 137:64-70. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2015.02.010>
- 12 Ahmadi R, Khodadadi DA, Abdollahy M, Fan M (2014) International Journal of Mining Science and Technology 24:559–566. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2014.05.021>
- 13 Ralston J, Fornasiero D, Hayes R (1999) Int J Miner Process 56:133–164. [https://doi.org/10.1016/S0301-7516\(98\)00046-5](https://doi.org/10.1016/S0301-7516(98)00046-5)
- 14 Ralston J, Dukhin SS, Mishchuk NA (2002) Adv Colloid Interfac 95:145–236. [https://doi.org/10.1016/S0001-8686\(00\)00083-X](https://doi.org/10.1016/S0001-8686(00)00083-X)
- 15 Özçelik S, Ekmekçi Z (2024) Mineral-Basel 14(9):914. <https://doi.org/10.3390/min14090914>
- 16 Geng Q, Han G, Wen S (2024) Mineral-Basel 14(10):1026. <https://doi.org/10.3390/min14101026>
- 17 Kenzhaliyev BK, Koizhanova AK, Atanova OV, Magomedov DR, Nurdin H (2024) Complex Use of Mineral Resources 329(2):63-72. <https://doi.org/10.31643/2024/6445.17>
- 18 Sun X, Yu J, Jin J, Sun H, Li Y, Han Y (2023) Separations 10(12):584. <https://doi.org/10.3390/separations10120584>
- 19 Liu W, Miller JD, Sun W, Hu Y (2022) Mineral-Basel 12(10):1310. <https://doi.org/10.3390/min12101310>
- 20 Chanturiya VA, Vigdergauz VE (2008) Electrochemistry of sulphides. Theory and practice of flotation [Elektrokhimiya sul'fidov. Teoriya i praktika flotacii]. Ruda i Metally Publ., Moscow, Russia. 272 pp. (In Russian)
- 21 Khan GA, Gabrielova LI, Vlasova NS (1986) Flotation reagents and their application [Flotacionnye reagenty i ih primeneniye]. Nedra, Moscow, USSR. 271 pp. (In Russian)
- 22 Leonov SB, Komogortsev BV (1969) Aqueous solutions of butyl potassium xanthogenate, dixanthogen and their interaction with sulfide minerals [Vodnye rastvory butilovogo ksantogenata kaliya, diksantogena i ih vzaimodejstvie s sul'fidnymi mineralami]. Vost.-Sib., Irkutsk, Russia. 176 pp. (In Russian)
- 23 Chen TT (2002) JOM 54:20–22. <https://doi.org/10.1007/BF02709181>
- 24 Toktar G, Kaumetova DS, Koizhanova AK, Magomedov DR, Atanova OV, Abdyldaev NN (2022) Otechestvennaya Geologiya 6:86-94. <https://doi.org/10.47765/0869-7175-2022-10037>
- 25 Barmenshinova MB, Motovilov IY, Telkov ShA, Omar RS (2024) Complex Use of Mineral Resources 331(4):5-11. <https://doi.org/10.31643/2024/6445.34>
- 26 Bogudlova AI, Voyloshnikov GI, Matveeva TN (2017) Bulletin of Irkutsk State Technical University [Vestnik Irkutskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta] 21:12:195–202. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2017-12-195-202>. (In Russian)
- 27 Tusupbaev NK, Zhantasov NN, Omarov AT, Semushkin AV, Kasymbergebaev BT (2019) Method for multicomponent microflotation of finely disseminated ores of non-ferrous and precious metals and a device for its implementation. Patent RK No.4039 dated 07.06.2019, Bulletin No. 23. (In Russian)
- 28 Chanturiya VA, Lebedev VD, Lunin VD (1978) Study of the mechanism of xanthate and its derivatives adsorption on sulfides under electrochemical processing of flotation pulps. Combined mineral concentration methods [Izucheniye mekhanizma adsorbicii ksantata i ego proizvodnyh na sul'fidah pri elektrohimicheskoy obrabotke flotacionnyh pul'p. Kombinirovannyye metody obogashcheniya mineralov]. Nauka Publ., Moscow, USSR. P.3-13. (In Russian)
- 29 Lotter NO, Bradshaw DJ (2010) Miner Eng 23 (11–13):945–951. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2010.03.011>
- 30 Chen Y, Chen J, Lan L, Yang M (2012) Miner Eng 27:65-71. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.01.001>
- 31 Gardner JR, Woods R (1977) Aust J Chem 30(5):981-991. <https://doi.org/10.1071/CH9770981>
- 32 Wu M, Liu R, Zhou Y, Hu Y, Sun W (2024) Sep Purif Technol 348:127815. <https://doi.org/10.1016/j.seppur.2024.127815>
- 33 Wu Z, Tao D, Tao Y, Ma G (2023) Miner Eng 201:108222. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108222>

Информация об авторах:

Б.Е. Дәулет – докторант, ведущий инженер лаборатории флотореагентов и обогащения, АО «Институт металлургии и обогащения», Satbayev University, Алматы, Казахстан; e-mail: zheneta@mail.ru;

Д.К. Турысбеков – к.т.н., ассоциированный профессор, ВНС лаборатории флотореагентов и обогащения, АО «Институт металлургии и обогащения», Satbayev University, Алматы, Казахстан; e-mail: miral.64@mail.ru;

Л.В. Семушкина – к.т.н., ВНС лаборатории флотореагентов и обогащения, АО «Институт металлургии и обогащения», Satbayev University, Алматы, Казахстан; e-mail: beibit.kenzheev@gmail.com;

С.М. Нарбекова – докторант, НС лаборатории флотореагентов и обогащения, АО «Институт металлургии и обогащения», Satbayev University, Алматы, Казахстан; e-mail: bolatbek.farabi012@gmail.com

Ж.А. Калдыбаева – МНС лаборатории флотореагентов и обогащения, АО «Институт металлургии и обогащения», Satbayev University, Алматы, Казахстан; e-mail: kanat.chem@gmail.com;

А.М. Мухамедилова – МНС лаборатории флотореагентов и обогащения, АО «Институт металлургии и обогащения», Satbayev University, Алматы, Казахстан; e-mail: kainaubek.toshtay@kaznu.kz.