

## ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ / MINERAL PROCESSING OF NONFERROUS METALS

УДК 622.765

<https://doi.org/10.17073/0021-3438-2023-1-5-15>

Научная статья

Research article



## Получение медного концентрата при обогащении железных руд

А.А. Лавриненко<sup>1</sup>, О.Г. Лусинян<sup>1</sup>, И.Н. Кузнецова<sup>1</sup>, В.Г. Оленников<sup>2</sup><sup>1</sup> Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН

111020, Россия, г. Москва, Крюковский тупик, 4

<sup>2</sup> ООО НПФ «Машгео»

300026, Россия, г. Тула, ул. Скуратовская, 105

✉ Анатолий Афанасьевич Лавриненко (lavrin\_a@mail.ru)

**Аннотация:** Приведены данные по комплексной переработке железной руды одного из месторождений Республики Казахстан, которая предусматривает несколько операций мокрой магнитной сепарации с доизмельчением полученных черновых продуктов и последующую их перемешку с получением кондиционного железного концентрата, содержащего 65–66 % железа при извлечении 79–80 % Fe и 2,2–2,5 % Si. Установлено, что при магнитном обогащении исследуемой руды медные минералы концентрируются в хвостах магнитной сепарации и содержание меди в них повышается с 0,093 до 0,2 %. Разработана схема и реагентный режим получения кондиционного медного концентрата из хвостов магнитного обогащения. Для получения медного концентрата хвосты магнитной сепарации подвергаются доизмельчению в известковой среде до крупности 75 % класса –0,071 мм. После двух операций основной медной флотации с применением жидкого стекла, бутилового ксантогената и вспенивателя МИБК получают отвальные хвосты. Пенный продукт первой основной флотации дважды перечищается. В результате получается медный концентрат с содержанием, %: 15,2 Cu, 26,5 Fe, 17,5 S, 3,47 Si, 1,4 Al и 8,5 Zn, который соответствует марке КМ-7 (ГОСТ Р 52998–2008). Отвальные хвосты содержат, %: 0,08 Cu, 20,1 Fe, 0,25 S, 16,2 Si, 6,4 Al и 0,045 Zn. Рассмотрено влияние на процесс медной флотации ксантогенатов с различной длиной и строением углеводородного радикала, а также Хостафлотов и амилового аэрофлота. Подтверждена высокая эффективность бутилового ксантогената при флотации медных минералов.

**Ключевые слова:** мокрая магнитная сепарация, железная руда, бутиловый ксантогенат, аэрофлот, Хостафлоты, медный концентрат

**Для цитирования:** Лавриненко А.А., Лусинян О.Г., Кузнецова И.Н., Оленников В.Г. Получение медного концентрата при обогащении железных руд. *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2023; 29 (1): 5–15. <https://doi.org/10.17073/0021-3438-2023-1-5-15>

## Obtaining copper concentrate during iron ore processing

A.A. Lavrinenko<sup>1</sup>, O.G. Lucinian<sup>1</sup>, I.N. Kuznetsova<sup>1</sup>, V.G. Olennikov<sup>2</sup><sup>1</sup> Institute of Complex Development of Mineral Resources n.a. Acad. N.V. Melnikov of the Russian Academy of Sciences

4 Kryukovsky impasse, Moscow, 111020, Russia

<sup>2</sup> LLC NPF “Mashgeo”

105 Skuratov str., Tula, 300026, Russia

✉ Anatolii A. Lavrinenko (lavrin\_a@mail.ru)

**Abstract:** The data on the complex processing of iron ore from one of the deposits of the Republic of Kazakhstan, which involves several operations of wet magnetic separation with re-grinding of raw products and their subsequent refining to produce a conditioned iron concentrate

with 65–66 % iron containing 79–80 % Fe and 2.2–2.5 % Si, are presented. It was found that during the magnetic enrichment of the ore under study, the copper minerals concentrate in the magnetic separation tailings and the copper content in them increases from 0.093 to 0.2 %. A scheme and reagent system have been developed for the recovery of conditioned copper concentrate from magnetically enriched tailings. To obtain copper concentrate, magnetic separation tailings are subjected to regrinding in a lime medium to a fineness of 75  $\mu$ m of the –0.071 mm grade. After two operations of the main copper flotation with the use of water glass, butyl xanthate and frother MIBK, waste tailings are obtained. The froth product of the first basal flotation is cleaned twice. The result is a copper concentrate containing 15.2 % copper, 26.5 % iron, 17.5 % sulfur, 3.47 % silicon, 1.4 % aluminum and 8.5 % zinc, which corresponds to the KM-7 grade according to GOST R 52998-2008. Waste tailings contain: copper 0.08 %, iron 20.1 %, sulfur 0.25 %, silicon 16.2 %, aluminum 6.4 % and zinc 0.045 %. The influence of xanthates with different length and structure of hydrocarbon radical as well as hostaflots and amyl aeroflots on the process of copper flotation is studied. The high efficiency of butyl xanthate in the flotation of copper minerals has been confirmed.

**Keywords:** wet magnetic separation, iron ore, butyl xanthate, aeroflot, Hostaflots, copper concentrate

**For citation:** Lavrinenko A.A., Lucinian O.G., Kuznetsova I.N., Olennikov V.G. Obtaining copper concentrate during iron ore processing. *Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy*. 2023; 29 (1): 5–15. (In Russ.). <https://doi.org/10.17073/0021-3438-2023-1-5-15>

## Введение

Возрастающая потребность промышленности в цветных металлах все острее выдвигает задачу вовлечения в комплексную переработку бедных руд и хвостов обогащения минерального сырья. Практика обогащения железных руд показывает, что в хвостах железорудных обогатительных фабрик достаточно часто содержится значительное количество минералов цветных металлов. Содержание этих компонентов обычно ниже, чем в одноименных рудах, и целесообразность их извлечения не всегда очевидна.

Переработка сырья с забалансовым содержанием ценных компонентов обычно происходит по комбинированным схемам, включающим обогатительные и металлургические методы [1–3]. Большую роль играет подготовка минерального сырья к обогащению [4–6], и часто требуется более тонкое измельчение по сравнению с исходным рудным сырьем для вскрытия сростков [7].

Разработка рациональных схем обогащения и выбор эффективного реагентного режима при флотации подготовленного (ранее измельченного) сырья (хвостов обогащения) позволяет вовлекать в переработку продукты с забалансовым содержанием ценных компонентов [8–12].

Цель настоящей работы заключалась в разработке технологии получения из железных руд не только железорудного концентрата, но и медного — из текущих хвостов магнитного обогащения.

## Объекты и методы исследования

Исследования проводились на пробе руды с содержанием 44,6 % железа и 0,093 % меди. Состав основных элементов руды приведен ниже, %:

Ag .....	1,36 г/т	K .....	0,25
Al .....	1,96	Na .....	0,31
Ca .....	1,51	Zn .....	0,087
Cu .....	0,093	S .....	3,46
Fe .....	44,60	Si .....	7,2

Видно, что из драгоценных металлов в пробе присутствует серебро — около 1,4 г/т.

С применением рентгенофазового анализа на рентгеновском дифрактометре X'Pert PRO MPD (PANalytical, Нидерланды) установлен следующий минеральный состав пробы руды, мас. %:

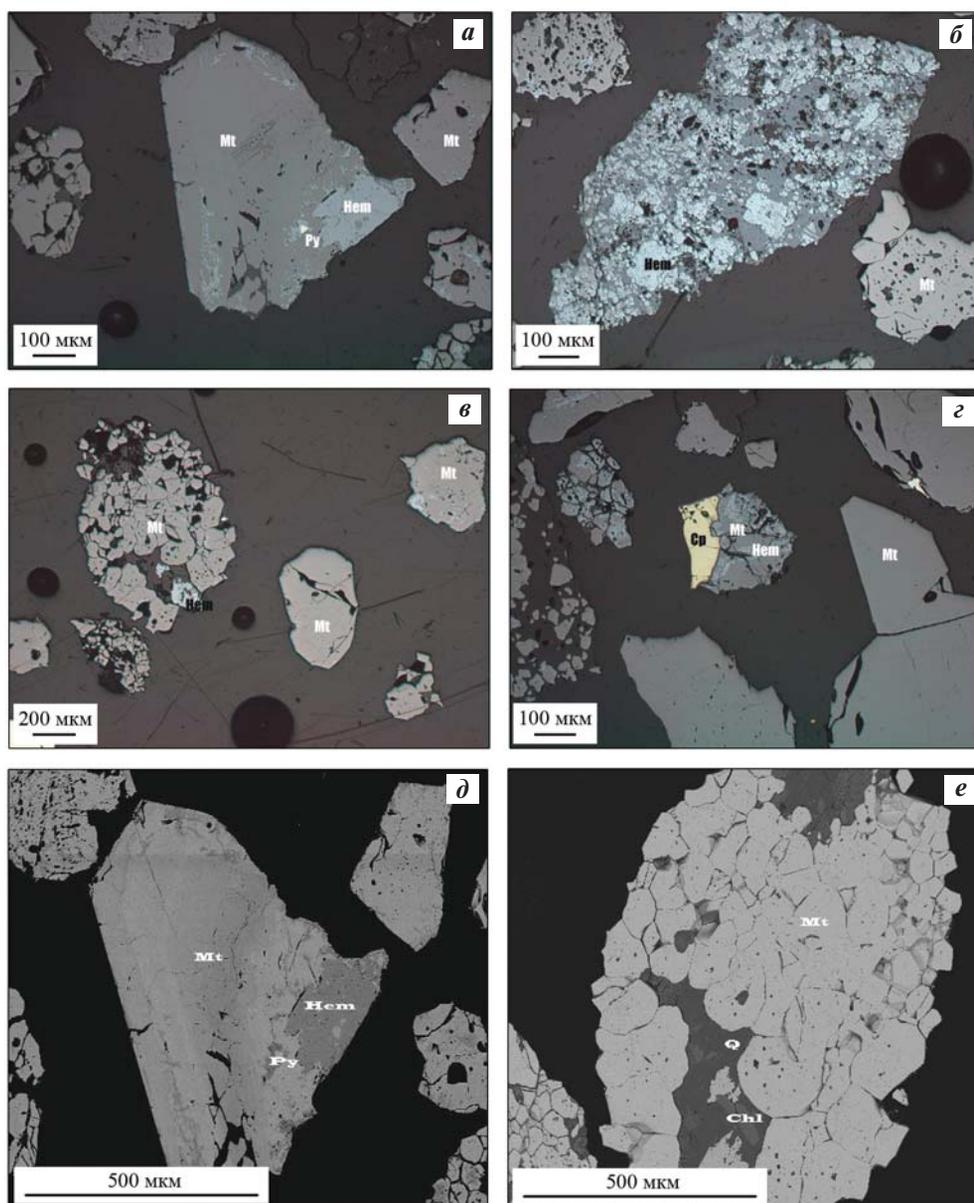
Магнетит .....	56,19
Гематит .....	3,3
Халькопирит .....	0,62
Пирит .....	6,19
Хлорит .....	0,95
Слюда .....	0,14
Полевой шпат .....	4,9
Асбест .....	0,71
Сфалерит .....	1,9
Амфибол .....	8,06
Пироксен .....	4,74
Кварц .....	6,42
Карбонат .....	1,1
Эпидот .....	2,77
Прочие: гипс, тальк, апатит, полиминеральные агрегаты .....	2,01
Сумма .....	100

Оптико-минералогический анализ показал, что главным рудным минералом является магне-

тит, который отмечается как в виде свободных зерен, так и в виде сростков с порообразующими минералами (рис. 1). Второстепенные минералы — гематит, пирит, полевой шпат, кварц, пироксен, амфибол и эпидот. Также в руде присутствуют

сфалерит, карбонат, хлорит и асбест. Остальные минералы представлены в знаковом количестве.

Изучение вещественного состава пробы показало, что основная переработка руды связана с технологией извлечения железосодержащих мине-



**Рис. 1.** Результаты оптико-минералогического анализа

*a* – фрагменты зерен магнетита, некоторые зерна подвержены гематитизации, отраженный свет, николи параллельны; *б* – фрагменты зерен магнетита, в различной степени подверженные гематитизации, и гематита, отраженный свет, николи параллельны; *в* – фрагменты зерен магнетита и гематита, отраженный свет, николи параллельны; *г* – сросток магнетита и халькопирита, отраженный свет, николи параллельны; *д* – сросток магнетита с гематитом и пиритом, изображение в обратно-рассеянных электронах; *е* – сросток магнетита с кварцем и клинохлором, изображение в обратно-рассеянных электронах

**Fig. 1.** Optical and mineralogical analysis results.

*a* – magnetite grains fragments, some grains are subject to hematization, reflected light, nicoli are parallel; *б* – magnetite, hematized to various degrees, and hematite grains fragments, reflected light, nicoli are parallel; *в* – magnetite and hematite grains fragments, reflected light, nicoli are parallel; *г* – magnetite and chalcopyrite aggregation, reflected light, nicoli are parallel; *д* – magnetite with hematite and pyrite aggregation, back-scattered electrons image; *е* – magnetite with quartz and clinoclhorite aggregation, back-scattered electrons image

ралов. Далее из хвостов магнитного обогащения целесообразно извлечь медь, что потребует решения определенных схемных задач.

При лабораторных технологических исследованиях дробление руды производилось в щековой дробилке ШКД 150×200, далее использовали дробилку КИД-100. Измельчение руды осуществлялось в рольганговой шаровой мельнице объемом 1 л. Для проведения сухой магнитной сепарации при разной напряженности магнитного поля использовался магнитный сепаратор ПБСЦ-22 с двумя барабанами переменной скорости вращения и постоянной магнитной индукцией, равной 0,15 и 0,25 Тл.

Для моделирования непрерывного процесса мокрой магнитной сепарации применялась установка, состоящая из мокрого магнитного сепаратора ММС-0,1 ПМ и насоса. Магнитная индукция барабана сепаратора составляет 0,15 Тл. Скорость вращения магнитной системы и производительность насоса регулируются. Флотационные исследования проводились в лабораторной флотационной машине ФМ2М с объемом камеры 150–500 см<sup>3</sup>. Использовали различные ксантогенаты (бутиловый, изобутиловый, амиловый, изоамиловый), Хостафлоты, амиловый аэрофлот, известь, жидкое стекло, МИБК. Хостафлоты содержали такие основные компоненты, как LIV E — натриевая соль диизобутилдитиофосфорной кислоты; Hostafлот 3403 — O,O-диизобутил дитиофосфат натрия; Hostafлот X-23 — O-этил-N-изопропилтионокарбамат; Hostafлот X 231 — O-N-изопропилэтилтиокарбамат.

Оперативное определение содержаний полезных компонентов проводили на рентгенофлуоресцентном анализаторе «Olympus X-5000» (США), а балансовое — на рентгенофлуоресцентном спектрометре «ARL Advant» (ThermoFisher Scientific, Швейцария).

## Технологические исследования

Основные технологические исследования руды с целью разработки оптимальной схемы и технологии ее обогащения велись по двум направлениям: сухая, мокрая магнитная сепарация и флотация меди из хвостов магнитного обогащения.

Схема проведения лабораторных исследований по получению железного концентрата включала: дробление исходной руды до крупности –2+0 мм, две операции сухой магнитной сепарации (основная и контрольная), концентраты которых объе-

динялись. Крупность объединенного концентрата составляла 8 % класса –0,071 мм. Измельчение концентрата до содержания 63 % класса –0,071 мм и его сухая магнитная сепарация позволяют повысить качество железного концентрата с 52,8 до 57,3 %, при этом извлечение железа в концентрат остается стабильно высоким на уровне 82–83 %.

Дальнейшие исследования по повышению качества концентрата проводили с привлечением процесса мокрого магнитного обогащения. В результате была разработана оптимальная технологическая схема получения железорудного концентрата с мокрой магнитной сепарацией измельченного объединенного концентрата (рис. 2).

Переработка исследуемой руды с измельчением объединенного сухого концентрата до 63 % класса –0,071 мм и последующей мокрой магнитной сепарацией по предлагаемой схеме позволяет получить железорудный концентрат с содержанием, %: 65,4 Fe, 0,01 Cu, 0,42 S, 2,7 Si, 0,95 Al. Цинк в железном концентрате не обнаружен.

Для разработки окончательной схемы переработки руды с определением режимов и показателей обогащения были проведены исследования, позволяющие определить возможность и целесообразность флотационной переработки хвостов, образующихся после операций мокрой магнитной



Рис. 2. Схема получения железорудного концентрата с мокрой магнитной сепарацией

Fig. 2. Scheme of obtaining iron ore concentrate with wet magnetic separation

сепарации. Хвосты магнитной сепарации имеют следующий состав, %: 0,2 Cu, 0,14 Zn, 3,5 S, 21,0 Fe, 8,9 Al, 13,4 Si. Анализ показал, что в хвостах магнитной сепарации содержание меди повышается более чем в 2 раза и это может представлять экономический интерес.

Флотационные опыты по определению принципиальной схемы флотации и реагентных режимов осуществляли по схеме, включающей следующие операции: доизмельчение объединенных хвостов магнитной сепарации (сухой и мокрой); первая основная медная флотация с подачей извести, жидкого стекла, собирателя и вспенивателя. Во вторую основную флотацию подавали 40 % реагентов от их расхода в первую основную флотацию.

Предварительно была проведена флотация хвостов магнитной сепарации без доизмельчения (50 % содержания класса  $-0,071$  мм) с применением в качестве собирателя бутилового ксантогената при его расходе 40 г/т в первую основную и 16 г/т во вторую основную операции и вспенивателя МИБК с расходом 40 и 16 г/т соответственно, при которой извлечение меди в объединенный концентрат составило 77 %. При измельчении до крупности 75 % класса  $-0,071$  мм извлечение меди возросло до 83,3 %. Дальнейшее повышение тонины помола до 95 % класса  $-0,071$  мм не привело к существенным изменениям технологических показателей флотации. Поэтому при дальнейших флотационных исследованиях был принят режим измельчения до крупности 75 % класса  $-0,071$  мм.

Влияние расхода собирателя на результаты флотации при суммарном времени процесса 6 мин показано на рис. 3. Из представленных данных следует, что с увеличением расхода бутилового ксантогената до 40 г/т извлечение меди в концентрат достигает 88,3 % при выходе концентрата около 31 %. Дальнейшее увеличение расхода собирателя не оказывает существенного влияния на показатели флотации. Низкое содержание меди в концентрате связано с высоким выходом пирита, обусловленным его флотоактивностью.

Для депрессии пирита применялась известь —  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ . Была изучена возможность ее подачи в разные точки технологического процесса. Введение реагента во флотационную пульпу не привело к удовлетворительным результатам флотации. Результаты исследования влияния подачи извести в процесс измельчения на результаты флотации приведены на рис. 4. Расход ксантогената при флотации составлял 40 г/т. В качестве вспенивателя

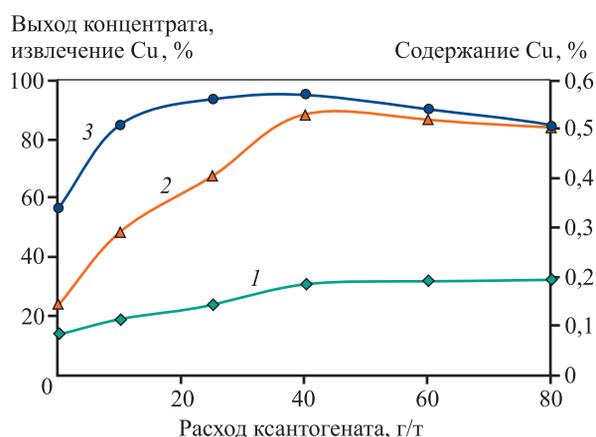


Рис. 3. Влияние расхода бутилового ксантогената на выход концентрата (1), извлечение меди в концентрат (2) и ее содержание в нем (3) ( $\tau_{\text{фл}} = 6$  мин)

Fig. 3. Butyl xanthate consumption rate influence on concentrate yield (1), copper recovery (2) and its concentrate content (3) ( $\tau_{\text{fl}} = 6$  min)

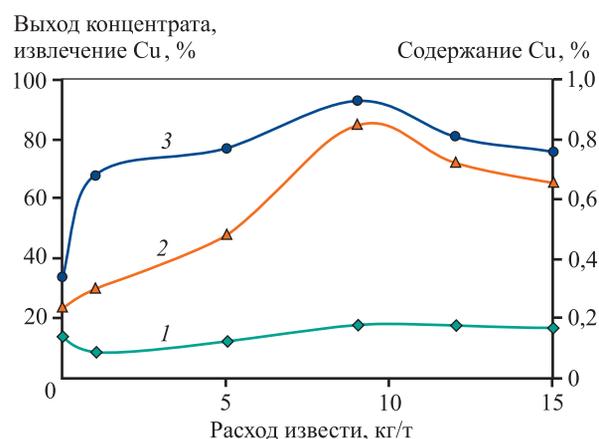


Рис. 4. Влияние расхода  $\text{Ca}(\text{OH})_2$  при измельчении на выход концентрата (1), извлечение меди в концентрат (2) и ее содержание в нем (3) при флотации бутиловым ксантогенатом

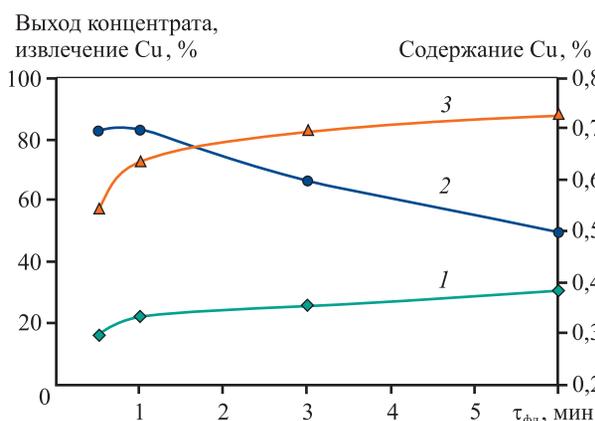
Fig. 4.  $\text{Ca}(\text{OH})_2$  at grinding consumption rate influence on yield concentrate (1), copper recovery rate (2) and its content in concentrate (3) at flotation with butyl xanthate

использовался МИБК при расходе 40 г/т. Из данных, представленных на рис. 4, следует, что подача извести в измельчение позволяет повысить качество концентрата. Оптимальным является ее расход 9 кг/т руды — в этом случае содержание меди в концентрате составило 0,93 % при ее извлечении около 85 %. Увеличение расхода извести приводит к уменьшению извлечения меди и ее содержания в концентрате. При этом следует отметить, что щелочная среда, создаваемая известью, способствует также отделению меди от оксида железа [13].

Исследование влияния жидкого стекла на депрессию минералов породы проводили при расходе ксантогената 40 г/т, извести — 800 г/т и МИБК — 40 г/т. С увеличением расхода жидкого стекла до 800 г/т выход концентрата снижается на 2 % (с 17,1 до 15,3 %), также на 2 % уменьшается извлечение меди (с 71,8 до 69,6 %), но ее содержание в концентрате остается практически на прежнем уровне. При этом извлечение алюминия падает на 5 %, извлечение кремния — на 6–7 %.

На рис. 5 показана кинетика флотации сульфида меди. Видно, что после 1-й минуты флотации содержание меди в концентрате составляет 3,5 % при извлечении 73 %. В течение первых 3-х минут флотации извлекается 83 % меди, но при этом происходит существенное понижение содержания меди в объединенном концентрате. Таким образом, было принято время первой основной флотации — 1 мин, второй основной — 2 мин.

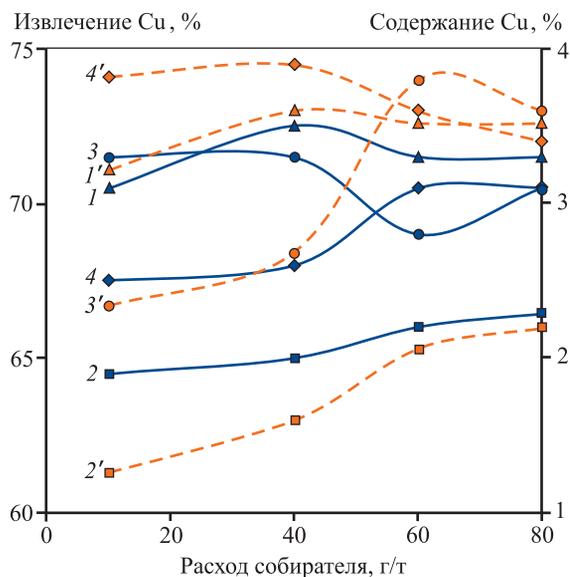
Результаты проведенных исследований с применением ксантогенатов с различной длиной углеводородного радикала и строением при флотации в течение 1 мин представлены на рис. 6. Сравнение бутилового и амилового ксантогенатов показывает, что у амилового сильнее собирательные свойства, что можно объяснить большим размером углеводородного радикала. Но при этом снижается качество концентрата. Авторы [14] с помощью квантово-химических расчетов показали, что амиловый ксантогенат прочнее связывается на поверхности минерала с ионами меди по сравнению с другими ксантогенатами.



**Рис. 5.** Кинетика флотации бутиловым ксантогенатом  
1 – выход концентрата, 2 – содержание Cu в концентрате,  
3 – извлечение меди в концентрат

**Fig. 5.** Flotation with butyl xanthate kinetics

1 – concentrate yield; 2 – Cu content in concentrate;  
3 – copper recovery in concentrate



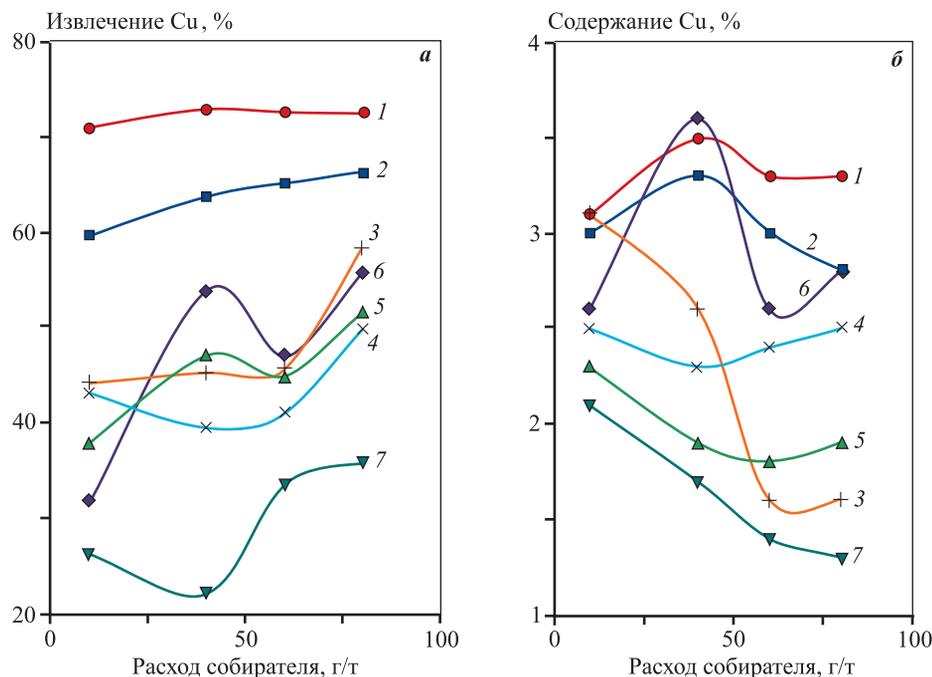
**Рис. 6.** Влияние различных ксантогенатов и их расхода на извлечение меди в концентрат и ее содержание в нем  
1, 1' – бутиловый ксантогенат; 2, 2' – изобутиловый;  
3, 3' – изоамиловый; 4, 4' – амиловый  
Сплошные кривые – содержание, штриховые – извлечение

**Fig. 6.** Various xanthates and their consumption rate influence on copper extraction and its content in the concentrate

1, 1' – butyl xanthate; 2, 2' – isobutyl xanthate;  
3, 3' – isoamyl xanthate; 4, 4' – amyl xanthate  
Solid curves – content, dashed curves – extraction

Сравнением бутилового и изобутилового, а также амилового и изоамилового ксантогенатов установлено, что изостроение углеводородного радикала приводит к ухудшению собирательных свойств. Это согласуется с данными работы [15], авторы которой применительно к пириту пояснили: «Изомерия углеводородного радикала понижает флотационную активность пирита вследствие более низкой окисляемости собирателя». Авторы [16] при сравнении соединений с прямой цепью и разветвленной пришли к выводу, что высшие гомологи ксантогенатов с разветвленной цепью менее эффективны. Из представленных на рис. 6 данных следует, что наиболее эффективным собирателем является бутиловый ксантогенат с расходом 40 г/т. При его использовании достигается наибольшее содержание меди в концентрате.

Для повышения эффективности флотации широко используются тиофосфаты, тиофосфинаты, тиокарбаматы и др. Эти реагенты применяются для различных сульфидов в сочетании с ксантогенатами и самостоятельно [17–23]. Наши исследования флотации с различными собирателями (рис. 7) показали, что по сравнению с ксантогена-



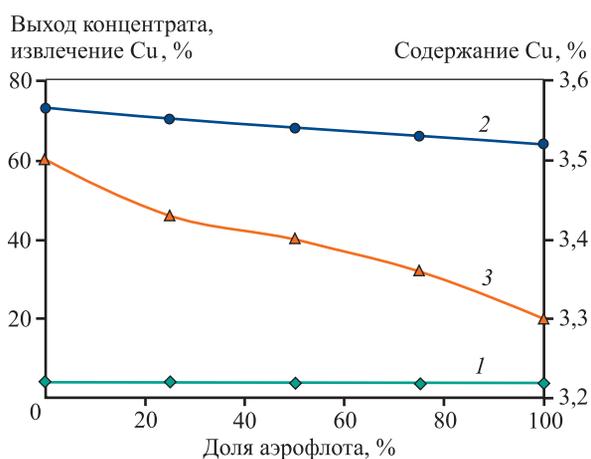
**Рис. 7.** Влияние различных собирателей и их расхода на извлечение меди в концентрат (а) и ее содержание в нем (б)  
 1 – бутиловый ксантогенат, 2 – Аэрофлот, 3–7 – Hostafлот: 3 – 3403, 4 – LIB, 5 – X-023, 6 – X-231, 7 – 10093

**Fig. 7.** Various collectors and their consumption rate influence on copper recovery (a) and its content (b) in a concentrate  
 1 – butyl xanthate, 2 – Aeroflot, 3–7 – Hostafлот: 3 – 3403, 4 – LIB, 5 – X-023, 6 – X-231, 7 – 10093

том амиловый аэрофлот и Хостафлоты проявляют более слабые собирательные свойства. Из используемых Хостафлотов наиболее сильные собирательные качества показал Hostafлот X-231 — при расходе 40 г/т извлечение меди в концентрат составило 54 % при повышении ее содержания в концентрате до 3,6 %. Более сильные собирательные свойства по сравнению с Хостафлотами выявлены у амилового аэрофлота. Максимальное содержание меди 3,3 % при извлечении 63,8 % достигнуто при расходе аэрофлота 40 г/т. Увеличение расхода аэрофлота позволяет повысить извлечение, но падает качество концентрата. При аналогичном расходе (40 г/т) бутилового ксантогената извлечение меди в концентрат составило 73 % при содержании 3,5 %.

С целью улучшения эффективности флотации меди были проведены исследования с применением сочетания ксантогената с амиловым аэрофлотом, так как эти коллекторы продемонстрировали самые сильные собирательные свойства (см. рис. 7). При использовании одного аэрофлота извлечение меди понижается на 9 %, а ее содержание — на 0,2 % (рис. 8). Сравнение результатов флотации одним ксантогенатом, одним аэрофлотом и их комбинацией показывает, что пред-

почтительной является флотация только одним ксантогенатом. Поэтому дальнейшее изучение руды проводилось с использованием в качестве собирателя бутилового ксантогената при его расходе 40 г/т.



**Рис. 8.** Влияние амилового аэрофлота в смеси с ксантогенатом на выход концентрата (1), извлечение меди в концентрат (2) и ее содержание в нем (3)

**Fig. 8.** Amyl aerofлот in a mixture with xanthate influence on concentrate yield (1), copper extraction (2) and its content in concentrate (3)

**Балансовые показатели обогащения исследуемой руды**

Balance indicators of investigated ore enrichment

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Fe	Cu	Fe	Cu
Железный концентрат	54,60	65,4	0,01	80,0	5,9
Медный концентрат	0,33	26,5	15,2	0,2	54,0
Отвальные хвосты	45,07	20,0	0,08	19,8	40,1
Исходная руда	100,00	44,7	0,093	100,0	100,0

На основании результатов флотации по определению оптимальных расходов реагентов были выполнены флотационные исследования в направлении повышения качества медного концентрата с применением перечистных операций по схеме, представленной на рис. 9. При этом выбраны следующие параметры реагентного режима:

— первая основная флотация: жидкое стекло — 800 г/т, бутиловый ксантогенат и МИБК — по 40 г/т, рН перед флотацией — 11,7,  $\text{CaO}_{\text{своб}}$  — 0,47 г/л, время флотации — 1 мин;

— вторая основная флотация: расход реагентов — 40 % от расхода в первой основной флотации,

рН перед флотацией — 11,5,  $\text{CaO}_{\text{своб}}$  — 0,35 г/л, время флотации — 2 мин;

— перечистная флотация (1-я и 2-я): известь — 330 г/т,  $\text{CaO}_{\text{своб}}$  — 0,14 г/л, время флотации — 15 с.

Крупность хвостов магнитной сепарации после доизмельчения с известью (9 кг/т) составляла 75 % класса —0,071 мм. В результате основной и контрольной флотаций получали отвальные хвосты. Пенный продукт основной флотации дважды перечищался. Хвосты первой перечистки и пенный продукт контрольной флотации возвращались в основную медную флотацию, а камерный продукт второй перечистки поступал на первую перечистку. Пенный продукт второй перечистки представлял из себя медный концентрат с содержанием в нем меди 15,2 % (марка КМ-7 по ГОСТ Р 52998-2008, группа А32).

Таким образом, по результатам исследований флотации хвостов магнитной сепарации железосодержащей руды были разработаны схема (рис. 9) и реагентный режим цикла флотации для получения медного концентрата и отвалных хвостов. Медный концентрат содержит, %: 15,2 Cu, 26,5 Fe, 17,5 S, 3,47 Si, 1,4 Al и 8,5 Zn, что соответствует марке КМ-7 (ГОСТ Р 52998-2008, группа А32). Отвальные хвосты имеют следующее содержание основных компонентов, %: 0,08 Cu, 20,1 Fe, 0,25 S, 16,2 Si, 6,4 Al и 0,045 Zn.

Балансовые показатели обогащения исследуемой руды приведены в таблице.



**Рис. 9.** Схема получения медного концентрата из хвостов магнитной сепарации железной руды

**Fig. 9.** Scheme of obtaining copper concentrate from magnetic separation tailings of iron ore

**Выводы**

1. Использование мокрой магнитной сепарации при глубоком доизмельчении железной руды позволяет получать железорудные концентраты с содержанием железа 65–66 % при его извлечении 79–80 %. При этом содержание Si не превышает 2,2–2,5 %.

2. При магнитном обогащении исследуемой

руды медные минералы концентрируются в хвостах и содержание меди в них возрастает с 0,093 до 0,2 %.

3. Применение флотационного способа обогащения хвостов магнитной сепарации с предварительным их измельчением и использованием бутилового ксантогената позволяет получать кондиционный медный концентрат марки КМ-7 с содержанием в нем меди 15,2 %. При этом подтверждена высокая эффективность бутилового ксантогената при флотации медных минералов.

## Список литературы/References

1. Каримова Л.М. Комбинированный метод переработки забалансовой медной сульфидной руды. *Вестник МГТУ им. Носова*. 2014; (2): 11–15.  
Karimova L.M. Combined method for processing off-balance copper sulfide ore. *Vestnik MGTU im. Nosova*. 2014; (2): 11–15. (In Russ.).
2. Горлова О.Е., Юн А.Б., Синьянская О.М., Медяник Н.Л. Разработка и опытно-промышленные испытания комбинированной технологии переработки отвала труднообогатимых смешанных медных руд месторождения Таскора. *Цветные металлы*. 2018; (12): 14–20.  
Gorlova O.E., Yun A.B., Sinyanskaya O.M., Medyanik N.L. Combined processing of dumped complex copper ores of the Taskora deposit: process development and field trials. *Tsvetnye Metally*. 2018; (12): 14–20. (In Russ.).
3. Jonović R., Avramović L., Stevanović Z., Jonović M. Technological investigations of sulphide oxidation from flotation tailings in order to increase the degree of copper leaching. *Mining and Metallurgy Engineering Bor*. 2014; (3): 153–160. DOI: 10.5937/mmebl403153j.
4. Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И., Ростовцев В.И. Интенсификация процессов рудоподготовки и сорбционного извлечения металлов из техногенного сырья. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2007; (3): 129–139.  
Bochkarev G.R., Pushkareva G.I., Rostovtsev V.I. Intensification of ore preparation and sorption extraction of metals from technogenic raw materials. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2007; (3): 129–139. (In Russ.).
5. Чантурия В.А., Бунин И.Ж. Нетрадиционные высокоэнергетические методы дезинтеграции и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2007; (3): 107–128.  
Chanturiya V.A., Bunin I.Zh. Non-traditional high-energy methods of disintegration and opening of finely dispersed mineral complexes. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2007; (3): 107–128. (In Russ.).
6. Коростовенко В.В., Стрекалова Т.А., Коростовенко Л.П., Капличенко Н.М. Электрофизические методы в комбинированных схемах основного обогащения сульфидных руд. *Успехи современного естествознания*. 2018; (6): 84–89.  
Korostovenko V.V., Strekalova T.A., Korostovenko L.P., Kaplichenko N.M. Electrophysical methods in combined schemes of the main enrichment of sulfide ores. *Uspekhi sovremennogo estestvoznaniya*. 2018; (6): 84–89. (In Russ.).
7. Gao M., Holmes R., Pease J. The latest developments in fine and ultrafine grinding technologies (Plenary). In: *XXIII International Mineral Processing Congress* (Istanbul, Turkey, 3–8 Sept. 2006). 2006; 1: 30–37.
8. Лавриненко А.А., Саркисова Л.М., Шрадер Э.А., Чихладзе В.В., Шимкунас Я.М. Исследование возможности флотационного извлечения сульфидов из хвостов обогащения медно-никелевых руд. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2013; (2): 98–102.  
Lavrinenko A.A., Sarkisova L.M., Shrader E.A., Chikhladze V.V., Shimkunas Ya.M. Investigation of the possibility of flotation extraction of sulfides from tailings of copper-nickel ores enrichment. *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten'*. 2013; (2): 98–102. (In Russ.).
9. Юн А.Б. Восполнение сырьевой базы Жезказганского региона за счет применения новых методов добычи и переработки забалансовых и бедных руд. В сб.: *Труды Национального центра по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан*. Алматы, 2013. С. 335–348.
10. Кондратьев С.А. Реагенты-собиратели в элементарном акте флотации. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2012; 187–202.
11. Лашхия В.Ю., Руднев Б.П. Способ обогащения бедных и забалансовых серебросодержащих сульфидных руд и хвостов обогащения. Пат. 2555280 (РФ). 2015. <https://patent.ru/patent/RU2555280C1.pdf>.
12. Bhaskar Raju G., Khangaonkar P.R. Electro-flotation of chalcopyrite fines. *International Journal of Mineral Processing*. 1982; 9 (2): 133–143.
13. Rao S.R., Finch J.A. Base metal oxide flotation using long chain xanthates. *International Journal of Mineral Processing*. 2003; 69 (1–4): 251–258.  
[https://doi.org/10.1016/S0301-7516\(02\)00130-8](https://doi.org/10.1016/S0301-7516(02)00130-8)
14. Bag B., Das B., Mishra B.K. Geometrical optimization of xanthate collectors with copper ions and their response to flotation. *Minerals Engineering*. 2011; 24 (8): 760–765.  
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2011.01.006>

15. Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Дьячков Ф.Г. Исследование собирательных свойств диизобутилового дитиофосфината при флотации сульфидных минералов из колчеданных руд. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2013; (5): 138–146.  
Ignatkina V.A., Bocharov V.A., Dyachkov F.G. Study of the collecting properties of diisobutyl dithiophosphate during the flotation of sulfide minerals from pyrite ores. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh*. 2013; (5): 138–146. (In Russ.).
16. Ackerman P.K., Harris G.H., Klimpel R.R., Aplan F.F. Evaluation of flotation collectors for copper sulfides and pyrite. III. Effect of xanthate chain length and branching. *International Journal of Mineral Processing*. 1987; 21 (1–2): 141–156.  
[https://doi.org/10.1016/0301-7516\(87\)90011-1](https://doi.org/10.1016/0301-7516(87)90011-1)
17. Hangone G., Bradshaw D., Ekmekci Z. Flotation of a copper sulphide ore from Okiep using thiol collectors and their mixtures. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2005. 105: 199–206.
18. Jianhua Chen, Zhenghe Xu, Ye Chen. Electronic structure and surfaces of sulfide minerals. In: *Density functional theory and applications*. 2020. P. 181–236.  
<https://doi.org/10.1016/B978-0-12-817974-1.00005-3>
19. Noirant G., Benzaazoua M., Kongolo M., Bussière B., Frenette K. Alternatives to xanthate collectors for the desulphurization of ores and tailings: Pyrite surface chemistry. *Colloids and Surfaces A*. 2019; 577: 333–346.  
<https://doi.org/10.1016/j.colsurfa.2019.05.086>
20. Mehdi Bazmandeh, Abbas Sam. Improvement of copper sulfide flotation using a new collector in an optimized addition scheme. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. 2021; 57 (6): 71–79.  
<https://doi.org/10.37190/ppmp/142503>
21. Tjsseling L.T., Dehaine Q., Rollinson G.K., Glass H.J. Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors. *Minerals Engineering*. 2019; 138: 246–256.  
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.04.022>
22. Walter Amos Ngobeni, Gregory Hangone. The effect of using sodium di-methyl-dithiocarbamate as a co-collector with xanthates in the froth flotation of pentlandite containing ore from Nkomati mine in South Africa. *Minerals Engineering*. 2013; 54: 94–99.  
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2013.04.027>
23. Corin K.C., Bezuidenhout J.C., O'Connor C.T. The role of dithiophosphate as a co-collector in the flotation of a platinum group mineral ore. *Minerals Engineering*. 2012; 36–38: 100–104.  
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.02.019>

## Информация об авторах

**Анатолий Афанасьевич Лавриненко** — д.т.н., главный научный сотрудник, заведующий лабораторией комплексной переработки нетрадиционного минерального сырья, Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН).  
<https://orcid.org/0000-0002-7955-5273>  
E-mail: lavrin\_a@mail.ru

**Оганес Георгиевич Лусинян** — к.т.н., ведущий инженер лаборатории комплексной переработки нетрадиционного минерального сырья, ИПКОН РАН.  
<https://orcid.org/0000-0002-5655-1747>  
E-mail: lusinyan.oganes@yandex.ru

**Ирина Николаевна Кузнецова** — к.т.н., старший научный сотрудник лаборатории комплексной переработки нетрадиционного минерального сырья, ИПКОН РАН.  
<https://orcid.org/0000-0002-5980-8472>  
E-mail: iren-kuznetsova@mail.ru

**Владимир Григорьевич Оленников** — директор ООО НПФ «Машгео».  
<https://orcid.org/0000-0003-1548-520X>  
E-mail: ovg2007@mail.ru

## Information about the authors

**Anatolii A. Lavrinenko** — Dr. Sci. (Eng.), Chief Researcher, Head of the Laboratory of Complex Processing of Mineral Raw Materials of Non-Traditional of Institute of Complex Development of Mineral Resources n.a. acad. N.V. Melnikov of the Russian Academy of Sciences (IPKON RAS).  
<https://orcid.org/0000-0002-7955-5273>  
E-mail: lavrin\_a@mail.ru

**Oganes G. Lucinian** — Cand. Sci. (Eng.), Leading Engineer of Laboratory of Complex Processing of Mineral Raw Materials of Non-Traditional, IPKON RAS.  
<https://orcid.org/0000-0002-5655-1747>  
E-mail: lusinyan.oganes@yandex.ru

**Irina N. Kuznetsova** — Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher of Laboratory of Complex Processing of Mineral Raw Materials of Non-Traditional, IPKON RAS.  
<https://orcid.org/0000-0002-5980-8472>  
E-mail: iren-kuznetsova@mail.ru

**Vladimir G. Olennikov** — Director of LLC NPF “Mashgeo”.  
<https://orcid.org/0000-0003-1548-520X>  
E-mail: ovg2007@mail.ru

## Вклад авторов

**А.А. Лавриненко** — формирование основной концепции, постановка цели и задачи исследования, подготовка текста, формулировка выводов.

**О.Г. Лусинян** — проведение расчетов, испытаний образцов, подготовка текста статьи.

**И.Н. Кузнецова** — проведение экспериментов, обработка результатов исследований, написание текста.

**В.Г. Оленников** — анализ результатов исследований, корректировка текста и выводов.

## Contribution of the authors

**A.A. Lavrinenko** — formation of the main concept, goal and objectives of the study, writing the text, formulation of the conclusions.

**O.G. Lucinian** — conducting the calculations, testing the samples, preparing the text of the article.

**I.N. Kuznetsova** — conducting the experiments, processing of the research results, writing the text.

**V.G. Olennikov** — analysis of the research results, correction of the text and conclusions.

---

*Статья поступила в редакцию 18.05.2022, доработана 29.07.2022, принята к публикации 02.08.2022*

*The article was submitted 23.03.2022, revised 29.04.2022, accepted for publication 11.05.2022*