

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.765

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ХИМИЧЕСКОГО И ФАЗОВОГО СОСТАВА НА СОРБЦИОННЫЕ И ФЛОТАЦИОННЫЕ СВОЙСТВА ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНО-ОЛОВЯННЫХ РУД ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ДИБУТИЛДИТИОКАРБАМАТА

Т. Н. Матвеева, В. А. Чантурия, Н. К. Громова, Л. Б. Ланцова

*Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова РАН,
E-mail: tmatveyeva@mail.ru, Крюковский тупик, 4, 111020, г. Москва, Россия*

Методом УФ-спектрофотометрии определено, что материал лежалых хвостов обогащения Солнечного ГОКа характеризуется высокой поглотительной способностью по отношению к дибутилдитиокарбамату (ДБДТК) натрия и обуславливает высокие расходы реагентосборителей при флотации. Методами оптической и сканирующей электронной микроскопии выявлено присутствие сцементированных гипсом тонкодисперсных фракций (менее 20 мкм), покрывающих более крупные частицы (60–80 мкм) минералов. Рудные минералы представлены халькопиритом, пирротином, пиритом, сфалеритом, джемсонитом, касситеритом, породные — кварцем и силикатами. Отличительной особенностью материала лежалых хвостов является наличие гипергенной минерализации и продуктов окисления сульфидов. Наряду с касситеритом встречается варламовит, являющийся типичным продуктом изменения оловянных сульфосолей группы станнина. Получены новые экспериментальные данные по флотации пробы лежалых хвостов обогащения Солнечного ГОКа собирателем ДБДТК. Флотационными экспериментами установлено, что применение ДБДТК в качестве дополнительного к бутиловому ксантогенату собирателя (в отношении 1 : 3) позволяет повысить извлечение меди, свинца, цинка и серебра в коллективный сульфидный концентрат и сократить потери этих металлов с хвостами флотации.

Сульфидные оловянные руды, хвосты обогащения, флотация, ксантогенат, дибутилдитиокарбамат

DOI: 10.15372/FTPRPI20180615

Минерально-сырьевая база олова в России — одна из крупнейших в мире. Балансовые запасы металла составляют почти 2.17 млн т и более чем в 1.5 раза превышают запасы Китая — крупнейшего в мире производителя олова. В настоящее время добыча олова в России практически не ведется и составляет менее 0.1 % мировой. Возобновление переработки труднообогатимых оловянных полиметаллических руд и отвальных продуктов их переработки является актуальной задачей, а при значительном росте биржевых цен на олово и благородные металлы — весьма перспективной и экономически обоснованной.

Сырьевая база олова России на 90 % представлена коренными месторождениями, сосредоточенными на востоке страны, 40 % балансовых запасов и около 39 % прогнозных ресурсов категории Р1 находится в Сихотэ-Алинской оловоносной провинции (Хабаровский и Приморский края, Еврейская и Амурская области). Технологические свойства руд оловянных месторождений зависят от их минерального состава, размера частиц рудообразующих минералов или агрегатных скоплений, текстурно-структурных особенностей, а также от содержания и минеральной формы проявления олова в руде (Информационно-аналитический центр “Минерал”, <http://www.mineral.ru/>). Отличительной особенностью российских оловянных месторождений сульфидного, реже силикатного промышленных типов Дальнего Востока является их комплексный минеральный состав — помимо олова, руды содержат в промышленных количествах медь, свинец, цинк, вольфрам, серебро, редкие и рассеянные элементы (индий, скандий и др.). Так, руды месторождений Комсомольского оловорудного района и лежалые хвосты их обогащения, переработка которых возобновляется в настоящее время, содержат олово в виде касситерита, станнина и сульфостаннатов, а также сульфиды цветных металлов — медь, цинк, свинец, серебро, редкие и рассеянные элементы (индий, скандий и др.). При этом значительная доля сульфидов представлена пиритом, пирротинном и арсенопиритом, присутствие которых в концентратах цветных металлов ухудшают их качество (например, мышьяк в медном концентрате) и осложняют дальнейший металлургический передел [1–4].

Наиболее эффективный метод переработки сульфидно-оловянных руд — флотационное обогащение, способное при использовании реагентов направленного действия обеспечить селективное выделение минеральных фаз ценных металлов во флотационные концентраты. Принимая во внимание близость флотационных свойств сульфидов цветных металлов и железа (пирита, пирротина и арсенопирита), а также низкую эффективность извлечения олова, серебра и других ценных компонентов из весьма тонких фракций (менее 20 мкм), актуальной задачей является разработка способов усиления их контрастности путем модифицирования поверхности минералов комплексообразующими реагентами, обеспечивающими селективную флотацию цветных, редких и благородных металлов в концентраты [5–9].

Исследованиями, проведенными в Институте проблем комплексного освоения недр Российской академии наук (ИПКОН РАН), теоретически и экспериментально обоснован механизм действия новых комплексообразующих реагентов — собирателей и модификаторов на минералы цветных и благородных металлов при флотации упорных золото- и платиносодержащих руд [10–11].

Процесс модифицирования поверхности минералов, входящих в состав коренных оловянных руд, устойчивыми комплексами металл-дибутилдитиокарбамата при воздействии реагента-собирателя дибутилдитиокарбамата исследовался ранее с применением методов аналитической сканирующей электронной и лазерной микроскопии, потенциометрии и мономинеральной флотации. Установлено, что ДБДТК формирует на халькопирите, галените и арсенопирите адсорбционный слой реагента с характерными размерами вновь образованных фаз и различной прочностью их закрепления. Индифферентность ДБДТК к касситериту способна обеспечить селективное отделение оксида олова в камерный продукт при флотации сульфидов [12].

Цель данной работы — изучение влияния химического и фазового состава на сорбционные и флотационные свойства хвостов обогащения сульфидно-оловянных руд при использовании различных соотношений ДБДТК и ксантогената.

ОБЪЕКТЫ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ

В качестве объекта исследования выбран процесс флотации пробы лежалых хвостов обогащения сульфидно-оловянной руды Солнечного ГОКа. Количественный химический анализ проб исходных лежалых хвостов и продуктов их флотации выполнен в сертифицированной лаборатории ООО “Стюарт Геокемикл энд Эссей” (Аттестат аккредитации ААС.А.00004). Основные элементы определялись методом окислительного разложения с последующим атомно-эмиссионным анализом с индуктивно связанной плазмой (МЕ-ICPORE) (табл. 1).

ТАБЛИЦА 1. Химический состав пробы лежалых хвостов, %

Ag	As	Bi	Ca	Co	Cu	Fe	Mg	Mn	Ni	Pb	S	Sb	Zn
ppm													
5	0.005	0.005	0.010	0.001	0.005	0.010	0.010	0.005	0.001	0.010	0.05	0.005	0.010
2000	10	1	40	5	30	50	25	20	5	30	50	5	50
17	0.537	0.036	0.940	0.011	1.127	8.720	0.240	0.173	0.002	0.150	2.82	0.053	0.090

Содержание Cd и Mn < 0.001 %

Определение редкоземельных и следовых элементов проведено методом сплавления с боратами перед кислотным растворением и последующим ИСП-МС определением (МЕ-MS81) (табл. 2).

ТАБЛИЦА 2. Содержание редкоземельных и следовых элементов в пробе лежалых хвостов, ppm

Ba	Ce	Cr	Cs	Dy	Er	Eu	Ga	Gd	Hf	Ho	La	Lu	Nb
0.5	0.5	10	0.01	0.05	0.03	0.03	0.1	0.05	0.2	0.01	0.5	0.01	0.2
10000	10000	10000	10000	1000	1000	1000	1000	1000	10000	1000	10000	1000	2500
300.9	49.2	27	8.50	4.61	2.85	0.66	18.1	4.49	3.3	0.88	24.1	0.39	6.1

Nd	Pr	Rb	Sm	Sn	Sr	Ta	Tb	Th	Tm	U	V	W	Y	Yb	Zr
0.1	0.03	0.2	0.03	1	0.1	0.1	0.01	0.05	0.01	0.05	5	1	0.5	0.03	2
10000	1000	10000	1000	10000	10000	2500	1000	1000	1000	1000	10000	10000	10000	1000	10000
21.7	5.60	86.9	4.17	2510	107.9	<0.1	0.75	7.78	0.39	2.67	36	768	23.6	2.94	127

Минеральный состав пробы изучен методом аналитической сканирующей электронной микроскопии АСЭМ (LEO 1420VP INCA OXFORD ENERGY 350) в Аналитическом центре изучения природного вещества ИПКОН РАН.

Пробы хвостов измельчались в лабораторной мельнице валкового типа до класса крупности –0.063 мм 70–80 %. Навеска 200 г, время измельчения 10 мин, загрузка шаров 1 кг, 50 мл воды. Более длительное измельчение существенно увеличивает выход шламового продукта класса –0.044 мм.

Флотация измельченного продукта осуществлена в лабораторной механической флотомашине МЕХАНОБР, объем камеры 0.75 л. Условия флотации: собиратели — бутиловый ксантогенат калия (БутКс) и дибутилдитиокарбамат натрия (ДБДТК), вспениватель — метилизобутилкарбинол (МИБК), время флотации — 3 мин, время перемешивания с реагентами — по 1 мин с каждым. Расход собирателей — переменный, вспенивателя — 100 г/т. Схема флотации включала основную и контрольную операции.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Исходная проба хвостов обогащения Солнечного ГОКа представлена разным по крупности материалом. Значительное содержание сцементированной гипсом тонкодисперсной фракции, покрывающей более крупные частицы, существенно затрудняло проведение минералогического анализа. Разноразмерные частицы пробы представлены угловатыми частицами кварца, фрагментами кристаллов турмалина и мелкими частицами пирита. Кроме перечисленных минералов, при просмотре исходного (без дополнительной обработки) материала зафиксированы единичные зерна пирротина, халькопирита, пирита и некоторых других минералов, суммарное количество которых составляло небольшую долю от общего объема пробы. Определено, что пирротин образует массивные частицы размером 50–60 мкм с раковистым изломом без видимых проявлений окисления, значительно загрязненные микроскопическими частицами кварца и силикатов.

Размеры свободных зерен халькопирита CuFeS_2 и джемсонита $\text{Pb}_4\text{FeSb}_6\text{S}_{14}$ составляют 60–80 и 20 мкм соответственно (рис. 1).

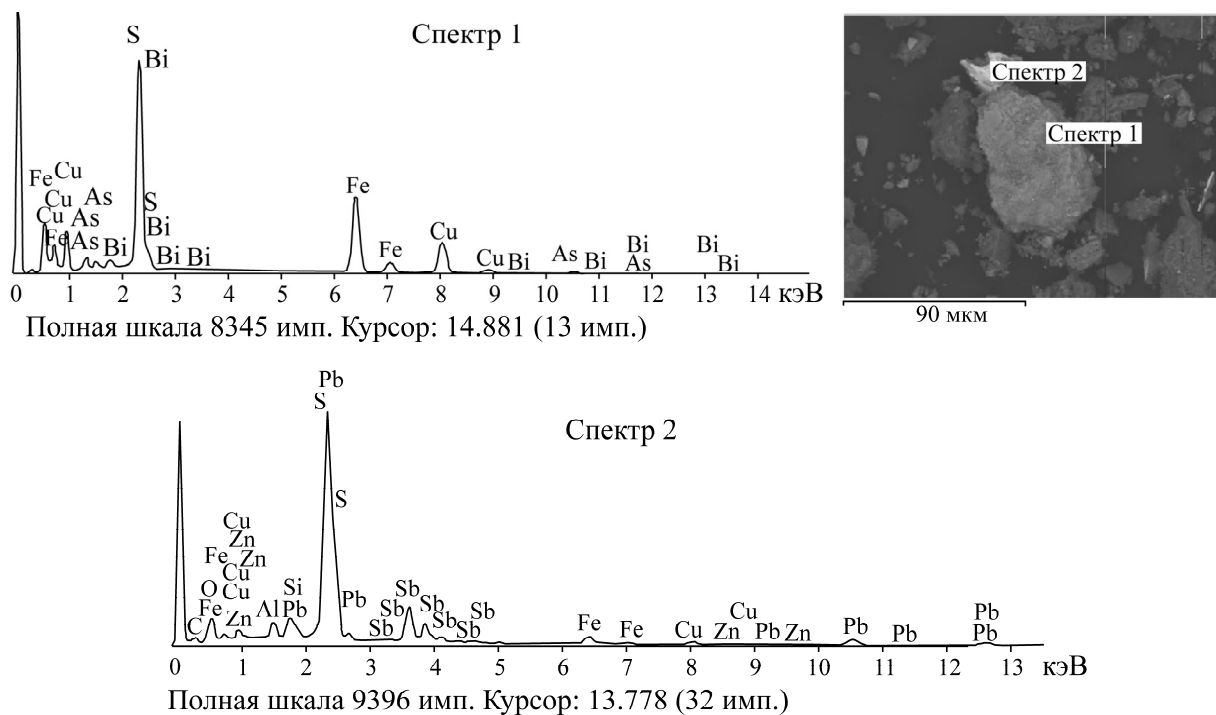


Рис. 1. Отдельные частицы халькопирита CuFeS_2 (зерно средней яркости, спектр 1) и джемсонита $\text{Pb}_4\text{FeSb}_6\text{S}_{14}$ (наиболее яркое зерно, спектр 2) в окружении кварца и силикатов (темные)

В крупной фракции хвостов ($-0.5+0.1$ мм) рудные минералы встречаются главным образом в виде сростков. Касситерит в виде свободных зерен не обнаружен. В незначительном количестве он находится в виде вростков в кварце с халькопиритом (рис. 2).

Наряду с касситеритом в подобных сростках встречается еще одна фаза олова — варламовит $(\text{Sn}, \text{Fe})(\text{O}, \text{OH})_2$, являющийся типичным продуктом изменения оловянных сульфосолей группы станнина. Данный факт позволяет утверждать, что минералы этой группы присутствовали в исходных рудах. Повышенная хрупкость варламовита, образующего тонкодисперсные агрегаты, склонные к переизмельчению, объясняет нахождение его только в сростках с более прочными минералами.

Одним из наиболее часто встречающихся рудных сульфидов является халькопирит. Он образует как сростки с кварцем и породообразующими силикатами, так и свободные зерна размером до 0.5 мм. Иногда они содержат в себе вроски других рудных минералов (кобальтина, касситерита и др.), породообразующих силикатов (хлорита, турмалина) и кварца. Изредка крупные зерна халькопирита несут на себе следы окисления и гипергенную минерализацию (рис. 3).

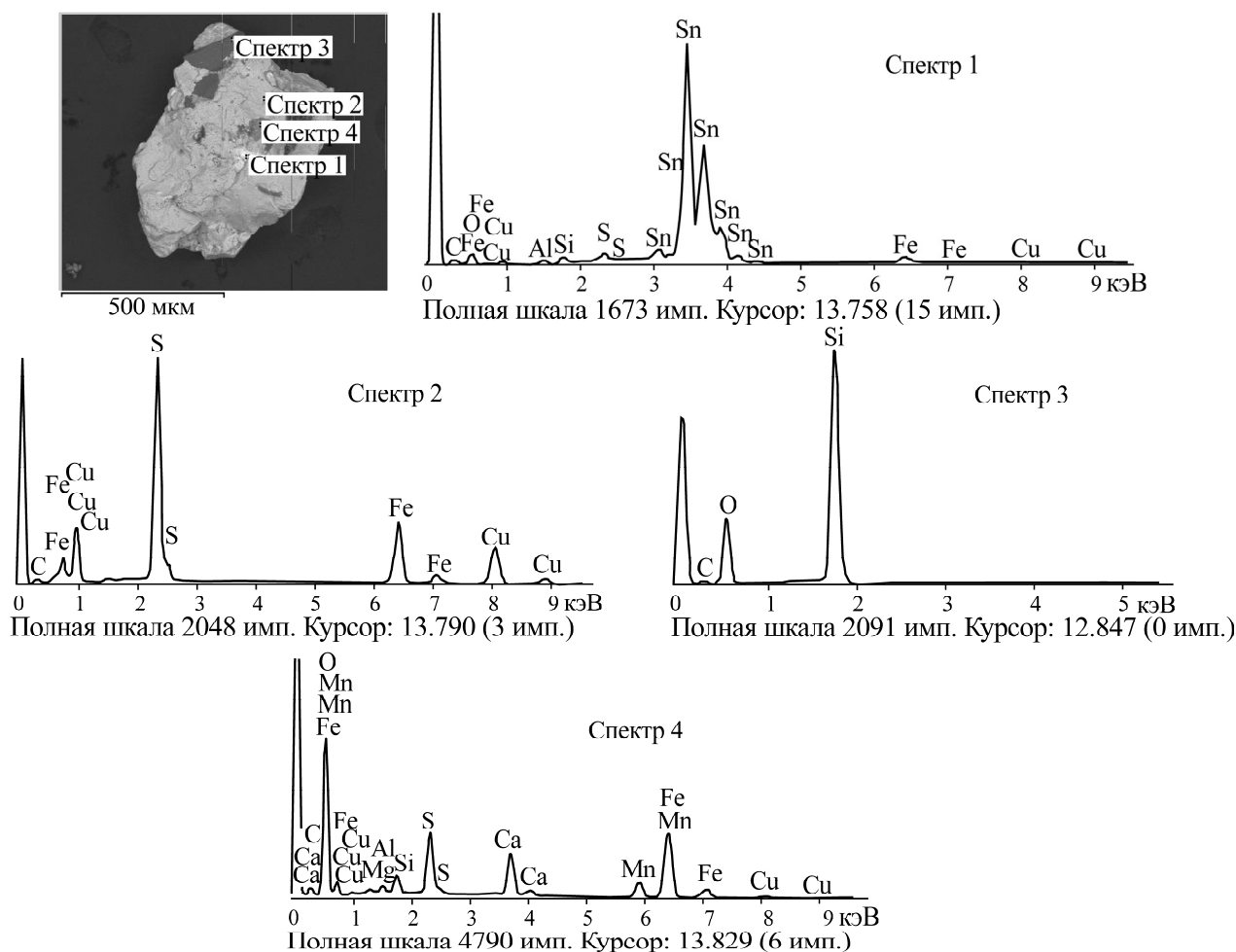


Рис. 2. Крупное зерно халькопирита (спектр 2) с вростками кварца (спектр 3), касситерита (спектр 1) и сидерита (спектр 4)

Наряду с широко распространенными вростками в кварц, халькопирит отмечается и в виде включений в крупных обломках турмалинитов. В этой ассоциации халькопирит сопровождается сульфидами других металлов (висмутином и др.).

Черный высокожелезистый сфалерит образует сплошные массивные зерна размером до 0.4 мм (рис. 4). Пирротин образует массивные зерна размером до 0.5 мм. Иногда в них присутствуют вроски других рудных сульфидов, например джемсонита $Pb_4FeSb_6S_{14}$. Часто встречаются окисленные лимонитизированные зерна пирротина с пленками купоросных минералов (менее гидратированных, чем мелантерит $FeSO_4 \cdot 7H_2O$).

Ситовой анализ исходного материала показал, что половина пробы представлена классом –0.044 мм (табл. 3). Доизмельчение пробы выполнено с целью сокращения доли крупных классов, обновления поверхности минералов и подготовки материала к флотации. Ситовая характеристика доизмельченного материала (лежалых хвостов) приведена в табл. 3.

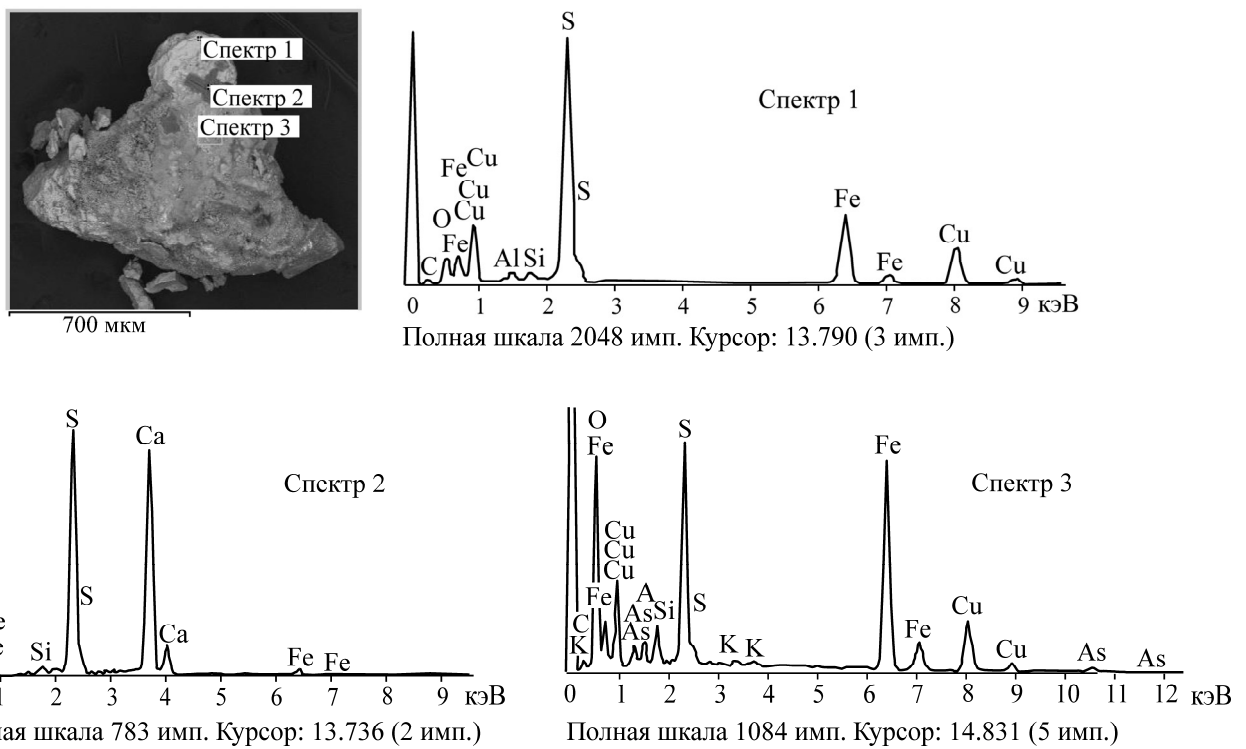


Рис. 3. Окисленное зерно массивного халькопирита (спектр 1) с пленками гипса (спектр 2) и купрокоиапита $\text{Cu}(\text{Fe}^{+3})_4(\text{SO}_4)_6(\text{OH})_2 \cdot 20\text{H}_2\text{O}$ (спектр 3)

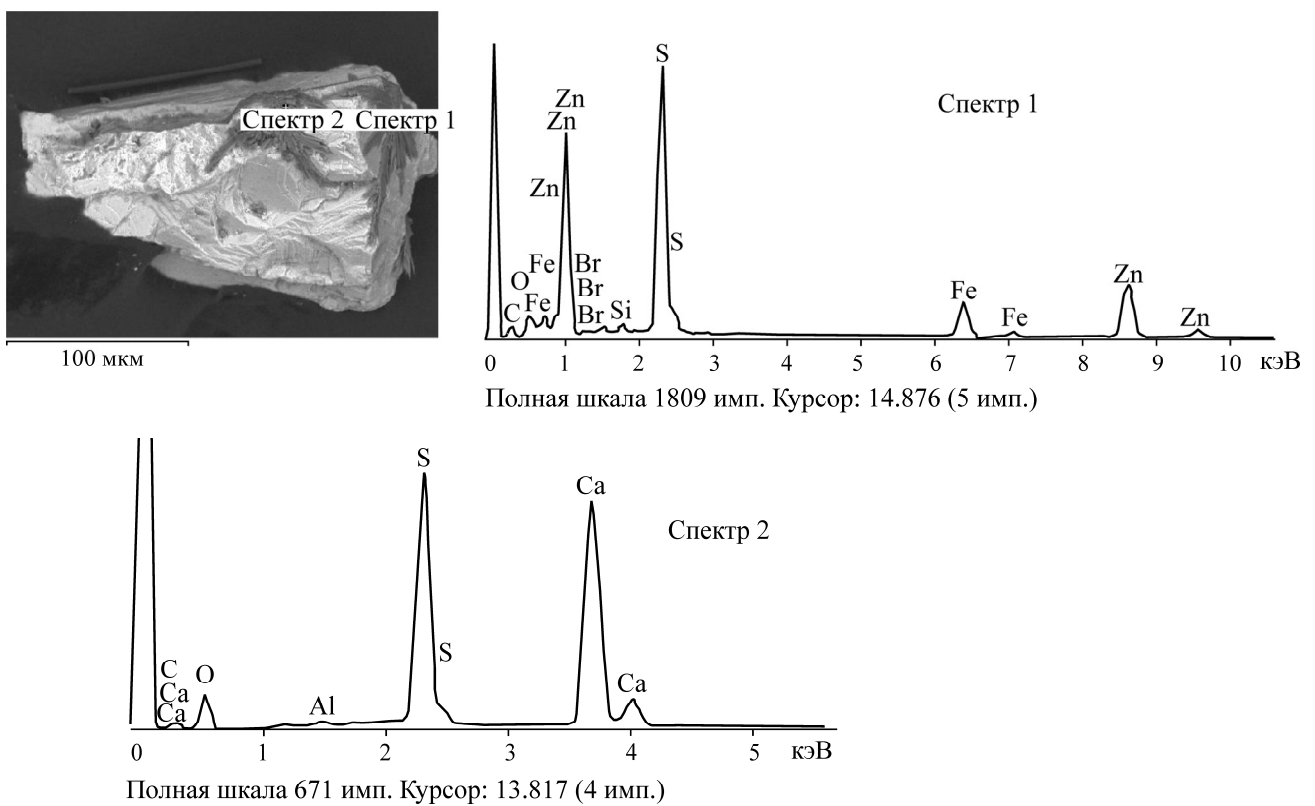


Рис. 4. Массивное зерно сфалерита (спектр 1), покрытое пленками позднего кристаллического гипса (спектр 2)

Оценка остаточной концентрации дибутилдитиокарбамата методом УФ-спектрофотометрии при расходах 100, 200 и 300 г/т показала, что практически весь реагент адсорбирован на поверхности твердой фазы, остаточная концентрация равна нулю, оптическая плотность жидкой фазы пульпы находится на уровне фона (рис. 5а).

Характеристические пики реагента ДБДТК (рис. 5б) при длинах волн 259 и 281 нм, наблюдающиеся в УФ-спектрах исходных водных растворов реагента различной концентрации, полностью отсутствуют в жидкой фазе пульпы после контакта с материалом хвостов (рис. 5а). При добавлении ксантогената в пульпу его остаточная концентрация после контакта с материалом хвостов, определяемая по оптической плотности раствора при длине волны 301 нм, также равна нулю.

ТАБЛИЦА 3. Ситовая характеристика исходного материала до и после доизмельчения, %

Класс крупности, мм	Исходный материал	После доизмельчения
-0.18+0.1	7.8	0
-0.1+0.063	13.9	17.1
-0.063+0.044	28.9	15.4
-0.044	49.4	67.5
Итого	100	100

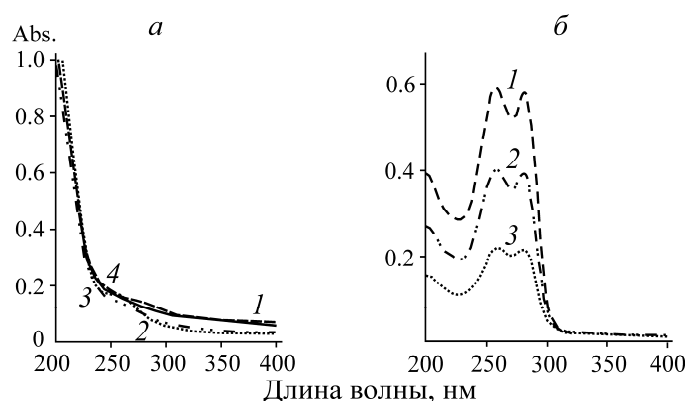


Рис. 5. УФ-спектры: а — жидкой фазы пульпы до (1) и после кондиционирования лежалых хвостов с реагентом ДБДТК при различных расходах (2 — 100; 3 — 200; 4 — 300 г/т); б — водного раствора ДБДТК различной концентрации (1 — 12; 2 — 8; 3 — 4 мг/л)

В результате флотационных экспериментов с использованием в качестве собирателя бутилового ксантогената при расходе 100–150 г/т в основную и контрольную флотации получены следующие результаты (табл. 4). В концентрате основной флотации содержание меди составило 9.69–10.2 %, содержание серебра — 135 г/т, мышьяка — 2.37–2.94 % при извлечении меди 77.4–87.3 %, серебра 63.2–70.7 %, мышьяка 45.7–46.7 %. При расходе ксантогената 150 г/т содержание меди в хвостах флотации снизилось с 0.15 до 0.11 % при относительно более высоком исходном содержании меди в пробе (1.28 по сравнению с 1.21 %).

В серии экспериментов при использовании ДБДТК (расход 200 г/т) выход концентрата увеличился в 1.5 раза по сравнению с ксантогенатом и составил 17.43 %, что привело к пропорциональному ухудшению качества концентрата — содержание меди и серебра снизилось в 1.53–1.55 раза. При этом извлечение меди осталось на прежнем уровне, а серебра — увеличилось на 3.5 % (табл. 5).

ТАБЛИЦА 4. Результаты флотации хвостов Солнечного ГОКа с использованием бутилового ксантогената калия, %

Расход реагентов в основную и контрольную флотации, г/т	Продукт флотации	Выход	Содержание					Извлечение				
			Cu	As	Ag г/т	Pb	Zn	Cu	As	Ag	Pb	Zn
БутКс — 100 МИБК — 100	Концентрат 1	9.22	10.2	2.94	135	0.4	0.61	77.4	46.7	63.2	33.5	62.3
	Концентрат 2	4.25	3.45	1.34	69	0.3	0.19	12.1	9.8	14.9	11.6	8.9
	Хвосты	86.53	0.15	0.29	5	0.07	0.03	10.5	43.5	21.9	54.9	28.8
	Исходное	100	1.21	0.58	19.7	0.11	0.09	100	100	100	100	100
БутКс — 150 МИБК — 100	Концентрат 1	11.56	9.69	2.37	135	0.42	0.55	87.3	45.7	70.7	39.9	72.8
	Концентрат 2	5.14	1.32	1.05	35	0.19	0.09	5.3	9.0	8.2	8.0	5.3
	Хвосты	83.3	0.11	0.33	5.59	0.076	0.023	7.4	45.3	21.1	52.0	21.9
	Исходное	100	1.28	0.60	22.0	0.12	0.087	100	100	100	100	100

ТАБЛИЦА 5. Результаты флотации хвостов Солнечного ГОКа с использованием ДБДТК и сочетания ДБДТК с БутКс, %

Расход реагентов в основную и контрольную флотации, г/т	Продукт флотации	Выход	Содержание					Извлечение				
			Cu	As	Ag г/т	Pb	Zn	Cu	As	Ag	Pb	Zn
ДБДТК — 200 МИБК — 100	Концентрат 1	17.43	6.32	1.88	87	0.31	0.37	87.4	55.3	74.2	45.7	76.0
	Концентрат 2	6.34	0.98	0.77	23	0.17	0.08	4.9	8.3	7.1	9.1	6.0
	Хвосты	76.23	0.13	0.28	5	0.07	0.02	7.7	36.4	18.7	45.2	18.0
	Исходное	100	1.26	0.59	20.4	0.12	0.085	100	100	100	100	100
ДБДТК — 100 БутКс — 100 МИБК — 100	Концентрат 1	16.91	7.48	2.07	103	0.34	0.42	88.1	50.4	70.8	44.4	70.8
	Концентрат 2	9.78	0.96	1.19	36	0.21	0.15	6.5	16.8	14.3	15.9	14.6
	Хвосты	73.31	0.10	0.31	5	0.07	0.02	5.4	32.8	14.9	39.7	14.6
	Исходное	100	1.43	0.69	24.6	0.13	0.10	100	100	100	100	100
ДБДТК — 150 БутКс — 50 МИБК — 100	Концентрат 1	16.78	5.84	1.32	79	0.28	0.32	88.9	45.3	71.6	41.7	73.4
	Концентрат 2	9.26	0.61	0.72	17	0.15	0.05	5.2	13.7	8.5	12.3	6.4
	Хвосты	73.96	0.09	0.27	5	0.07	0.02	5.9	41.0	19.9	46.0	20.2
	Исходное	100	1.10	0.49	18.5	0.11	0.073	100	100	100	100	100
ДБДТК — 50 БутКс — 150 МИБК — 100	Концентрат 1	17.6	6.5	1.88	95	0.33	0.38	92.4	56.4	78.2	48.3	78.5
	Концентрат 2	9.15	0.4	0.62	11	0.12	0.04	3.0	9.7	4.7	9.1	4.3
	Хвосты	73.25	0.08	0.27	5	0.07	0.02	4.6	33.9	17.1	42.6	17.2
	Исходное	100	1.24	0.59	21.4	0.12	0.085	100	100	100	100	100

При замене 50 % расхода ДБДТК на ксантогенат (по 100 г/т каждого реагента) отмечено некоторое повышение содержания меди и серебра в концентрате основной флотации на фоне пропорционального повышения исходного содержания этих металлов в навеске (рассчитанного по балансу).

Увеличение доли ДБДТК (до 150 г/т) в соотношении расходов собирателей не привело к существенному улучшению показателей флотации. Наилучший результат получен при отношении расходов ДБДТК:БутКс = 1:3. Извлечение меди в концентрат основной флотации возросло до 92.4 %, серебра — до 78.2 %, содержание меди в хвостах снизилось до 0.08 % и потери меди с хвостами флотации составили 4.6 %, что является минимальным показателем в данных экспериментах.

Следует отметить, что применение ДБДТК дало положительные результаты также по извлечению свинца и цинка в концентраты флотации. По сравнению с использованием одного БутКс при применении ДБДТК прирост извлечения свинца и цинка составил в среднем 5–8 % по каждому из этих металлов.

Содержание олова в концентратах и хвостах флотации находилось на уровне 0.25–0.26 % и соответствовало исходному содержанию в пробе хвостов. Потери олова с сульфидным концентратом можно объяснить сростками тонкого касситерита с сульфидами, в основном халькопиритом. Содержание вольфрама в продуктах флотации изменялось в пределах 0.07–0.11 % и не зависело от условий экспериментов.

В результате статистической обработки полученных результатов флотации по содержанию меди в концентрате основной флотации, извлечению меди и выходу концентрата получены корреляционные зависимости извлечения (1) и содержания (2) меди от выхода концентрата (рис. 6а) и извлечения от содержания меди в концентрате (рис. 6б). Анализ статистических зависимостей показал, что максимальные значения извлечения меди при изменении выхода составляют 90.3 % и достигаются при выходе концентрата 16.7 % (коэффициент корреляции $R^2 = 0.55$) (рис. 6а, кривая 1).

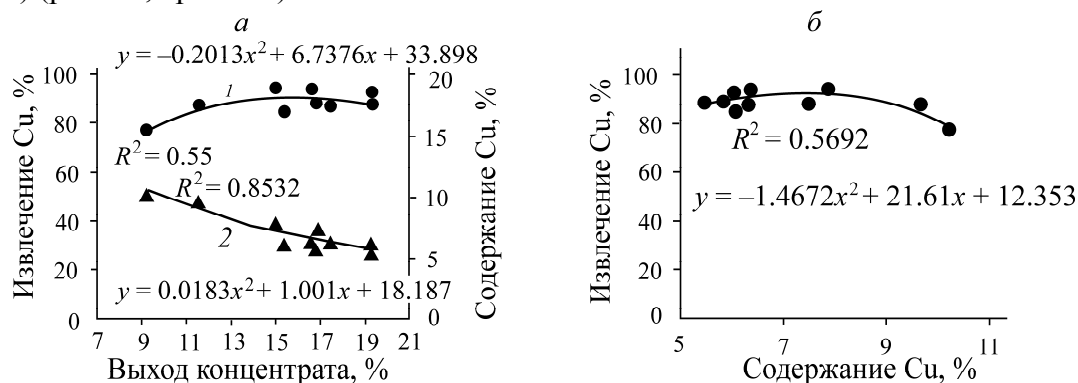


Рис. 6. Взаимосвязь технологических показателей флотации хвостов Солнечного ГОКа: а — зависимость извлечения (1) и содержания (2) меди от выхода концентрата; б — зависимость извлечения от содержания меди в концентрате

Дальнейшее увеличение выхода не приводит к росту извлечения. Максимальное извлечение 91.9 % при изменении качества концентрата достигается при содержании меди 7.7 % ($R^2 = 0.57$) (рис. 6б). Повышение содержания меди в концентрате приводит к снижению извлечения за счет снижения выхода концентрата.

С высокой степенью достоверности ($R^2 = 0.85$) можно утверждать, что качество концентрата зависит от его выхода (рис. 6а, кривая 2). Снижение выхода концентрата до 5–7 % позволит получить концентрат с содержанием меди 11–12 %, например за счет изменения расхода реагентов и их соотношения, а при проведении перечистой флотации получить кондиционный Cu концентрат.

Дальнейшие исследования будут направлены на расширение ассортимента применяемых реагентов и использование модификаторов, в частности для снижения содержания мышьяка в медном концентрате.

ВЫВОДЫ

Результаты микроскопических исследований минерального состава хвостов обогащения Солнечного ГОКа показали, что рудные минералы представлены халькопиритом, пирротинном, пиритом, высокожелезистым сфалеритом, джемсонитом ($Pb_4FeSb_6S_{14}$) и касситеритом, породные мине-

ралы — кварцем и силикатами. Отличительной особенностью является наличие гипергенной минерализации и продуктов окисления сульфидов. Крупные частицы (60–80 мкм) минералов покрыты значительным количеством цементированных гипсом тонкодисперсных фракций (менее 20 мкм). Касситерит находится в сростках с кварцем и халькопиритом, в виде свободных зерен не обнаружен. Наряду с касситеритом в подобных сростках встречается фаза варламовита $(\text{Sn, Fe})(\text{O, OH})_2$, представляющая продукт изменения оловянных сульфосолей группы станнина.

Материал лежалых хвостов обогащения Солнечного ГОКа характеризуется высокой поглощательной способностью по отношению к собирателям и обуславливает высокие расходы реагентов при флотации. Оценка остаточной концентрации дибутилдителиокарбамата натрия методом УФ-спектрофотометрии показала, что практически весь реагент был адсорбирован на поверхности твердой фазы, остаточная концентрация равна нулю, оптическая плотность жидкой фазы пульпы находится на уровне фона.

Флотационными экспериментами установлено, что применение дибутилдителиокарбамата натрия в качестве дополнительного к бутиловому ксантогенату собирателя (в отношении 1 : 3) позволяет повысить извлечение меди, свинца, цинка и серебра в коллективный сульфидный концентрат и сократить потери этих металлов с хвостами флотации.

Авторы выражают благодарность канд. геол.-мин. наук Е. В. Копорулиной и П. М. Карташову за проведение исследований на оптическом и сканирующем электронном микроскопах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ханчук А. И., Кемкина Р. А., Кемкин И. В., Зверева В. П. Минералого-геохимическое обоснование переработки лежалых песков хвостохранилищ Солнечного ГОКа (Комсомольский район, Хабаровский край) // Вестн. КРАУНЦ. Науки о Земле. — 2012. — № 1 (19). — С. 22–40.
2. Матвеев А. И., Еремеева Н. Г. Технологическая оценка месторождений олова Якутии. — Новосибирск: Гео, 2011. — 119 с.
3. Пляшкевич А. А. Минералогия и геохимия олово-серебро-полиметаллических месторождений Северо-Востока России. — Магадан: СВКНИИ ДВО РАН, 2002. — 72 с.
4. Федотов П. К., Сенченко А. Е., Федотов К. В., Бурдонов А. Е. Технология переработки оловосодержащей руды месторождения Казахстана // Обогащение руд. — 2017. — № 1. — С. 8–14.
5. Юсупов Т. С., Кондратьев С. А., Бакшеева И. И. Структурно-химические и технологические свойства минералов касситерит-сульфидного техногенного сырья // Обогащение руд. — 2016. — № 5. — С. 26–31.
6. Angadi S. I., Sreenivas T., Ho-Seok Jeon, Sang-Ho Baek, and Mishra B. K. A review of cassiterite beneficiation fundamentals and plant practices, *Minerals Eng.*, 2015, Vol. 70. — P. 178–200.
7. Leistner T., Embrechts M., Leißner T., Chehren Chelgani S., Osbahr I., Mockel R., Peuker U. A., and Rudolph M. A study of the reprocessing of fine and ultrafine cassiterite from gravity tailing residues by using various flotation techniques, *Minerals Eng.*, 2016, Vol. 96–97. — P. 94–98.
8. López F. A., García-Díaz I., Rodríguez Largo O., Polonio F. G., and Llorens T. Recovery and purification of tin from tailings from the Penouta Sn–Ta–Nb Deposit, *Minerals*, 2018, Vol. 8, No. 1. — P. 20.
9. Газалеева Г. И., Назаренко Л. Н., Шихов Н. В., Шигаева В. Н., Бойков И. С. Разработка технологии обогащения оловосодержащих хвостов Солнечного ГОКа // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XIII Междунар. науч.-техн. конф. — Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2018. — С. 11–16.

10. **Иванова Т. А., Чантурия В. А., Зимбовский И. Г.** Новые способы экспериментальной оценки селективности реагентов-собираателей для флотации золота и платины из тонковкрапленных руд благородных металлов // ФТПРПИ. — 2013. — № 5. — С. 127–137.
11. **Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Иванова Т. А., Чантурия В. А.** Физико-химическое воздействие модифицированного диэтилдитиокарбамата на поверхность золотосодержащих сульфидов при флотации руд благородных металлов // ФТПРПИ. — 2013. — № 5. — С. 147–156.
12. **Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Минаев В. А., Ланцова Л. Б.** Модифицирование поверхности сульфидных минералов и касситерита устойчивыми комплексами металл-дибутилдитиокарбамат // Обогащение руд. — 2017. — № 5. — С. 15–20.

Поступила в редакцию 5/X 2018

После доработки 5/X 2018

Принята к публикации 28/XI 2018