



С.И. Евдокимов



В.С. Евдокимов

## ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ВОЛЬФРАМО-МОЛИБДЕНОВОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

С.И. Евдокимов\*, В.С. Евдокимов\*\*

**Аннотация.** Объектом исследования являлись лежалые хвосты Тырнаузского вольфрамо-молибденового комбината.

Показано, что минералы, выделенные из лежалых хвостов и первичной руды, однородны по флотационным свойствам. Извлечение шеелита из хвостов флотацией по струйной схеме (в которой исходное питание последующей струи обогащают, смешивая с черновым концентратом, выделенным в предыдущей струе флотации) позволяет получить черновой концентрат, в котором при выходе 1,59 % содержится 1,77 %  $WO_3$  и 0,329 % Мо окисленного при извлечении соответственно 63,96 и 52,31 %.

С целью повышения извлечения шеелита в III струе в качестве газовой фазы при флотации использовали смесь воздуха с насыщенным паром (104 °С), что позволило: получить прирост извлечения  $WO_3$  на 3,74 % и Мо окисленного на 4,26 %; качество концентрата увеличилось на 15,8 % отн. при уменьшении выхода концентрата на 10,7 % отн. Причиной высокой эффективности паровоздушной флотации может быть уменьшение размера пузырьков и вибрация их стенок, нагрев воды в граничных слоях пузырьков.

Расчетом показано, что при смешении 1 т отходов, образующихся при переработке хвостов, с 3,9–4,6 т известки местных заводов, образуется материал, химический состав которого аналогичен цементному клинкеру.

**Ключевые слова:** лежалые хвосты, утилизация, извлечение, вольфрам, молибден, гравитация, струйная схема, паровоздушная флотация, нерудная часть, производство цемента.

Обеспеченность страны минеральными ресурсами является одним из важнейших факторов развития экономики. В России доля горно-металлургической индустрии в ВВП страны составляет 5 %, в промышленном производстве – 17,3 %, а в экспорте – 14,2 %, что обеспечивает ей четвертое место в мире. Однако интенсивное наращивание темпов переработки минерального сырья шло в основном за счет освоения крупных с качественными по содержанию и запасам металлов месторождений, добыча руды не компенсировалась приростом запасов на эксплуатируемых месторождениях. В результате отрасль оказалась под влиянием ряда сдерживающих факторов: фонд недропользования в инвестиционно-привлекательной части практически полностью передан добывающим компаниям (в нераспределенном фонде недр велика доля запасов и месторождений, эксплуатация которых в действующих институциональных и фискально-экономических условиях низкорентабельна или убыточна), ухудшились горно-геологические и горнотехнические условия залегания рудных тел. Если четверть века назад на 115 основных месторождениях меди в мире содержание металла составляло 1,3–1,5 %, то в настоящее время оно снизилось до 0,5–0,6 %; увеличение глубины горных работ выражается в ежегодном росте себестоимости

добычи руды на 5–7 %, что снижает конкурентоспособность предприятий.

В хвостохранилищах обогатительных фабрик складировано большое количество тонкоизмельченных хвостов с высоким содержанием ценных компонентов. В условиях дефицита ресурсов и нарастающего экологического кризиса (отходы по мере накопления и хранения становятся одним из мощных факторов техногенных изменений в окружающей среде) вовлечение отходов в хозяйственный оборот для предприятий является перспективным путем пополнения минерально-сырьевой базы. Низкие затраты на добычу и транспортировку хвостов, содержание металлов в которых зачастую выше бортового их содержания на многих вновь вовлекаемых в разработку месторождений [1], позволяют организовать их переработку с положительным финансовым результатом. Актуальность проблемы, помимо решения государственно важной задачи повышения уровня добычи металлов и значимой народнохозяйственной проблемы – ресурсосбережения и расширения сырьевой базы минерального сырья, – определяется ее экологической направленностью.

Цель работы – разработка технологии обогащения, обеспечивающей эффективное вовлечение в эксплуатацию техногенных георесурсов.

\* Евдокимов Сергей Иванович – к. т. н., доцент кафедры «Обогащение полезных ископаемых» Северо-Кавказского горно-металлургического института (государственного технологического университета).

\*\* Евдокимов Вадим Сергеевич – бакалавр ООО «НПП ГЕОС», кафедра «Обогащение полезных ископаемых» Северо-Кавказского горно-металлургического института (государственного технологического университета) (eva-ser@mail.ru).

В современной промышленной практике имеется положительный опыт переработки техногенных отходов по технологиям, отвечающим требованиям необходимой интенсивности и эффективности применяемых разделительных процессов, экологической безопасности [2–5].

Предметом настоящего исследования являлись хвосты Тырныаузской обогатительной фабрики. На фабрике перерабатывали молибденово-вольфрамовые (скарны и скарнированные мраморы) и молибденовые (роговики и гранитоиды) руды одноименного месторождения. По запасам вольфрама (80 %) и молибдена (50 %) скарновые руды являются преобладающими. При ежегодной переработке 6–7 млн т разведанных запасов руд хватит на 20 лет, предварительно оцененных – еще на 20–25 лет.

Из результатов расчетов следует [6], что экономически эффективно перерабатывать техногенное сырье непосредственно на предприятии, его производящем, и по технологии, вписывающейся в схему основного производства.

Технологическая схема фабрики предусматривала извлечение молибдена флотацией из измельченной до крупности 60–62 % кл. – 74 мкм руды с использованием соды, керосина и трансформаторного масла. Отличительной особенностью шеелитового цикла флотации была доводка черного концентрата (выделенного с использованием олеиновой кислоты) по методу Петрова (6 перешлифов с доизмельчением после высокотемпературной пропарки сгущенного концентрата в среде жидкого стекла) с получением концентратов трех марок.

В течение периода эксплуатации фабрики хвосты складировали в три хвостохранилища: первое ликвидировано, второе расположено в 5 км от фабрики ниже по течению р. Баксан и в нем находится 26 млн т хвостов, третье расположено в 10 км от фабрики, в нем складировано 170 млн т хвостов. Хвостохранилище № 2 сухое, рекультивировано, возможна разработка бульдозерной техникой с экскаваторной погрузкой; хвостохранилище № 3 обводнено.

В лабораторных условиях (с использованием фабричной схемы и реагентного режима флотации) из руды, содержащей 0,07 % Мо и 0,21 %  $WO_3$ , в молибденовый концентрат, содержащий 52,50 % Мо, извлечено 73,64 % Мо при выходе концентрата 0,108 %. Из хвостов молибденового цикла флотации выделены шеелитовые концентраты двух сортов: содержащие 70 и 55 %  $WO_3$  при извлечении соответственно 14,33 и 69,93 %  $WO_3$  при выходе 0,043 и 0,267 %. Потери молибдена с отвальными хвостами составили 11,60 % (при содержании 0,01 % Мо), вольфрама – 14,14 % (при содержании 0,03 %  $WO_3$ ).

Цель работы – исследование возможности утилизации песков хвостохранилища № 2.

По различным оценкам, в хвостах содержится 0,035–0,045 %  $WO_3$ , 0,015–0,020 % Мо, 2,80

% Fe, 0,05 % Cu, 0,16 % S, 0,1–0,2 г/т Au. Вещественный состав (%) хвостохранилища № 2:  $SiO_2$  – 52,5;  $Al_2O_3$  – 11,2;  $TiO_2$  – 0,45; FeO – 4,14;  $Fe_2O_3$  – 1,1;  $P_2O_5$  – 0,14; MnO – 0,3; CaO – 16,86; MgO – 1,97;  $K_2O$  – 1,58;  $Na_2O$  – 1,74; Ппп – 7,35.

Рудные минералы отвальных хвостов представлены шеелитом, молибденитом, повеллитом. Попутные минералы: пирротин, сфалерит, пирит, халькопирит, магнетит, гематит, ильменит, арсенопирит, галенит. Породообразующие минералы: пироксен, гранат, плагиоклаз, кварц, кальцит, флюорит, амфибол, тальк, биотит.

Около 80 % потерь  $WO_3$  на фабрике было связано с классом крупности –74 мкм. Шеелит в этой фракции наблюдается преимущественно в виде свободных зерен, а также в виде сростков со степенью раскрытия 50–80 % и реже – со степенью раскрытия 25–50 %. При укладке в хвостохранилище произошла их сегрегация: крупные тяжелые минералы (их ~14 млн т) остались на периферии хвостохранилища, а мелкие легкие минералы (в основном карбонаты, их ~12 млн т) сформировали его центральную часть.

Выполнено сравнение флотуемости мономинеральных зерен шеелита, выделенных из руды и песков хвостохранилища. Опыты по флотации проводили в трубке Халлимонта диаметром 16 мм и высотой 155 мм. Воздух подавали через пористую стеклянную пластинку при избыточном давлении  $\Delta p = 25,3 \cdot 10^2$  Па.

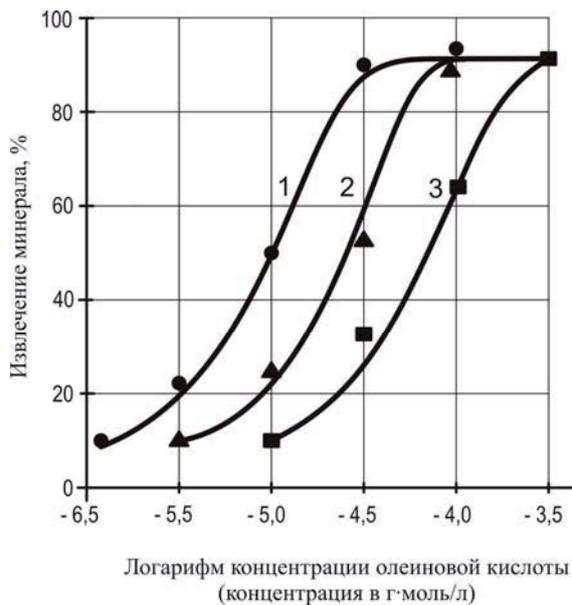
Использован метод измерения размера пузырьков [7, 8], основанный на возбуждении в витках катушки ЭДС индукции при изменении магнитного потока

$$\Phi = \mu H_0 N R^2 \frac{R}{L} \frac{\Delta}{L} \psi \left( \frac{R}{h}, \frac{h}{L}, \mu \right) \quad (1)$$

(где  $\Phi$  – магнитный поток, Вб;  $\mu$  – относительная магнитная проницаемость;  $H_0$  – напряженность внешнего магнитного поля, А/м;  $N$  – число витков в катушке;  $R$ ,  $\Delta$  – соответственно радиус пузырька и его смещение относительно оси симметрии, м;  $L$ ,  $h$  – радиус и высота катушки, м;  $\psi$  – безразмерная функция потока магнитного поля через катушку) размер пузырька оценивали по величине индукционного сигнала в катушке при изменении магнитного потока через поверхность витков при появлении в ферромагнитной жидкости, заполняющей катушку, немагнитного включения – пузырька воздуха. Установлено, что при флотации размер пузырьков изменялся в пределах от 1,61 до 1,86 мм, а расчетный средний

$$\bar{D} = \frac{\sum_{i=1}^n D_i \cdot m_i}{\sum_{i=1}^n m_i} \quad (2)$$

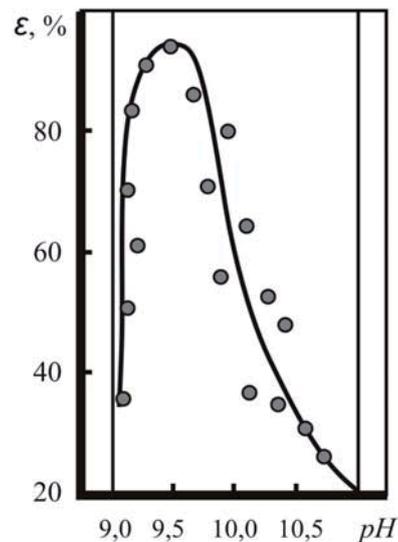
(где  $m_i$  – количество пузырьков воздуха диаметра  $D_i$ ) был  $\bar{D}$  мм. Подачу воздуха в аппарат осуществляли в режиме квазистатического образования пузырьков при объемном расходе газовой фазы  $G_g = 34,7 \cdot 10^{-9}$  м<sup>3</sup>/с.



**Рис. 1.** Влияние концентрации собирателя на флотированность минералов, выделенных из песков хвостохранилища (техногенных)

Флотировали мономинералы широкого диапазона крупности – ( $-200+0$ ) мкм – в присутствии олеиновой кислоты. Установлено (рис. 1), что минералы, выделенные из песков хвостохранилища (техногенные), можно расположить в ряд по возрастающей способности к флотации олеиновой кислотой: кальцит, флюорит, шеелит.

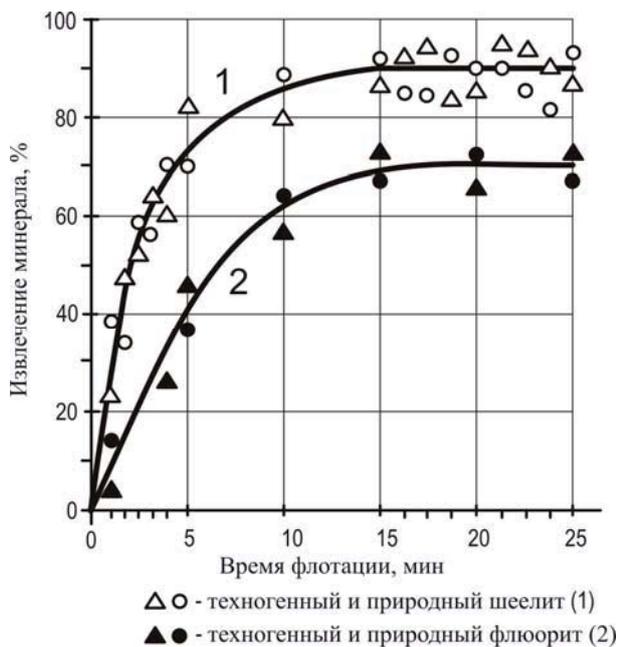
Для флотации шеелита в пульпе необходимо присутствие соды: извлечение шеелита (техногенного) олеиновой кислотой ( $C = 3 \cdot 10^{-5}$  г-моль/л) имеет четко выраженный максимум в области pH 9,6 (рис. 2). Экспериментальные точки, соот-



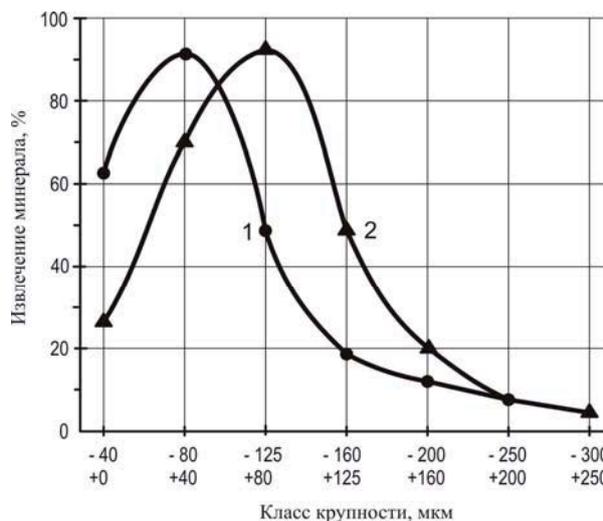
**Рис. 2.** Зависимость извлечения шеелита от величины pH

ветствующие извлечению в пенный продукт ( $C = 3 \cdot 10^{-5}$  г-моль/л, pH 9,6), для природных и техногенных минералов укладываются на одну кривую (рис. 3).

Керосином эффективно извлекается молибденит крупностью ( $-200+40$ ) мкм, трансформаторным маслом – ( $-300+40$ ) мкм. В одинаковых условиях флотации природный и техногенный шеелит извлекаются примерно на 90 % (рис. 4), но извлечение первого максимально из класса крупности ( $-80+40$ ) мкм, а второго – ( $-125+80$ ) мкм.



**Рис. 3.** Кинетика флотации минералов



1, 2 - природный и техногенный шеелит

**Рис. 4.** Флотированность природного и техногенного шеелита из узких классов крупности

Из результатов опытов, приведенных на рис. 1–4, следует, что природное и техногенное сырье мало отличаются по флотационным свойствам, и для них может быть применена однотипная технология обогащения.

Оптимальное извлечение сульфидного молибдена достигается при крупности помола 55–60 % кл. –74 мкм: дальнейшее увеличение тонины помола приводит к снижению извлечения сульфидного молибдена в Мо концентрат. При повышении тонкости измельчения от 38,2 до 82,5 % –74 мкм (при увеличении времени измельчения от 5 до 20 минут) извлечение шеелита растет от 78,3 до 89,9 %, а окисленного молибдена – от 49,1 до 62,2 %.

С точки зрения текущих и капитальных затрат, а также экологической безопасности производства, в качестве аппаратов первого приема обогащения хвостов целесообразно использовать гравитационное оборудование. Поэтому выполнено обогащение хвостов на короткоконусном гидроциклоне. Установлено, что при выходе песков гидроциклона ~10 % в них содержится до 0,1 %  $WO_3$  при извлечении не более 20 %  $WO_3$ ; молибденит также преимущественно переходит в слив гидроциклона. При обогащении хвостов на концентрационном столе типа СКО-0,5 (лучший режим концентрации: частота хода деки 324 мм, длина хода деки 6 мм, расход смывной воды 2,5 м<sup>3</sup>/т) при выходе концентрата стола 15 % в него извлекается до 75 %  $WO_3$ .

Из полученных результатов следует, что применение гравитационного оборудования для обогащения хвостов неэффективно, необходимо использовать более дорогие, но универсальные флотационные методы обогащения. Результат от их применения может быть выше, если использовать схему флотации, конфигурация которой в максимальной степени обеспечивает технологи-

ческую однородность продуктов при разделении [9, 10].

В схемах промпродукты объединяют так, чтобы после их смешения содержание ценных компонентов не уменьшилось, т. к. существует тесная связь между содержанием ценного компонента в исходном продукте  $\alpha$  и его извлечением в концентрат  $\epsilon$ , в том числе и для руд Тырныаузского месторождения:

$$\epsilon_{WO_3} = -1364,22 \cdot \alpha^2 + 638,549 \cdot \alpha + 13,847 \quad (4)$$

(при изменении содержания  $WO_3$  в руде  $\alpha$  от 0,15 до 0,22 %,  $R_2 = 0,598$ ). Однако после смешения однородных по вещественному признаку продуктов (по металлу, минералу) в большинстве случаев получают смесь, состоящую из технологически неоднородных фракций, отличающихся способностью к разделению флотацией.

Концентрацию ценных компонентов без снижения технологической однородности материала можно увеличить, выделив из руды (например, рентгенрадиометрической сепарацией, обогащением в тяжелых суспензиях или отсадкой [11]) пустую породу. В работе с этой целью к исходному сырью добавляют продукт с высоким содержанием ценных компонентов в виде флотационно-активных фракций (например, черновой [9] или готовый концентрат [10]). Для этого исходную пульпу делят, например, на 3 потока (струи флотации), смешивая затем черновой концентрат, выделенный в 1-м потоке, с исходным питанием 2-го потока, черновой концентрат которого, в свою очередь, смешивают с исходным питанием 3-го потока, выделяя в нем готовый черновой концентрат, направляемый на операции перемешивания.

Из песков хвостохранилища была составлена проба, содержащая 62 % фракции –74 мкм. Для

Таблица 1

Результаты флотации лежалых хвостов с применением принципа струйного построения схемы в шеелитовом цикле флотации (опыт по принципу непрерывного процесса)

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Мо	Мо(окисл)	$WO_3$	Мо	Мо(окисл)	$WO_3$
Черновой Мо концентрат	1,43	0,602	0,010	0,053	47,83	1,43	1,72
Черновой $WO_3$ концентрат	1,59	0,181	0,329	1,77	15,99	52,31	63,96
Отвальные хвосты	96,98	0,007	0,005	0,016	36,18	46,26	34,32
Исходные лежалые хвосты	100,0	0,018	0,010	0,044	100,0	100,0	100,0

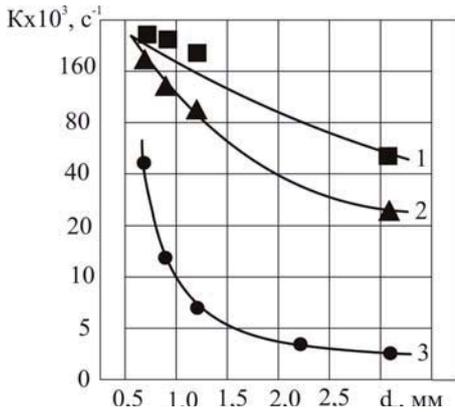


Рис. 6. Константа скорости флотации  $K$  техногенного шеелита как функция размера пузырька  $db$ . Крупность частиц: 1 – (–250+150); 2 – (–150+74); 3 – (–74+40) мкм

извлечения из нее Мо (табл. 1) подавали 740 г/т соды, 65 г/т керосина, 54 г/т терпинеола, 10 г/т трансформаторного масла; время основной флотации – 4 минуты, контрольной – 15 минут. Хвосты флотации перемешивали (3 минуты) с жидким стеклом (350 г/т), затем подавали 40 г/т соды, 41 г/т олеиновой кислоты марки «Олеин Б» и 27 г/т в виде раствора в керосине в соотношении 1:1; время флотации – 30 минут (при этой длительности флотации содержание Мо в последней фракции концентрата в 2–3 раз выше содержания в руде, а  $WO_3$  находится на уровне содержания в руде).

Имеется положительный опыт [8–10] флотации паровоздушными пузырьками, образованными во флотомашине из газовой струи, полученной смешением потоков воздуха и насыщенного горячего водяного пара. Результаты флотации хвостов Тырнаузской ОФ по струйной схеме флотации с использованием в 3-й струе флотации в качестве газовой фазы паровоздушной смеси приведены в табл. 2.

Расход пара, рассчитанный по массе конденсата, образованного при фазовом переходе пар

– жидкость, равен  $G_n = 9,7 \cdot 10^{-11}$  Гкал/т руды.

При барботировании холодной воды паровоздушной смесью уменьшение радиуса пузырька ( $R_n$ , мм) со временем ( $t$ , мкс) описывается уравнением [12]:

$$R_n = -1,461 \cdot 10^{-1} \cdot t - 2,201 \cdot 10^{-2} \cdot t^2 + 3,501 \quad (9)$$

По результатам флотации частиц шеелита различных классов крупности в колонке ( $V = 255$  см<sup>3</sup>,  $D = 36$  мм,  $H = 257$  мм, скорость подачи воздуха –  $v = 50$  см<sup>3</sup>/мин) с дном со сменной сеткой с известным размером ячейки  $r_0$  рассчитаны (рис. 6) константы скорости флотации  $K$  (с<sup>-1</sup>).

Размер пузырьков  $R_n$  определяли по описанному выше методу [7, 8].

Установлена большая флотационная эффективность мелких пузырьков для всех исследованных классов крупности частиц шеелита, что объясняется [13]: 1) высокой вероятностью столкновения; 2) меньшей скоростью пузырька и частицы в момент соприкосновения; 3) большим временем пребывания мелких пузырьков в пульпе. Теоретической основой механизма прилипания частиц к паровоздушному пузырьку являются положения теории ДЛФО, дополненные учетом поверхностных сил структурного происхождения («не-ДЛФО» сил), гидрофобного притяжения и гидрофильного отталкивания [14, 15].

Струйный принцип построения схемы флотации позволил увеличить содержание  $WO_3$  в питании основных операций флотации: от 0,043 % в I струе до 0,070 % во II струе и до 0,096 % в III струе флотации; соответственно увеличилось извлечение (от питания)  $WO_3$  с 67,84 % в I струе флотации до 79,43 % во II струе и до 85,92 % в III струе флотации.

В результате флотации хвостов по схеме рис. 5 получен черновой шеелитовый концен-

Таблица 2

Результаты флотации лежалых хвостов с применением принципа струйного построения схемы и паровоздушной смеси в качестве газовой фазы в шеелитовом цикле флотации (опыт по принципу непрерывного процесса)

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Мо	Мо(окисл)	$WO_3$	Мо	Мо(окисл)	$WO_3$
Черновой Мо концентрат	1,435	0,599	0,011	0,053	47,75	1,44	1,77
Черновой $WO_3$ концентрат	1,420	0,245	0,438	2,05	19,33	56,57	67,70
Отвальные хвосты	97,145	0,006	0,005	0,014	32,92	41,99	30,53
Исходные лежалые хвосты	100,0	0,018	0,011	0,043	100,0	100,0	100,0

Таблица 3

Результаты флотации шихты из лежалых хвостов (90 %) и первичной руды (10 %) с применением принципа струйного построения схемы и паровоздушной смеси в качестве газовой фазы в шеелитовом цикле флотации (опыт по принципу непрерывного процесса)

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Mo	Mo(окисл)	WO <sub>3</sub>	Mo	Mo(окисл)	WO <sub>3</sub>
Черновой Mo концентрат	1,746	3,14	0,153	0,304	70,02	10,31	3,09
Черновой WO <sub>3</sub> концентрат	2,10	0,992	0,941	7,48	26,61	76,31	91,32
Отвальные хвосты	96,154	0,003	0,004	0,010	3,37	13,38	5,59
Исходные лежалые хвосты	100,0	0,078	0,026	0,172	100,0	100,0	100,0

трат: при выходе концентрата 1,42 % в нем содержится 2,05 % WO<sub>3</sub> и 0,438 % Mo окисленного при извлечении соответственно 67,70 и 56,57 %. После пропарки черновых концентратов с жидким стеклом и перечистки получали концентраты с содержанием 54–55 % WO<sub>3</sub> при извлечении 61,91–62,08 % WO<sub>3</sub>.

Одним из вариантов переработки лежалых хвостов может быть их совместная флотация с рудой. Составлена шихта (10 % хвостов и 90 % руды) и проведена ее флотация по схеме (табл. 3), отличительной особенностью которой является струйный принцип обогащения исходного питания.

Утилизация неметаллической части хвостов в производство цемента существенно улучшит финансовый результат переработки лежалых хвостов.

Выводы:

1. Минералы (молибденит, шеелит, флюорит, кальцит), выделенные из лежалых хвостов (техногенные) и из руд (природные), по своим флотационным свойствам однородны, что позволяет применить для переработки хвостов существующие технологии обогащения вольфрамо-молибденовых руд.

2. Из лежалых хвостов флотацией выделен

Таблица 4

#### Расчетный химический состав «искусственного» клинкера

Химическое соединение	Наименование исходных продуктов			Шихта из 1 т хвостов и извести		Состав клинкера
	хвосты	известняк		3,9 т CaO <sup>1</sup>	4,6 т CaO <sup>2</sup>	
		CaO <sup>1</sup>	CaO <sup>2</sup>			
CaO	17,12	67,0	58,0	58,0	58,0	62,0 – 67,0
SiO <sub>2</sub>	59,0	0	7,7	7,7	7,7	20-24
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	9,12	0	4,0	4,0	4,0	4,0 – 7,0
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	9,18	0	2,3	2,3	2,3	2,0 – 5,0
MgO	1,99	1,5	2,2	2,2	2,2	0,5 – 4,5
SiO <sub>3</sub>	0	0	0	0	0	<1

Примечание: CaO<sup>1</sup>, CaO<sup>2</sup> – соответственно известняк местных заюковского и бедыкского месторождений

черновой молибденовый концентрат, содержащий % Mo при извлечении % Mo; из хвостов молибденового цикла получен шеелитовый концентрат, содержащий 54–55 % WO<sub>3</sub> при извлечении 61,91–62,08 % WO<sub>3</sub>. Одним из вариантов переработки хвостов может быть их совместная флотация с рудой в соотношении 1 : 9.

3. Для переработки лежалых хвостов рекомендуется струйная схема струйной флотации: исходную пульпу делят, например, на 3 потока (струи флотации), смешивая черновой концентрат, выделенный в 1-м потоке, с исходным питанием 2-го потока, черновой концентрат кото-

рого, в свою очередь, смешивают с исходным питанием 3-го потока, выделяя в нем готовый черновой концентрат, направляемый на операции перераспределения.

4. Эффективным является способ флотации, при котором в качестве газовой фазы используют смесь воздуха с горячим насыщенным водяным паром.

5. Неметаллическая фракция от повторного обогащения хвостов в смеси с известью по своему химическому составу аналогична цементному клинкеру, что позволяет утилизировать ее в производство строительных материалов.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Чантурия В.А., Вигдергауз В.Е., Шрадер Э.А., Данильченко Л.М., Марченко Т.Г., Саркисова Л.М., Кунилова И.В. Прогрессивные (экологически значимые) технологии переработки медно-цинкового минерального сырья техногенных месторождений: проблемы и решения // Инженерная экология. 2004. № 5. С. 3–11.
2. Reck Barbara K., Graedel T.E. Challenges in metal recycling // University, New Haven, CT 06511, USA. Science. – 2012. – vol. 337, No. 6095, p. 690–695.
3. Седелникова Г.В., Романчук А.И., Ким Д.Х., Савари Е.Е. Современные технологии комплексной переработки минерального сырья цветных и благородных металлов // Современные методы минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки минерального сырья: Материалы Международного совещания «Плакинский чтения-2012», Петрозаводск, 10–14 сент., 2012. С. 26–30.
4. Руднев Б.П. Обоснование и разработка эффективных методов обогащения текущих и лежалых хвостов обогащения руд цветных, благородных и редких металлов. – Дисс. ... докт. техн. наук, Москва, 2004. Государственный научно-исследовательский институт цветных металлов «Гинцветмет». 162 с.
5. Bian Zhengfu, Miao Xiexing, Shaogang Lei, Chen Shen, Wang Wenfeng, Struthers Sue. The challenges of reusing mining and mineral-processing wastes // Science. – 2012. – Vol. 337. – No. 6095, - p. 702–703.
6. Кешта В.В., Кушакова Л.Б., Яковлева Е.П. Переработка лежалых хвостов обогатительных фабрик Восточного Казахстана // Горный журнал. 2001. № 9. С. 57–61.
7. Кобозев М.А., Симоновский А.Я. Метод измерения, экспериментальная установка и результаты измерения частоты образования пузырьков пара при кипении магнитной жидкости на одиночном центре парообразования // Журнал технической физики. 2007. Т. 77. № 11. С. 31–38.
8. Панышин А.М., Евдокимов С.И. Результаты обогащения руд Олимпиадинского месторождения по схеме струйной флотации и аэрации пульпы аэрозолем // Обогащение руд. 2011. № 6. С. 8–12.
9. Панышин А.М., Евдокимов С.И. Результаты обогащения руд Олимпиадинского месторождения по схеме струйной флотации и аэрации пульпы аэрозолем // Обогащение руд. 2011. № 6. С. 8–12.
10. Панышин А.М., Евдокимов С.И. Струйная флотация в условиях специально формируемого высокого содержания металлов в исходной руде // Обогащение руд. 2009. № 5. С. 6–10.
11. Саматова Л.А., Шепета Е.Д., Гвоздев В.И. Минералогические свойства и обогащение бедных шеелитовых руд Приморья // Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. ископ. 2012. № 3. С. 152–161.
12. Королев А.В. Особенности скачка давления в пароводяных инжекторах // Изв. высших учебных заведений и энергетических объединений СНГ. 2009. № 6. С. 31–36.
13. Рубинштейн Ю.Б., Филиппов Ю.А. Кинетика флотации. – М.: Недра, 1980. 375 с.
14. Евдокимов С.И., Панышин А.М. Поверхностные силы в процессах агрегации и флотации частиц // Изв. вузов. Цветная металлургия. 2009. № 3. С. 7–11.
15. Панышин А.М., Евдокимов С.И., Артемов С.В. Исследования в области флотации паровоздушной смесью // Изв. вузов. Цветная металлургия. 2012. № 1. С. 3–10.

## EXTRACTION OF METALS FROM STALE TAILINGS TUNGSTEN-MOLYBDENUM CONCENTRATING FACTORY

Evdokimov S.I.\*, Evdokimov V.S.\*\*

\*Associate Professor, Ph. D. in Technical Sciences, eva-ser@mail.ru, North-Caucasian mining and metallurgical Institute (state technological University), Russia

\*\*bachelor of LLC «NPP «GEOS», mineral processing Department of North-Caucasian mining and metallurgical Institute (state technological University), Russia, eva-ser@mail.ru

**Abstract.** The object of the study are the stale tails Tyrnyauz tungsten - molybdenum combine.

It is shown that the minerals extracted from the primary ore and tailings were substantial, homogeneous on flotation properties. Extraction of scheelite flotation tailings by jet scheme (in which the initial feeding jet enrich subsequent mixing with the rougher concentrate, highlighted in previous jet flotation) enables one to get a rough concentrate, wherein the output of 1.59 % contains 1,77 % WO<sub>3</sub> and 0.329 % Mo oxidized when extracting, respectively, 63.96 and 52.31 %.

In order to maximize recovery of scheelite in III jet as the gas phase in the flotation of a mixture of air with saturated steam (104 °C) is used. This enables one to get the increase extraction by 3.74 % WO<sub>3</sub> and Mo oxidized by 4.26 %, the quality of concentrate increased by 15.8 % rel. with a decrease in the output of concentrate 10.7 % rel. The reason for high efficiency steam-flotation may be reducing the size of the bubbles and the vibration of the walls, heating water in the boundary layers of bubbles.

Calculations showed that the mixing of 1 ton of waste generated during reprocessing of tailings with 3,9-4,6 tons lime local factories formed material, chemical composition is similar to cement clinker.

**Keywords:** old tailings, utilization, extracting, tungsten, molybdenum, gravity, blasting circuit, steam-air flotation, nonmetallic part, cement production