Оборудование для обогащения рудных и нерудных материалов. Технологии обогащения

Материалы XIII Международной научно-практической конференции

(г. Новосибирск, 8–10 ноября 2017)

Новосибирск
2018

УДК 622.7

Оборудование для обогащения рудных и нерудных материалов. Технологии обогащения. Материалы XIII Международной научно-практической конференции. — Новосибирск: Агентство «Сибпринт», 2018. — 226 с.

СПИСОК УЧАСТНИКОВ

XIII Международной научно-практической конференции «Оборудование для обогащения рудных и нерудных материалов. Технологии обогащения»

1. Putzmeister SolidPumps GmbH, Deutschland
2. Алел, ФИК, АО, г. Семей
3. ВВС-инжиниринг, ООО, г. Екатеринбург
4. Вилюйская ГРЭ АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Улан-Удэ
5. ВИМС, г. Москва
6. Воскресенский завод «Машиностроитель», ООО, г. Воскресенск
7. ГПФК, АО, г. Москва
8. Горные машины, АО, г. Красноярск
9. ЗОЛОТОПРОЕКТ, ЗАО, г. Новосибирск
10. Инжиниринговый центр неорганических материалов ТПУ, г. Томск
11. Институт геологии и минералогии им. В.С. Соболева СО РАН (ИГМ СО РАН), г. Новосибирск
12. Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН (ИГД СО РАН), г. Новосибирск
13. Институт Горного дела Севера СО РАН (ИГДС СО РАН), Республика Саха (Якутия), г. Якутск
14. Институт химии твердого тела и механохимии СО РАН (ИХТТМ СО РАН), г. Новосибирск
15. Институт экономики и органации промышленного производства СО РАН (ИЭОПП СО РАН), г. Новосибирск
16. Иргиридмет, АО, г. Иркутск
17. ИТОМАК, НП, ЗАО, г. Новосибирск
18. КАНЕКС АО, г. Кыштым
19. Кен-ТОО, ПИЦ, г. Бышкек
20. Приаргунское производственное горно-химическое объединение, ПАО, г. Краснокаменск
21. Сев-Евродрайф, АО, г. Новосибирск
22. СЕЗАР-Арктика, ООО, г. Санкт-Петербург
23. Сибгидропроект, ООО, г. Омск
24. Сибирский завод ДРО, ТПК ООО, г. Новосибирск

25. Сибнииуглеобогащение, ООО, г. Прокопьевск
26. Спецтехномаш, ЗАО, г. Красноярск
27. Старатель, ЗРК, ООО, с. Чарышское
28. Статус, ООО, п. Ягодное
29. ХМЗ, ПАО, г. Красноярск
30. Шелковый путь, Горная компания, ООО, г. Чита
31. Электротехнические системы Сибирь, ООО, г. Новосибирск
32. Казмеханобр, ГНПОПЭ

НОВЫЕ РАЗРАБОТКИ ЗАО «ТИГОМ»

Е.Г. Мочкин, ЗАО «ТИГОМ»
г. Новосибирск, e-mail: tigom@tigom.ru

1. Разработчики обогатительного оборудования

Многие традиционные разработчики горно-обогатительного оборудования, отраслевые институты (ОАО «ЦНИИолово», ООО «Гидроцветмет», ОАО «Унипромедь» (Уральский научно-исследовательский институт медной промышленности) и др.), конструкторские бюро (СКБ «Гормаш», КБ «Техмаш» и др.) совсем исчезли или резко снизили численность и объем выполняемых работ и превратились в мелкие конторы при посреднических фирмах или конструкторские отделы машиностроительных предприятий.

К сожалению, такие мелкие бюро не в состоянии выполнять полный цикл проектно-конструкторских работ, тем более научно-исследовательских работ по созданию новых образцов техники (кинематический анализ, прочностные расчеты, прогнозирование эксплуатационной надежности и др.).

Поэтому они, за редким исключением, перерисовывают конструкторскую документацию зарубежных аналогов и ранее созданного в Союзе обогатительного оборудования. Суть их стратегии выживания достаточна проста — не вкладывая деньги в разработку нового оборудования, привлекать покупателя не новизной и качеством, а дешевизной своих изделий.

2. Отечественные производители оборудования

Не успели действующие заводы по производству машин и оборудования с трудом пережить экономический кризис 2008–2009 годов, как грянул новый, более затяжной кризис. Директора машиностроительных предприятий с трудом сводят концы с концами и думают не о расширении и обновлении производств, а о снижении издержек, в том числе и о сокращении численности.

В этих условиях многие предприятия не выжили (или, выражаясь современным языком, обанкротились).

Не избежали этой участи и некоторые предприятия по производству горно-обогатительного оборудования. Не стало Уфимского

завода, несколько раз прошли процедуру банкротства «Востокмашзавод», УЗГО, ИЗТМ и многие другие. Кроме того, на действующих предприятиях из-за отсутствия заказов сохраняется минимальная интенсивность использования мощностей, многие производства приостановлены, цеха сданы в аренду представителям торгового бизнеса, процветающего в России. Однако (особенно в последние годы) в России появилось достаточно много новых мелких машиностроительных производств, которые, не имея школы, опытных специалистов и собственных производственных мощностей, начинают выпускать оборудование по своим техническим данным, не отвечающим современным требованиям. Такие фирмы за счет снижения надежности и долговечности оборудования имеют возможность уменьшить оптовую цену и, проводя агрессивную рекламу, вводят потребителей в заблуждение, тем самым подрывают доверие эксплуатационников к отечественному оборудованию и способствуют «нездоровой» конкуренции.

Конечно, машиностроение, в т.ч. и новые предприятия, неоднородно в смысле успешности. Несмотря на некоторые проблемы с загрузкой, мы считаем ОАО «Машиностроительный завод Труд» успешным предприятием.

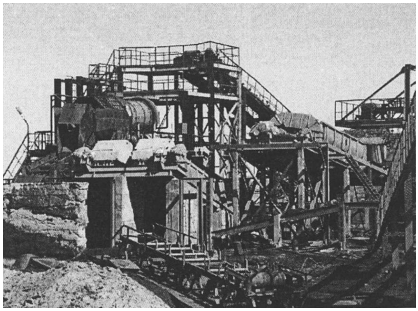
3. Номенклатура ОАО «Машзавода Труд», выпускаемая по разработкам ЗАО «ТИГОМ»

Как известно, ОАО «Машзавод Труд» выпускает номенклатуру горно-обогатительного оборудования (рис. 1) в основном по разработкам ЗАО «ТИГОМ» и его предшественника — СКБ ГОМ.

За последние годы значительно расширены типоразмерные ряды выпускаемого оборудования.

Это отсадочные машины, спиральные классификаторы, радиальные сгустители, скруббер-бутары и другие. Разработаны конструкции и освоено производство нескольких наименований новой техники: круглые флотомашины, промывочные комплексы, шаровые мельницы, пастовые сгустители, лабораторное оборудование и другое, в т.ч. нестандартное оборудование.

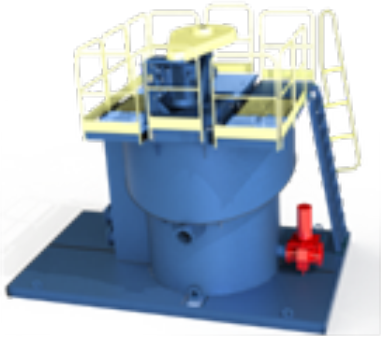
Работая в условиях последнего кризиса, ЗАО «ТИГОМ» вынуждено несколько изменить техническую политику, сосредоточиться на денежных заказах, т.е. разработках, которые обеспечены



Промывочное оборудование

Гравитационное оборудование

Обезвоживающее оборудование



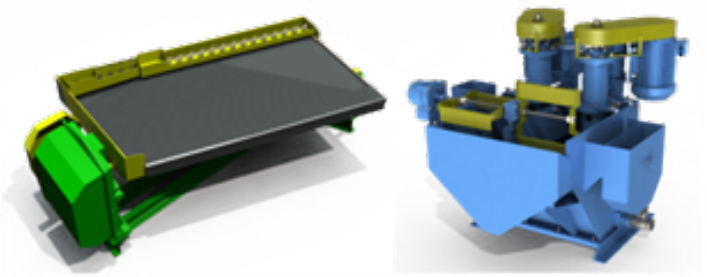
Флотационное оборудование

Обезвоживающее оборудование

Флотационное оборудование

Рис. 1 — Основные виды продукции, выпускаемой группой предприятий «Завод Труд»

Обогатительные комплексы



Лабораторное оборудование

Вспомогательное оборудование Запасные части

Окончание рис. 1

финансированием. Это, прежде всего, модернизация серийно выпускаемого оборудования под требования и условия заказчика, снижение металлоемкости и оптовой цены, расширение диапазона крупности перерабатываемых руд и другие.

В качестве примера можно привести модернизацию спирального классификатора 1КСН-15 (рис. 2, рис. 3) от привода с открытой конической передачей до привода с МРЦ.

Заключались также финансово обеспеченные договоры не по специализации института. Так, при областной господдержке разработана снегоплавильная установка, разработаны и поставлены заказчику специальные конвейерные линии и оборудование для очистки сточных вод для птицефабрик, разработаны запасные части для импортных сельхозмашин и другое нестандартное оборудование.

4. Конкурентная способность разработок ЗАО «ТИГОМ»

Конкурентная способность разработок подтверждается многочисленными патентами (рис. 4).

Продукция под брендом «Завод Труд» поставляется в 28 стран мира.

Отказ от производства горно-обогатительного оборудования «общего назначения». Практически вся выпускаемая продукция изготавливается под конкретные условия эксплуатации.

5. Перспективы развития института

Мы прекрасно понимаем: чтобы в долгосрочной перспективе удерживать и расширять объемы продаж, необходима комплексная программа. Это стимулирование НИОКР, приобретение ключевых ноу-хау для разработки и освоения производства новых современных образцов продукции, что позволит не только укрепить позиции на внутреннем рынке, но и расширить присутствие на внешних рынках.

Поэтому в группе компаний действует положение об изобретательстве и рационализации. Ведутся работы над созданием испытательной лаборатории.

Но без содействия государства это практически не возможно.

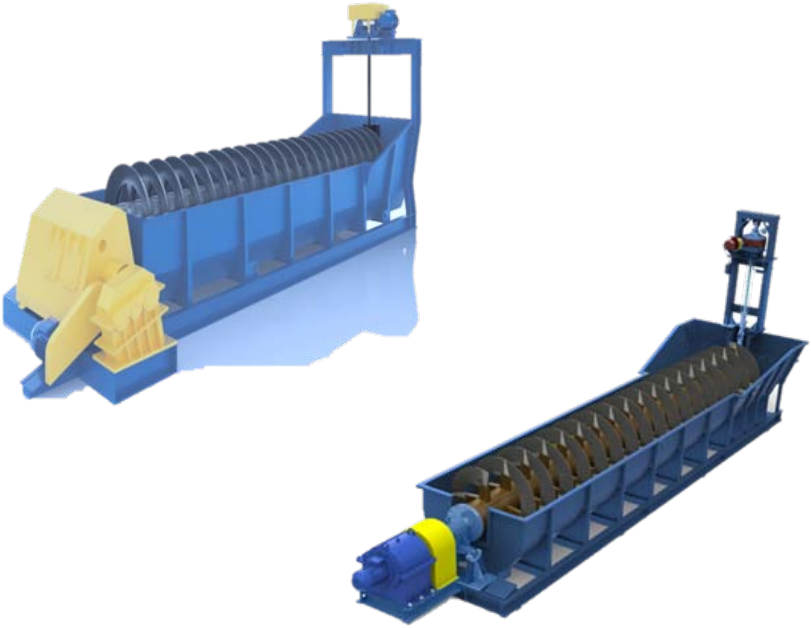


Рис. 2 — Спиральные классификаторы 1КСН-15 различных модификаций

№№	Параметры	1КСН-15М1	1КСН-15МРБ	1КСН15-МРЦ
1	Производительность, т/ч по пескам по сливу	 130 23	 130 23	 130 23
2	Крупность исходного материала, мм, не более	10…15	10…15	10…15
3	Установленная мощность, кВт	7,5	9,5	11
4	Крутящий момент на выходном валу, нм	9300	12600	13100
5	Габаритные размеры, мм, не более: длина; ширина; высота	 10100 2797 4715	 10750 2550 4322	 10940 2430 4240
6	Масса, кг, не более	11600	10010	8645

Рис. 3 — Технические характеристики спиральных классификаторов

Рис. 4 — Патенты ЗАО «ТИГОМ»

6. Заключение

В последнее время в горнодобывающей отрасли наметился положительный тренд, который вселяет оптимизм. По итогам I квартала 2017 года рост экспорта металлов из РФ составил без малого 31 % в денежном выражении. Но горнодобывающие компании по-прежнему не хотят вкладываться в перевооружение. У них и так все работает, только на старых технологиях. Но легкодоступные месторождения с большим содержанием полезных компонентов уже выработаны. А у всего, что открывается сейчас на Севере, «тяжелая логистика». Поэтому остается извлекать металл из бедных руд или перерабатывать техногенные руды сложного вещественного состава, обогащение которых ранее было нецелесообразно. Во всех случаях нужно «что-то придумывать», то есть создавать инновации. И здесь необходимо использовать последние достижения науки по созданию инновационных процессов по комплексной переработке минерального сырья, а также передовой опыт ГОКов.

Под эгидой группы предприятий «Завод Труд» и проводится ежегодная научно-практическая конференция, основное предназначение которой — объединение усилий ученых, технологов, разработчиков и изготовителей горно-обогатительного оборудования.

ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ ПРОМЫВОЧНЫХ ПРИБОРОВ И ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ АППАРАТОВ

М.С. Лучко, АО «Иргиредмет»
г. Иркутск

Запасы полезных ископаемых постоянно истощаются, среднее содержание ценного компонента в золотоносных песках снижается. Сейчас пески с содержанием 0,2 грамма охотно вовлекаются в переработку, однако еще до 90-х годов пески с таким содержанием считали практически некондиционными. Истощение запасов заставило недропользователей находить способы повышения общего уровня добычи и снижения себестоимости добытого грамма. В первую очередь это — увеличение производительности горнодо-

бычной и промывочной техники и повышение уровня извлечения ценного компонента.

Всё это позволило эффективно, экономически выгодно вовлекать в переработку сырьё с весьма скудными содержаниями. На практике успешно работают промывочные комплексы производительностью 2–3 тысячи кубов в сутки. Такие комплексы, как правило, в «голове» имеют высокопроизводительные вибрационные грохоты. Подачу материала обеспечивают один-два тяжелых бульдозера.

Практически всегда в качестве обогатительного оборудования применяются стандартные одностадиальные шлюза. Вся техника, используемая в процессе добычи, требует больших затрат на электроэнергию и дизельное топливо.

Суточный намыв на подобных комплексах в среднем составляет около 300–400 граммов золота.

Как показывает практика, процент потерь золота на шлюзовых приборах варьируется от 40 до 15 % (в среднем 30 %) и зависит от крупности золота, его уплощённости и характеристик песков.

Если рассматривать рудное направление, то чётко прослеживается зависимость экономического успеха предприятия от производительности фабрик. Сегодня редко можно встретить ЗИФ с производительностью менее 1000 тонн руды в год, исключение, пожалуй, это мобильные ЗИФ, как правило, с сезонным режимом работы. И наоборот: всё больше гигантов, таких как «Маломыр» и «Олекма», производительностью более 2 млн т/год, «Покровка» и «Албын», более 3,6 млн т/год, «Высочайший» и «ЮГК» — 4 млн т/год, «Полюс» и «Пионер» — более 6 млн т/год и многие другие.

В россыпной золотодобыче вектор развития тот же. Внедряются более мощные промывочные приборы. Но есть важный нюанс. Если при переработке руды фабрика неподвижна, то при переработке россыпей обогатительный комплекс «движется» вслед за карьером. Следовательно, обогатительный комплекс должен быть мобильный.

Заказчик справедливо предъявляет требование к быстрому демонтажу и монтажу обогатительного комплекса. Среднее плечо транспортировки песков до обогатительного прибора составляет при бульдозерном способе их добычи до 80 метров, при авто-

транспортном до 3 км. Время на отработку объёма песков одной приборостоянки составляет в среднем 10–20 дней. То есть если не переставлять обогатительный комплекс, то через три недели затраты на доставку песков к нему возрастут вдвое.

Легко переставляемые промприборы, такие как ПГШ, Деррокер, ПБШ уже морально и технологически устарели. При теоретической производительности в 50 м^3/ч реальная среднесезонная составляет не более 36. Шлюзовая одностадиальная схема не

а)

б)

в)

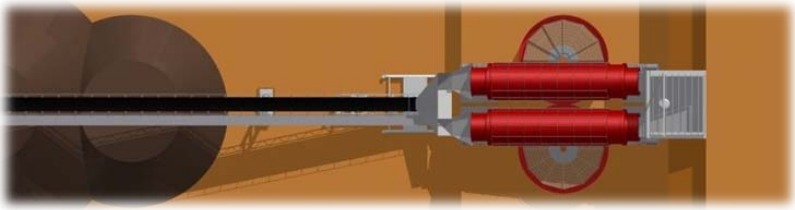


Рис. 1 — Примеры поставляемых промывочных комплексов АО «Иргиредмет» производительностью:
а — до 100 м^3/ч; б — до 200 м^3/ч; в — до 800 м^3/ч

способна эффективно извлекать средние, а тем более мелкие зерна ценных компонентов.

Таблица 1 — Расчет производительности промывочного прибора ПГШ-II-50

Наименование показателей	Месяцы						Итого за сезон
	Май	Июнь	Июль	Авг.	Сент.	Окт.	
Продолжительность сезона, суток	27	30	31	31	30	11	160
Время на производство ППР, суток	1	2	2	2	2	1	10
Количество рабочих дней в сезон, суток	26	28	29	29	28	10	150
Количество часов чистой работы в сутки, ч	19,5	19,5	19,5	19,5	19,5	19,5	19,5
Число часов чистой работы в сезон, ч	507	546	566	566	556	195	2936
Часовая техническая производительность промприбора, $м^3$	50	50	50	50	50	50	50
Поправочный коэффициент на неравномерность работы карьера	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
Поправочный коэффициент на зимние условия работ	0,85	0,9	1	1	0,9	0,85	0,9
Расчетная часовая производительность промприбора по периодам года, $м^3$	**34**	**36**	**40**	**40**	**36**	**34**	**36**
Расчетная производительность промприбора по периодам года, тыс. $м^3$	17,24	19,66	22,64	22,64	20,02	6,63	105,70

Высокая производительность достигается использованием соответствующей техники и оборудования, при этом оборудование должно отвечать самому высокому требованию по уровню извлечения ценного компонента.

Если говорить о россыпных месторождениях, то по нашему опыту усреднённый уровень извлечения при использовании одностадиальной шлюзовой технологии обогащения составляет около 70 %, применение двухстадиальной схемы способно прибавить ещё 10 %. Отсадочная технология позволяет извлекать до 90–95 %, а развитая 95–98 %.

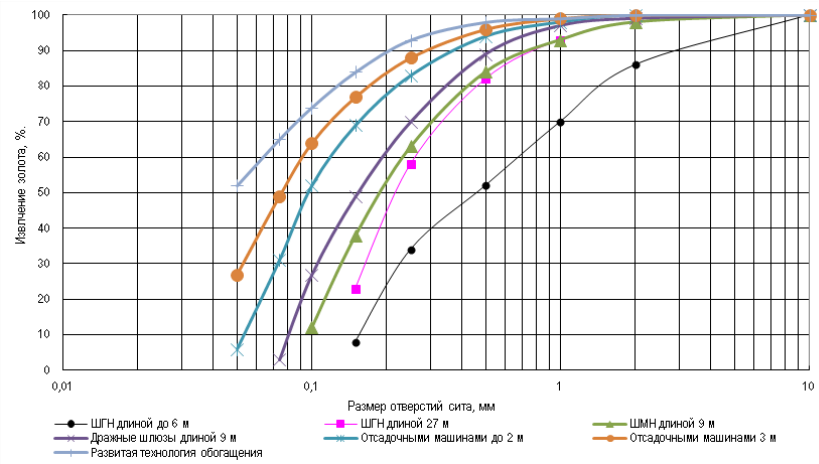


Рис. 2 — Извлечение золота различных классов крупности на обогатительных аппаратах

Сегодня ИКЦ АО «Иргиредмет» готов изготавливать и поставлять заказчику мобильные обогатительные комплексы для переработки россыпных месторождений производительностью от 50 до 800 м^{3}ч. Естественно, чем выше производительность, тем меньше степень мобильности. По расчетным данным, среднее время на перестановку комплекса производительностью 50 кубов составит около 12 часов, 100–200 кубов около 24 часов, 400–800 кубов около 3 суток.

Мы рекомендуем комплектовать высокопроизводительные промывочные приборы высокопроизводительными отсадочными

машинами моделей ТРУД-12 и многосекционной отсадкой МОД-40-Г. Проведенные нами сравнительные испытания показывают, что при обогащении легко- и среднепромывистого материала уровни извлечения на этих машинах практически одинаковы. Отсадки различаются принципом действия. Труд-12 с подвижным решетом, а МОД-40-Г диафрагмовые с гидравлическим приводом. Эти отсадочные машины нашли широкое применение в дражной добыче.

Новое оборудование и технологии, как правило, внедряются поначалу с определённой долей осторожности со стороны заказ-

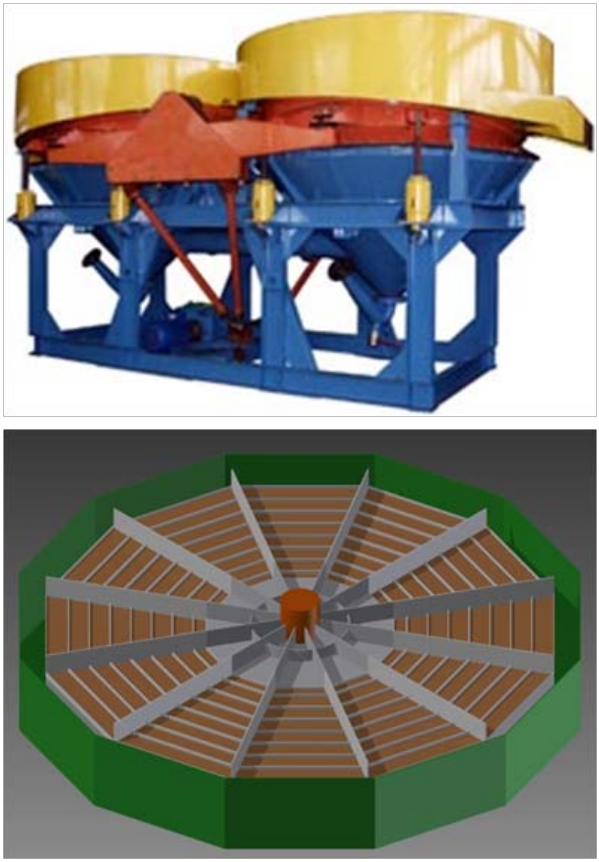


Рис. 3 — Высокопроизводительные отсадочные машины ТРУД-12 и МОД-40-Г соответственно

чика. В первую очередь это связано с отсутствием опыта работы с данным оборудованием или технологией, с отсутствием квалифицированных кадров и т.д.

Для легкого и незаметного для персонала заказчика перехода на другое оборудование мы осуществляем вместе с поставкой оборудования и обучение правилам и методам работы с ним, осуществляем сервисное гарантийное и послегарантийное обслуживание, заключаем договор на полное обслуживание оборудования с привлечением своего высококвалифицированного персонала, такого как технологи и инженеры-обогатители, механики, энергетики и т.д.

ПОЛУЧЕНИЕ КОНЦЕНТРАТОВ ТЯЖЕЛЫХ МИНЕРАЛОВ ИЗ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ ПРОБ ПОСРЕДСТВОМ КОНЦЕНТРАЦИОННЫХ СТОЛОВ

М.В. Цырендоржиева
Вилюйская ГРЭ АК «АЛРОСА» (ПАО), ГИН СО РАН
г. Улан-Удэ, e-mail: tsyrendorzhievaMV@alrosa.ru

Существующая на сегодняшний день технология получения концентратов тяжелых минералов из алмазосодержащих геологоразведочных проб реализовывается посредством сибирского лотка

Рис. 1 — Доводка материала на сибирском лотке

(рис. 1) и является трудоёмкой, ответственной операцией обработки (обогащения) проб при поисках месторождений алмазов. Данная операция должна выполняться промывальщиком, имеющим достаточные навыки и опыт работы, во избежание смыва шлиха и безвозвратной утери материала, а с ним и важной информации по пробе.

С целью исключения использования в технологии доводки пробы до серого шлиха сибирского лотка, а также «человеческого фактора» при её обработке, а также получения относительно простого и быстрого извлечения из шлиховых проб ИМК (индикаторных минералов кимберлитов) были проведены опытно-методические работы по выбору технологии и методики доводки до серого шлиха геологоразведочных проб.

При подборе технологии для выделения тяжелой фракции учитывалась необходимость в:

- эффективном извлечении тяжелой фракции, ИМК (не менее 85 %) крупности –2+0,25 мм;
- сохранении природной поверхности и целостности зёрен полезных минералов при полностью удалённой глинистой рубашке;
- исключении при обработке проб потерь полезных минералов крупнее 0,25 мм;
- выделении из полученного зернистого материала полезных минералов с удельным весом 2,7–5,5 г/см (при исключении магнетита);
- стерильной обработке каждой пробы.

Проведение работ на концентрационном столе

Эксперимент № 1. Работа со смесью минералов.

Данная работа проводилась для определения возможности получения положительных результатов извлечения ИМК посредством концентрационных столов.

Визуально были получены положительные результаты (рис. 2.).

Эксперимент № 2. Работа с рядовыми геологоразведочными пробами с использованием концентрационного стола RP-4 производства США (рис. 3).

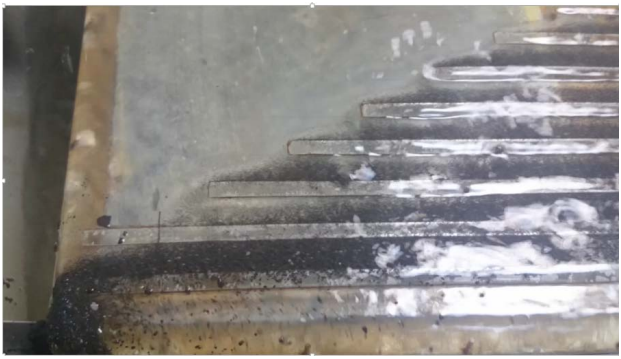


Рис. 2 — Выделение тяжелой фракции

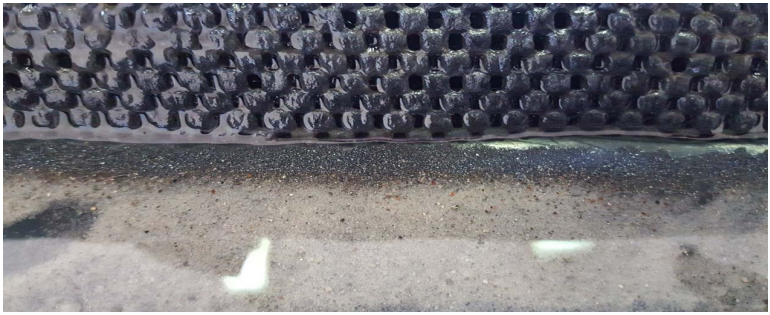


Рис. 3а — Распределение материала

Рис. 3б — Распределение материала

Предварительные работы: была отрегулирована подача твёрдого материала и воды в питании стола. Оптимальное содержание твёрдого материала в пульпе 15-20 %. Бралась рядовая проба с различным содержанием тяжёлых минералов. Загружалась в шнековый дозатор и с помощью него подавалась на стол.

С помощью изменения поперечного и продольного угла наклона деки и расхода смывной воды обеспечивалось устойчивое извлечение минералов в концентрат.

Регулирование осуществлялось следующим образом: при установившемся режиме разделения минералов визуально отслеживался их путь по деке, после чего они собирались по продуктам.

Произведено обогащение на концентрационном столе 34 шт. геологоразведочных проб. После этого результаты работы стола, а именно — содержание спутников по продуктам определяла лаборатория.

Таблица 1 — Результаты эксперимента № 2

№ п/п	содержание т.ф. в пробе, гр	вес исходной пробы, гр	содержание т.ф. в конц-те, гр	выход материала, гр	извлечение в концентрат, %	содержание т.ф. в конц-те+промпр-те, гр	Выход материала, гр	Извлечение в конц-т+ промпр-т, %
1	0,75	902,93	0,26	46,25	34,67	0,62	450,77	82,67
2	26,47	267,95	10,34	35,74	39,06	24,88	139,08	93,99
3	1148,98	1447,35	511,39	530,39	44,51	1078,83	1136,86	93,89
4	1268,79	1546,78	661,58	718,49	52,14	1196,34	1267,48	94,29
5	6,56	1695,86	5,83	406,1	88,87	6,22	1154,95	94,82
6	1,58	1386,1	1,15	349,77	72,78	1,43	937,6	90,51
7	4,69	1722,97	0,84	133,32	17,91	3,32	1021,45	70,79
8	977,83	1709,65	521,25	762,76	53,31	865,43	1423,42	88,51
9	19,59	791,01	5,68	64,33	28,99	18,08	440,82	92,29
10	4,64	1185,11	3,24	78,83	69,83	3,58	673,9	77,16
11	33,75	1839,62	15,6	262,01	46,22	32,8	1162,26	97,19
12	18,86	1919,06	13,71	272,15	72,69	17,58	1265,49	93,21
13	2,37	386,85	0,09	35,94	3,80	2,01	280,09	84,81
14	16,94	963,3	8,69	282,37	51,30	15,68	706,28	92,56
15	33,54	890,4	22,64	141,97	67,50	31,77	630,37	94,72
16	9,12	1052,85	2,87	165,65	31,47	8,37	742,49	91,78
17	3,49	2210,96	2,44	273,99	69,91	3,46	1482,01	99,14
18	65,61	1472,8	34,1	240,63	51,97	45,52	936,65	69,38
19	2,22	1758,25	0,66	121,36	29,73	1,63	1152,65	73,42
20	50,91	1346,12	6,22	133,66	12,22	46,84	873,64	92,01
21	4,68	1058,78	1,85	90	39,53	3,09	538,22	66,03
22	11,52	1164,91	3,33	52,47	28,91	9,67	759,43	83,94
23	47,7	2784,69	25,67	1390,81	53,82	26,34	1571,61	55,22
24	22,89	610,58	7,77	121,1	33,94	19,22	447,14	83,97
25	24,29	2514,02	21,37	1364,45	87,98	23,9	1476,36	98,39
26	33,44	3273,51	30,93	748,19	92,49	33,14	2500,29	99,10
27	70,05	2839,79	69,55	1278,21	99,29	69,69	2557,94	99,49
28	29,61	914,69	6,06	70,88	20,47	24,93	526,52	84,19
29	2,7	287,51	1,25	11,45	46,30	2,6	136,72	96,30
30	1,92	1421,52	1,28	425,4	66,67	1,73	1065,39	90,10
31	0,54	1434,74	0,4	294,47	74,07	0,51	873,56	94,44
32	1,24	1643,26	0,99	590,25	79,84	1,19	1237,44	95,97
33	10,78	63,66	0,13	42,36	1,21	0,13	42,36	1,21
34	13,39	553,57	13,34	409,39	99,63	13,34	409,39	99,63
				Среднее извлечение:	51,85			85,74

В результате эксперимента 2 (табл. 1) сделаны следующие выводы:

1. Извлечение в концентрат составило 54,85 % при выходе материала более 50 %;
2. Извлечение в концентрат + пром. продукт составило 85,74 при выходе материала более 80 %;
3. Увеличить наработку статистики до 50 проб;
4. Для увеличения порога разделения необходимо увеличить площадь деки концентрационного стола, а также обеспечить его регулировку (частота и амплитуда).

Эксперимент № 3. Работа с рядовыми геологоразведочными пробами, посредством концентрационного стола 30АКЦ (рис. 4).

Настройка концентрационного стола 30АКЦ:

Настройка хода деки:

Амплитуда колебаний деки концентрационного стола 8 мм.

Частота колебаний деки концентрационного стола — средняя, 375 мин$^{-1}$ (интервал регулирования 300–450 мин$^{-1}$, 3 положения).

Настройка углов наклона деки стола:

Продольный наклон деки составляет 0°.

Настройка подачи воды:

В питание:

Минимальное значение воды 210 л/час на пробах с небольшой крупностью (класс крупности –1). Максимальное значение 280

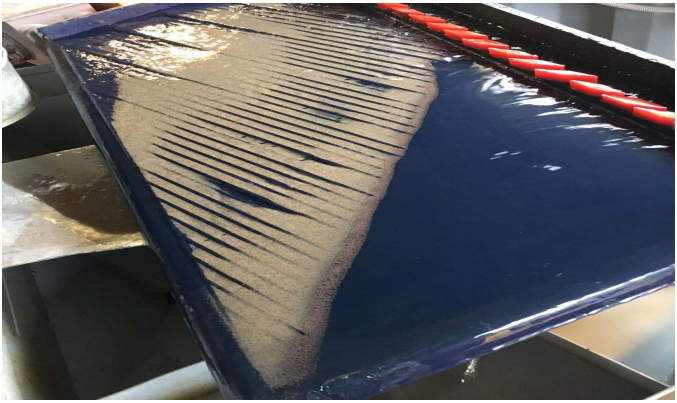


Рис. 4 — Распределение материала

л/час было получено на относительно крупных пробах (класса +1 мм). Оптимальным визуально является значение 240 л/час.

Смывная вода:

Минимальное значение — 220 л/час — для мелких проб (класс крупности –1 мм). Максимальное количество воды — 330 л/час — для проб с большим содержанием класса +1. Оптимальным визуально является значение 280–300 л/час.

Таблица 2 — Результаты эксперимента № 3

№ п/п	содержание т.ф. в пробе, кг	вес исходной пробы, кг	содержание т.ф. в	выход материала,	извлечение в концентрат,	содержание т.ф. в концентрат+	выход материала, кг	извлечение в концентрат+
1	0,000860	2,49	0,00085	0,58	98,84	0,00086	1,53	100,00
2	0,002180	4,23	0,00215	1,82	98,62	0,00217	3,26	99,54
3	0,002950	2,21	0,00268	0,86	90,85	0,00292	1,94	98,98
4	0,004930	4,40	0,00452	1,42	91,68	0,00480	3,10	97,36
5	0,019280	2,72	0,01485	0,91	77,02	0,01769	1,75	91,75
6	0,005600	2,83	0,00551	0,82	98,39	0,00557	1,71	99,46
7	0,003840	3,19	0,00377	0,55	98,18	0,00383	2,53	99,74
8	0,003230	3,50	0,00316	1,19	97,83	0,00319	1,76	98,76
9	0,001370	3,26	0,00134	1,47	97,81	0,00137	2,57	100,00
10	0,012470	3,00	0,01240	0,63	99,44	0,01245	1,52	99,84
11	0,000810	2,69	0,00081	1,23	100,00	0,00081	2,08	100,00
12	0,020730	2,92	0,01827	0,50	88,13	0,01827	0,50	88,13
13	0,029480	3,21	0,02784	0,38	94,44	0,02914	1,88	98,85
14	0,004910	3,25	0,00482	0,96	98,17	0,00482	0,96	98,17
15	0,000560	2,77	0,00054	0,94	96,43	0,00055	1,44	98,21
16	0,000850	3,53	0,00083	1,35	97,65	0,00084	1,84	98,82
17	0,006390	1,70	0,00490	0,06	76,68	0,00637	1,44	99,69
18	0,009250	3,61	0,00798	0,92	86,27	0,00913	2,22	98,70
19	0,001240	4,69	0,00121	1,40	97,58	0,00123	3,14	99,19
20	0,002040	3,89	0,00200	0,86	98,04	0,00203	2,37	99,51
21	0,014670	4,98	0,01450	0,87	98,84	0,01464	2,90	99,80
22	0,005350	2,13	0,00531	0,40	99,25	0,00534	1,08	99,81
23	0,006770	3,63	0,00672	0,79	99,26	0,00676	1,91	99,85
24	0,000260	2,74	0,00026	0,87	99,99	0,00026	1,84	100,00
25	0,001830	3,60	0,00171	0,80	93,44	0,00179	1,92	97,81
26	0,016500	3,83	0,01638	1,01	99,27	0,01647	2,29	99,82
27	0,012940	2,13	0,01171	0,79	90,49	0,01294	1,81	100,00
28	0,004540	3,60	0,00445	1,18	98,02	0,00450	2,80	99,12
29	0,011480	3,91	0,00819	0,89	71,34	0,00960	2,16	83,62
30	0,002150	4,11	0,00207	0,62	96,28	0,00212	2,11	98,60
31	0,001290	4,04	0,00128	0,87	99,22	0,00129	2,07	100,00
32	0,004710	2,34	0,00462	0,45	98,09	0,00469	0,96	99,58
33	0,012080	4,12	0,01105	1,13	91,47	0,01166	2,91	96,52
34	0,009440	3,45	0,00942	0,66	99,79	0,00944	1,65	100,00
35	0,003020	3,87	0,00249	0,77	82,45	0,00299	1,98	99,01
36	0,024910	4,46	0,02232	1,49	89,60	0,02465	3,57	98,96
37	0,008260	3,16	0,00818	1,05	99,03	0,00823	1,76	99,64
38	0,008490	3,73	0,00844	0,54	99,41	0,00848	1,88	99,88
39	0,004900	3,09	0,00410	1,24	83,67	0,00466	2,42	95,10
40	0,002120	4,07	0,00208	0,68	98,11	0,00211	1,80	99,53
41	0,003420	3,34	0,00320	1,13	93,57	0,00334	2,22	97,66
42	0,003390	6,51	0,00295	2,25	87,02	0,00331	5,24	97,64
43	0,001260	2,86	0,00119	0,62	94,44	0,00122	1,23	96,83
44	0,020700	3,75	0,01568	1,24	75,75	0,01897	2,62	91,64
45	0,007910	4,06	0,00649	1,16	82,05	0,00708	2,47	89,51
46	0,003920	6,86	0,00306	2,23	78,06	0,00355	4,43	90,56
47	0,004510	3,63	0,00223	0,84	49,45	0,00241	1,60	53,44
48	0,003510	3,96	0,00325	0,57	92,59	0,00335	1,38	95,44
49	0,015270	4,46	0,01347	1,05	88,21	0,01462	2,98	95,74
50	0,003230	3,95	0,00299	1,11	92,57	0,00313	2,51	96,90
Среднее значение:					92,06			96,73

Предварительные работы: была отрегулирована подача твёрдого и воды в питании стола. Оптимальное содержание твёрдого в пульпе 15–20 %.

С помощью изменения поперечного и продольного угла наклона деки и расхода смывной воды обеспечивалось устойчивое извлечение минералов в концентрат при установившемся режиме разделения минералов, визуально отслеживался их путь по деке, после чего они собирались по продуктам.

Произведено обогащение на концентрационном столе 50 шт. геологоразведочных проб. После этого результаты работы стола, а именно — содержание спутников по продуктам, определяла лаборатория.

В результате эксперимента 3 (табл. 2) сделаны следующие выводы:

1. Извлечение в концентрат составило 92 %, при выходе материала в концентрат не более 27 %;

2. Среднее извлечение тяжелой фракции в концентрат при стабильной работе стола составило 96–98 %, что и требовалось решить данной работой;

3. Настройки стола (угол и смывная вода) меняются в незначительных пределах и хорошо контролируются визуально;

4. Данная технология вполне применима для получения концентратов тяжелых минералов (ИМК) из алмазосодержащих геологоразведочных проб.

РАЗРАБОТКИ ЗАО «ТИГОМ» ДЛЯ РЕШЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПРОБЛЕМ

А.В. Кожевников, ЗАО «ТИГОМ»
г. Новосибирск, e-mail: tigom@tigom.ru

Президент России Владимир Путин 5 января 2016 года подписал указ, в соответствии с которым 2017 год в России объявлен годом экологии. Цель этого решения — привлечь внимание к проблемным вопросам, существующим в экологической сфере, и улучшить состояние экологической безопасности страны.

ЗАО «ТИГОМ» на протяжении многих лет ведет разработки технологий и оборудования для очистки технической воды с разных производств.

1. Гипромез

В соответствии с техническим заданием на выполнение инвестиционного мероприятия «Реконструкция системы водного хозяйства ОАО „Синарский трубный завод“. Организация локального оборотного цикла цеха Т-2» требуется выполнить проект очистных сооружений для «условно грязного» и «условно чистого» циклов. В результате реконструкции будет обеспечено снижение уровня потребления свежей воды до 5 % от производительности оборотных циклов цеха и обеспечено требуемое качество оборотной воды при увеличении производительности трубопрокатного агрегата ТПА-140.

ЗАО «ТИГОМ» выполнил технико-коммерческое предложение по двум вариантам на поставку технологии и оборудования очистных сооружений для «условно грязного» цикла: отстойники (сгуститель радиальный, сгуститель пластинчатый), гидроциклоны, маслосборники.

2. Очистка нефтеносных песков

До настоящего времени группа компаний ОАО «Труд» имела отношение к нефти и нефтепродуктам в части разработки техно-

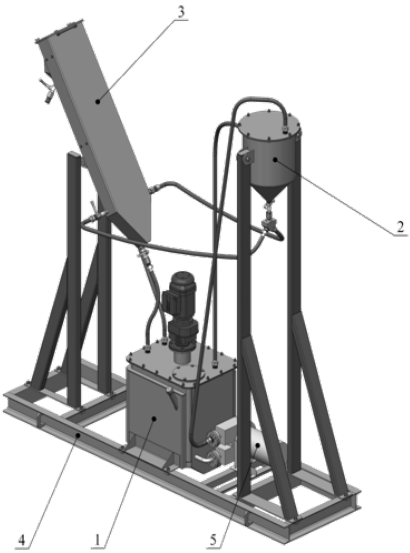


Рис. 1 — Установка испытаний нефтеносных песков
1 — бак; 2 — питатель; 3 — блок пластин; 4 — рама опорная; 5 — насос

логии и поставки оборудования для очистки промышленных стоков предприятий, почвенного грунта. В 2014 г. от наших коллег из Израиля, компании «BCE GREEN SANDS» (GS) поступило предложение рассмотреть возможность использования оборудования производства ОАО «Машзавод Труд», а именно — пластинчатого сгустителя.

В задании заказчика были определены начальные и конечные параметры продуктов переработки, требования к оборудованию и технологической схеме переработки нефтеносных песков с указанием возможного размещения пластинчатого сгустителя в схеме цепи аппаратов. Специалистами ЗАО «ТИГОМ» разработана и изготовлена установка для испытаний нефтеносных песков, проведены испытания.

3. Разработка оборудования для очистки сточных вод на птицефабрике

Сепаратор барабанный СБО-50

Сепаратор барабанный предназначен для очистки загрязненной воды, поступающей из моечной машины, от механических примесей крупнее 1,5 мм.

Рис. 2 — Сепаратор барабанный СБО-50 для очистки сточных вод на птицефабрике

4. Разработка технологии утилизации снега

Эффективные технические мероприятия по уборке снега и его утилизации — организационные, инженерные, технические способствуют обеспечению требований охраны окружающей среды в части экологической безопасности. Необходимость обеспечения требований охраны окружающей среды в части экологической безопасности жилищно-коммунальных услуг определены государственным стандартом РФ.

ЗАО «ТИГОМ» совместно с ОАО «Машиностроительный завод ТРУД» на протяжении последних 4-х лет ведет активные разработки по утилизации снежной массы, собранной с городских улиц г. Новосибирска. Были разработаны и проведены натурные испытания 3-х установок по утилизации снежной массы (рис. 3, рис. 4, рис. 5), технические параметры которых приведены в таблице 1.

Технические параметры УС-7

№	Наименование основного параметра	Норма
1	Производительность, м^3/час (м^3/сутки), в пределах	5…10 (120…240)
2	Диаметр импеллера, мм, не более	360
3	Частота вращения импеллера, мин$^{-1}$, не более	424
4	Высота загрузки, мм, не более	2650
5	Мощность электродвигателя привода импеллера, кВт	2,2×2
6	Удельный расход воды, м^3/м^3, в пределах	1…1,5
7	Температура теплоносителя, °С, в пределах	25…65
8	Габаритные размеры, мм, не более длина ширина высота	 4020 3070 3020
9	Масса, кг, не более	2930

Рис. 3 — Установка для таяния снега УС-7

Рис. 4 — Станция снегоплавления ССП-1

Рис. 5 — Станция снегоплавления ССП-2

Таблица 1 — Технические параметры станций снегоплавления

Наименование основного параметра	ССП-1	ССП-2	ССП-6
Производительность, $м^3$/час, в пределах	10…40	60…80	200…250
Максимальная крупность исходного материала, мм	300	250	250
Внутренний диаметр перфорированного барабана, мм	1500	2000	2600
Наружный диаметр бил, мм	680	1000	1500
Частота вращения перфорированного барабана, $мин^{-1}$, не более	17	15	13
Наружный диаметр шнека, мм	200	450	480
Частота вращения шнека, $мин^{-1}$, не более	18	7,3	7,5
Продольный угол наклона барабана, град., не более	15	18	18
Продольный угол наклона шнека, град., не более	18	18	18
Размер перфорации барабана, мм	12	12	12
Высота загрузки, мм	2870	4445	5150
Температура теплоносителя, °С, в пределах	25…65	25…65	25…65
Мощность электродвигателя привода барабана, кВт	7,5	22	45
Мощность электродвигателя привода шнека, кВт	2,2	5,5	5,5
Габаритные размеры, мм, не более			
длина	8860	14970	13725
ширина	3280	6130	6725
высота	3100	5010	5660
Масса, кг, не более	8500	22850	28060

На данный момент ведутся работы по отработке технологии плавления снежной массы. Так, на территории ОАО «Машиностроительный завод Труд» создана опытно-промышленная установка утилизации снежной массы производительностью 40 $м^3$/ч. Установка включает в себя станцию снегоплавления ССП-1М: очистные сооружения талой воды — песколовка с маслосборником; сгуститель пластинчатый; контур нагрева оборотной воды с теплообменником; склад снежной массы на 700 $м^3$.

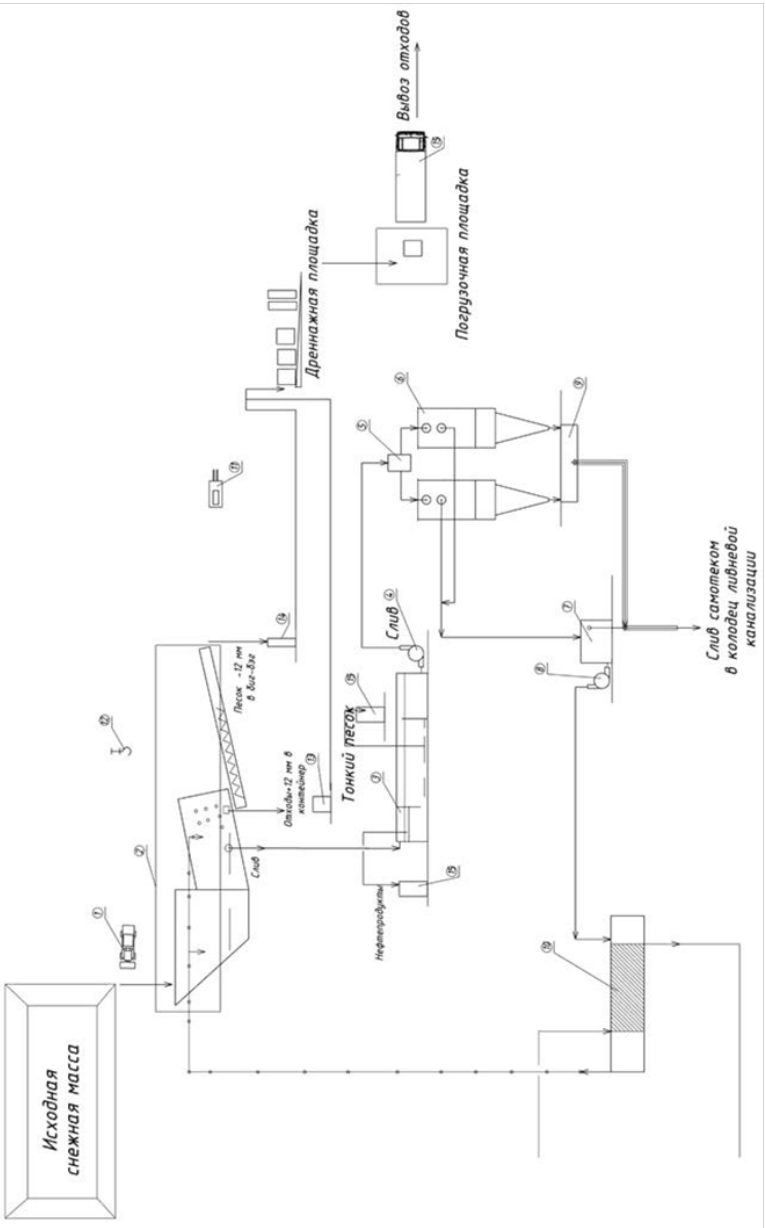


Рис. 6 — Схема опытно-промышленной установки утилизации снежной массы

Поз.	Обозначение	Наименование	Кол.
1	Фотон	Погрузчик фронтальный	1
2	ССП-1	Станция снегоплавления	1
3	ОПУУСМ.03	Зумпф с маслосборником и песколовкой	1
4	СМ 100-65-200-5.5	Насос центробежный консольный	1
5	ОПУУСМ.05	Пульподелитель-успокоитель	1
6	СП-1А	Сгуститель пластинчатый	2
7	ОПУУСМ.07	Зумпф очищенных стоков	1
8	СМ 100-65-200-5.5	Насос центробежный консольный	1
9	ОПУУСМ.09	Зумпф дренажный	1
10	ПВВ 1750.00.20. УН	Подогреватель водоводяной	1
11		Погрузчик вилочный г/п 1,5 т	1
12		Монорельс грузоподъемность 1т	1
13		Контейнер под мусор	7
14		Биг-бэг для крупного песка	7
15		Емкость для отходов	2
16		Мусоровоз	

Окончание рис. 6

Основываясь на своем богатом опыте в разработке горно-обогатительного оборудования, а именно — в области сгущения производственной воды, ЗАО «ТИГОМ» может разработать эффективные методы очистки воды для разных производств.

РОЛЬ ОЦЕНКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПРИ ОСВОЕНИИ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ПРИМЕРЕ ВОЛЬФРАМОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ УЗБЕКИСТАНА

А.М. Никонов, ОАО «Машизавод Труд»
г. Новосибирск

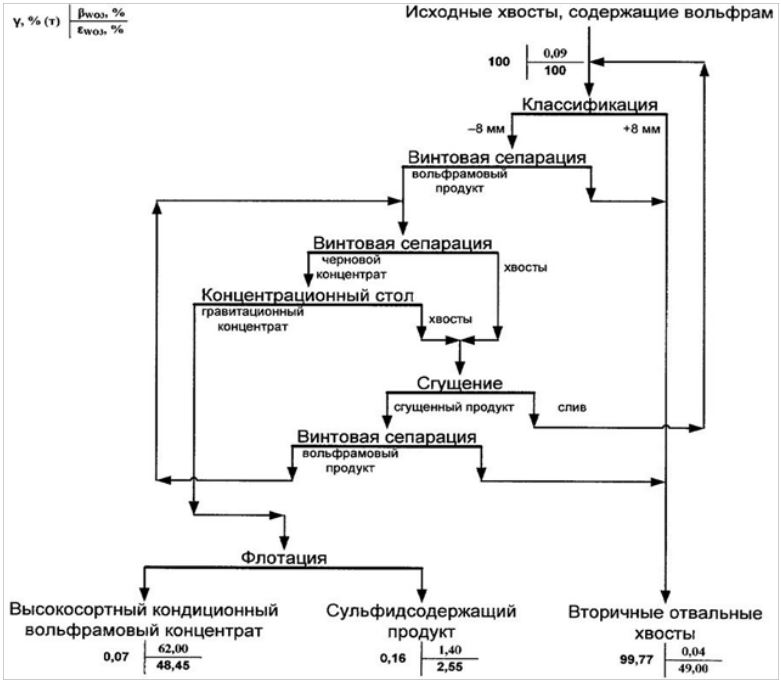
Весной 2016 года на завод обратилась компания АО «Узбекский металлургический комбинат» с просьбой провести аудит работы гравитационного оборудования на обогатительной фабрике по обогащению лежалых хвостов обогатительной фабрики, перерабатывавшей вольфрамовую руду рудника «Койташ» в Сырда-

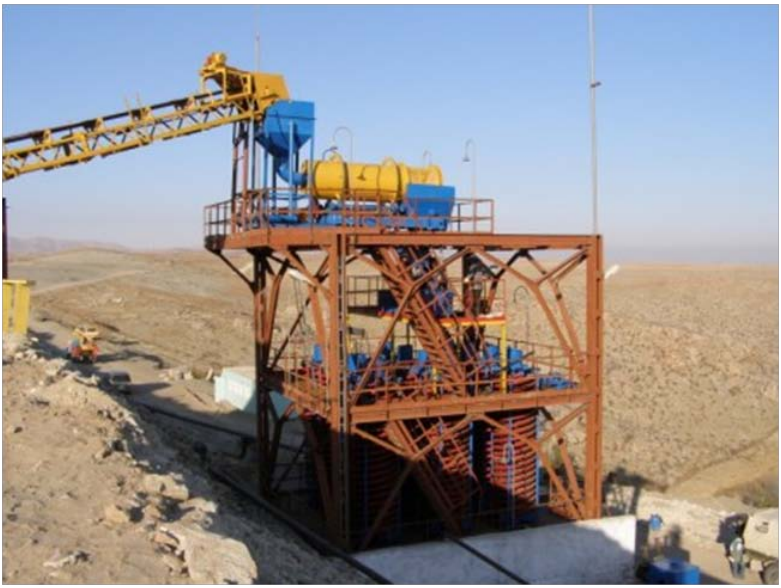
рьинской области, респ. Узбекистан. На этот момент в республике уже работала установка по обогащению лежалых хвостов обогатительной фабрики на месторождении Ингичке. На этом месторождении уже давно шли исследовательские работы по вовлечению его в переработку. Еще на III Конгрессе обогатителей стран СНГ (Т. 1, МИСиС. М., 2001) были озвучены тезисы о возможности доизвлечения вольфрама из отвальных хвостов обогатительной фабрики рудника Ингичке (авторы А.Б. Ежков, Х.Т. Шарипов, К.Л. Бельков «Вовлечение в переработку лежалых вольфрамсодержащих хвостов Ингичкинского рудника». Описаны результаты исследований по гравитационному обогащению хвостов Ингичкинской обогатительной фабрики (авторы С.В. Руднев, В.А. Потапов, Н.В. Салихова, А.А.Канцель // Горный вестник Узбекистана, 2008, № 3). На основании проведенных исследований в конце 2005 года было создано совместное предприятие «INGICHKI METALLS» с целью переработки лежалых вольфрамоносных хвостов (отходов) рудника Ингичке, получения шеелитового концентрата и других продуктов, являющихся сырьем для УзКТЖМ (Узбекский комбинат тугоплавких и жаропрочных металлов). Учредителями предприятия являются Навоийский горно-металлургический комбинат и российская компания ЗАО «INTEGRA MINING». Работу совместного предприятия поддержало правительство республики. С 2005 года начали переработку забалансовых руд на базе оборудования существующей фабрики и одновременно подготавливали опытно-промышленную установку для обогащения лежалых хвостов Ингичкинской обогатительной фабрики. За 2007 год, наряду с обогащением забалансовых руд, специалисты предприятия нашли эффективную технологию переработки вольфрамсодержащих «песков», разработали технологический регламент процесса и определили основное оборудование для его реализации.

В 2008 году установка начала перерабатывать лежалые хвосты.

В 2011 году технологическая схема обогащения лежалых хвостов обогатительной фабрики месторождения Ингичке была запатентована (патент РФ № 2424333, авторы — ООО «ИНТЕГРА РУ», Канцель В.А., Канцель А.А., Лапшинов С.Л., Летюшов А.А., Фомин М.Н., Потапов В.А.).

tex


γ, % (т)
βWO3, %
εWO3, %
Исходные хвосты, содержащие вольфрам
100
0,09
100
Классификация
–8 мм
+8 мм
Винтовая сепарация
вольфрамовый продукт
Винтовая сепарация
черновой концентрат
хвосты
Концентрационный стол
гравитационный концентрат
хвосты
Сгущение
сгущенный продукт
слив
Винтовая сепарация
вольфрамовый продукт
Флотация
Высокосортный кондиционный вольфрамовый концентрат
0,07
62,00
48,45
Сульфидсодержащий продукт
0,16
1,40
2,55
Вторичные отвальные хвосты
99,77
0,04
49,00



Результаты комплексной переработки вольфрамсодержащих хвостов Ингичкинской обогатительной фабрики:

Наименование продукта	Выход, %	Содержание WO_3, %	Извлечение WO_3, %
Высокосортный кондиционный вольфрамовый концентрат	0,07	62,00	48,45
Сульфидсодержащий продукт	0,16	1,40	2,55
Вторичные отвальные хвосты	99,77	0,04	49,00
Исходные хвосты, содержащие вольфрам	100,00	0,09	100,00

При этом средняя производительность по исходным пескам составила 80 т/час. Такой результат достигнут благодаря большой работе по изучению технологических свойств техногенных отложений.

Зная положительный результат обогащения лежалых хвостов на месторождении Ингичке, руководство АО «Узбекский металлургический комбинат» решает построить обогатительную фабрику на месторождении Койташ практически такую же, как и на Ингичке, для гравитационного обогащения лежалых хвостов. При этом было проведено всего одно техническое тестирование пробы на

обогатимость на заводе в Китае, выпускающем гравитационное обогатительное оборудование.

В прошлом году весной фабрику запустили в работу. Первые анализы результатов обогащения лежалых хвостов дали отрицательный результат. Нагрузка по исходным пескам едва достигала 30 т/ч, при проектной — 80 т/ч из-за плохой дезинтеграции в скруббере. При попытке увеличить нагрузку резко возрастали потери исходного материала с плюсовым классом бутары скруббера. Извлечение шеелита было менее 20 % при ожидаемом 50 %. Ощущался большой дефицит воды при подаче питания на винтовые шлюзы.

После проверки работы фабрики под нагрузкой и беседы со специалистами фабрики выяснилось, что глубокого исследования свойств лежалых хвостов не проводилось, при проектировании и строительстве фабрики руководствовались только положительным результатом обогатительной установки на месторождении Ингичке и тем, какое оборудование там используется. Кроме этого, выяснилось, что переработка руды на фабриках велась совершенно по разным технологиям. На фабрике месторождения Ингичке из руды извлекался только вольфрам комбинированным гравитационно-флотационным методом, что определяло сравнительно высокую крупность хвостов. Этот фактор положительно повлиял на процесс

подготовки песков к обогащению, в данном случае — промывку и классификацию и на сам процесс гравитационного извлечения шеелита. На фабрике месторождения Койташ из руды извлекали вольфрам, молибден и медь по многостадиальной флотационной схеме с доводкой концентратов гидрометаллургическим методом. Такая схема предусматривает более тонкое измельчение материала, а наличие в хвостах сульфидов в результате их окисления в хвостохранилище привело к еще большему ошламованию в виде глин. Кроме этого, наличие остаточных флотореагентов и растворов гидрометаллургического процесса также могли отрицательно повлиять на технологические свойства песков.

В результате проведенного анализа работы фабрики на месторождении Койташ руководству АО «Узбекский металлургический комбинат» были выданы рекомендации по комплексному исследованию хвостов фабрики с целью определения возможности рентабельного извлечения вольфрама и других ценных компонентов, а также определиться с целесообразностью их переработки. По имеющимся сведениям, на сегодняшний день фабрика не работает и продается.

По результатам проведенной работы надо отметить, что освоение (вовлечение в переработку) большинства техногенных месторождений требует серьезного и взвешенного подхода. Так, академик РАН Чантурия В.А. отмечает (Инновационные процессы в технологиях переработки минерального сырья сложного вещественного состава // Плаксинские чтения. 2009 г.), что вовлечение в эксплуатацию лежалых хвостов обогащения руд цветных металлов требует сложных технологических схем, включающих процессы гравитации, флотации и гидрометаллургии. Для этого требуется строительство практически новых производств, реализующих новые технологические принципы и решения, которые разработаны, как правило, на уровне научных открытий, лабораторных или полупромышленных исследований. Отсюда высокая капиталоёмкость нового строительства и реконструкции с последовательной заменой действующих технологических линий на новые производства.

Несмотря на указанные трудности, перспективность использования техногенных месторождений очевидна, так как их использование позволяет одновременно решать целый ряд экономических, социальных и экологических проблем.

Таблица 17

Технологические показатели работы фабрик, перерабатывающих шеелитсодержащие руды

Обогатительная фабрика	Рудный комплекс и извлекаемые компоненты	Сод-е WO_3, в руде, %	Извл-е WO_3 в к-т, %	Содержание WO_3 в концентрате, %
Фабрики СНГ				
Тырныаузская	Шеелит, молибденит, повеллит, халькопирит, висмутин в скарнах и роговиках. Извлекаются: вольфрам, молибден и медь	-	84,33 (общее)	62,00 45,00
Чорух-Дайронская	Шеелит, барит, медные (сульфидные и окисленные) минералы, молибденит. Извлекаются: вольфрам, медь, барит, молибден	-	74,03	70,30
Койташская	Шеелит, халькопирит, молибденит, самородный висмут. Извлекаются: вольфрам, молибден и медь	-	82,70	72,03
Ингичкинская	Шеелит в скарнах, извлекается вольфрам	-	84,30	55,00
Джилауская	Шеелит, халькопирит	-	76,40	21,35
Фабрики дальнего зарубежья				
Пайн-Крик (Бишоп) (США, штат Калифорния)	Шеелит, молибденит, повеллит, халькопирит, борнит	0,400	92,00	60,00
Йелоу-Пайн (США, штат Айдахо)	Шеелит, стибнит, золото, арсенопирит	0,200	70,00	70-75 (после выщелачивания)

(Из «Научные и технические аспекты охраны окружающей среды». Выпуск № 4. Москва, 2013 год)

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ВЫПУСКАЕМОГО ОАО «МАШЗАВОД ТРУД» ОБОРУДОВАНИЯ В СОВРЕМЕННЫХ УСЛОВИЯХ

М.Ю. Бабенков, ОАО «Машзавод Труд»
г. Новосибирск

ОАО «Машзавод Труд» — одно из старейших предприятий не только нашего города, но и отрасли российского машиностроения, отвечающей за выпуск обогатительного оборудования. При этом завод достаточно твердо стоит на ногах, сохраняя свою основную специализацию даже в нынешних экономически очень непростых условиях.

Номенклатура выпускаемых нами изделий охватывает почти все стадии обогащения руд драгоценных и цветных металлов. И эта номенклатура, превышающая сотню наименований, постоянно увеличивается, как за счет расширения типоразмерных рядов серийно выпускаемой продукции, так и за счет освоения новых изделий.

Одним из факторов устойчивости завода на рынке обогатительного оборудования являются постоянно ведущиеся работы по модернизации выпускаемых изделий. Ключевые составляющие этих работ, конечно же, — обратная связь с заказчиками, внедрение новых материалов и комплектующих изделий. Их и можно считать основными направлениями модернизации. Кроме того, современные условия ставят задачу по импортозамещению, и наше предприятие здесь также не осталось в стороне. Самым ярким примером импортозамещения на заводе является разработка и изготовление мотор-редукторов.

После 90-х годов прошлого века, когда был нанесен удар по технологическим возможностям российских предприятий, мы были вынуждены отказаться от большемодульных конических зацеплений в приводах спиральных классификаторов типа КСН и КСП. Заменой этому стали мотор-редукторы. По техническим характеристикам классификаторов с диаметром спирали 1200 мм и выше удалось подобрать только мотор-редукторы фирмы «BAUER» (Германия). В последнее время произошло резкое повышение цен на импортные комплектующие и ухудшение условий их поставки. Это подтолкнуло ОАО «Машзавод Труд» и ЗАО «ТИГОМ»

к разработке и освоению производства тяжелонагруженных мотор-редукторов. Мы успешно справились с этой задачей. Вот уже более 2-х лет завод применяет на спиральных классификаторах мотор-редукторы собственного производства. Основная особенность этих мотор-редукторов — большой передаваемый момент при малых скоростях вращения.

Вот их характеристики:

Мотор-редуктор	Мощность эл. двигат., кВт	Частота вращения выходного вала, об/мин	Крутящий момент на выходном валу, Н·м
МРЦ-100	3,0	9,7	2690
МРЦ-200	7,5	7,24	6619
МРЦ-210	5,5	7,2	6600
МРЦ-300	11	7,2	13146
МРЦ-400	15	6,3	18972
МРЦ-500	18,5	16,4	9827
МРЦ-600	7,5	7,2	9900
МРЦ-700	18,5	6,0	26876

В этом году мы стали расширять область применения этих мотор-редукторов на других выпускаемых заводом изделиях (станции снегоплавления и т.д.). А дальше стоит задача расширения их типоразмерных рядов и исполнений с целью выхода на рынок мотор-редукторов как самостоятельных изделий. Нет никаких сомнений в том, что мы справимся с этой задачей.

Не секрет, что никаких прорывных идей в области механики уже просто не может быть. Поэтому конкурентные преимущества мы можем получить за счет:

а) нестандартных сочетаний уже действующих технических решений;

б) внедрения систем автоматики в конструкцию серийных машин;

в) улучшения внешнего вида выпускаемого оборудования.

Работа по всем этим направлениям ведется на нашем предприятии постоянно. Некоторые виды изделий меняются не только каждый год, а даже каждую партию.

Здесь очень важно не «заштамповываться» в решениях, а сохранить творческий подход к решению той или иной задачи.

По-хорошему, нельзя останавливаться, найдя какое-либо удачное техническое решение в пределах даже одного изделия. Жизнь заставляет постоянно вносить изменения во все. Как говорится, нет предела совершенству. Но здесь очень важно удержаться и от другой крайности — можно «заулучшать» изделие до его полнейшей неконкурентоспособности. Пока нашим специалистам удается находить удачные компромиссные решения.

Но не обходится и без неудач (это и некоторые модернизированные варианты приводов к концентрационным столам, и некоторые нелогичные компоновочные решения на обогатительных комплексах, и просчеты технологического порядка на облегченных скрубберах). В этих случаях очень важно не опускать руки, анализировать ошибки и исправлять их до запуска изделия в серийное производство.

Хорошо, если ошибку удается заметить в процессе изготовления или заводских испытаний машины. Хуже, когда это выявляется уже при работе машины у заказчика. Поэтому, повторюсь, самое важное в нашей работе — постоянно поддерживать обратную связь с заказчиком, анализировать отзывы о работе оборудования в процессе его эксплуатации и оперативно находить решения, исключающие повторение полученных замечаний.

По оснащению автоматикой выделяются сгустители с центральным приводом, станции приготовления флокулянта, машины флотационные (особенно пневмомеханические) и машины отсадочные. Самые яркие примеры — это сгуститель СЦ-15А2, поставленный в ТОО «Корпорация Казахмыс», сгустители СЦ-5А3, поставленные на «Рудник им. Матросова», флотационные машины ФПМ-16; ФПМ-3,2; ФМ-3,2, поставленные на казахстанские и российские предприятия, отсадочные машины ТРУД-6ПРМК4Д, МОД-3Т поставленные также на казахстанские и российские предприятия для переработки марганцесодержащих руд, и МОД-1М2 — это машины специального исполнения, поставленные в АК «АЛРОСА» (ПАО).

Из вышеперечисленных примеров хочется подробнее остановиться на изготовлении сгустителей СЦ-5А3 для «Рудника им. Матросова». Заказчиком был выбран нестандартный типоразмер сгустителей с центральным приводом, на который отсутствовала конструкторская документация. Комплект поставки автоматикой и опционным оборудованием также был нестандартным. Согласование технических вопросов, разработка чертежей и непосредственно изготовление сгустителей были запараллелены. И со стороны заказчика, и с нашей стороны было задействовано по нескольку организаций. Регулярно проводились телефонные конференции между всеми участниками процесса, что помогало согласованности действий и оперативности в принимаемых решениях. В итоге ни одно из условий договора с нашей стороны не было нарушено. При отгрузке сгустителей повторилась ситуация, ставшая уже характерной за последние два-три года, а именно — завод изготавливает и отгружает заказчику готовое оборудование раньше, чем получает некоторые покупные комплектующие изделия, входящие в комплект поставки.

Специфика оснащения изделий автоматикой, к сожалению, — это полное отсутствие не то что серийности, а даже, я бы сказал, отсутствие двух одинаковых компоновок и технических решений.

Практически на каждый такой заказ требуется разработка индивидуальной системы автоматизации управления процессом работы оборудования в соответствии с конкретным техзаданием.

Нельзя не отметить, что мы — единственное российское предприятие, которое комплектует поставляемые сгустители станциями приготовления флокулянта собственного производства, разработанными ЗАО «ТИГОМ». ОАО «Машзавод Труд» освоил выпуск типоразмерного ряда этих изделий от КПФ-0,15 до КПФ-2С.

В этой связи хочется обратить особое внимание на то, что под эгидой импортозамещения наши специалисты не перечерчивают импортные аналоги. Все перечисленные изделия являются разработанными, что называется, с «нуля».

Еще очень важно, что мы всегда откликаемся на пожелания заказчиков об изготовлении специсполнений серийно выпускаемых машин. Например, таким предприятиям, как «Евраз Ванадий Тула»

или Челябинский цинковый завод мы регулярно изготавливаем сгустители и привода к ним. Так вот, за все время не было двух одинаковых валов к приводам сгустителей, отгруженным в их адрес (марки сталей и габариты этих валов всегда отличаются от предыдущего заказа).

По внедрению новых материалов можно отметить применение полиуретана, причем по этому направлению мы тесно работаем по кооперации с другими организациями, а в текущем году запустили на нашем предприятии участок по изготовлению полиуретановых изделий. В настоящее время мы работаем над увеличением технологических возможностей этого участка, при этом к решению некоторых вопросов по улучшению характеристик деталей из полиуретана мы приступаем совместно со специалистами Института Химии Твердого Тела СО РАН.

Также расширяется и перечень применяемых марок сырой резины.

За последние годы заметно увеличился перечень применяемых марок нержавеющих и жаропрочных сталей.

Расширяется номенклатура изделий из титана.

Постепенно в конструкцию машин внедряется сталь марки «HARDOX» для увеличения износостойкости узлов и деталей, повергающихся во время эксплуатации повышенному абразивному износу.

В ближайшее время мы намерены начать работу по изготовлению корпусных изделий из ПВХ.

Что касается лакокрасочных покрытий, то мы тоже не стоим на месте, а постоянно находимся в поиске новых поставщиков, как по вопросам улучшения внешнего вида выпускаемого заводом оборудования, так и по вопросам повышения защиты изделий от коррозионного воздействия различных рабочих сред.

Также не прекращается работа и по освоению новых марок стали и чугуна, полученных литьем. За последние несколько лет мы освоили литье таких марок, как 40ХЛ, 35ХГСЛ, 12Х18Н10Л, ИЧХ.

Работа по всем вышеперечисленным направлениям была бы не только безуспешной, но и, как мне кажется, невозможной без:

- во-первых, соответствующего кадрового потенциала предприятия;
- во-вторых, без постоянного технологического переоснащения.

В качестве примера этому выделяется приобретение и запуск в работу в этом году новой плазморежущей установки «Кристалл» с возможностью резки заготовок из стальных листов толщиной до 100 мм.

Постоянно обновляется сварочное оборудование. Было приобретено в этом году и еще несколько менее значимых единиц оборудования, но все же улучшающих технологический потенциал завода.

Все это говорит о нашем стремлении соответствовать современным требованиям, о нашей нацеленности на будущее и об обладании нашим предприятием достаточным творческим потенциалом.

РАЗРАБОТКА ФЛОТАЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНОЙ МЕДНОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ХАДЖИКОНГАН

УДК 622.7:622.342

С.Т. Шалгымбаев, А.А. Ниязов, Э.М. Ли, Д.Н. Агибаева, О.М. Тюгай, О.Г. Шегай, С.Л. Авдеев

Меднорудное месторождение Хаджиконган расположено на территории Бухар-Жырауского района Карагандинской области.

Технологические пробы руд № 1-ХС и № 2-ХС с месторождения Хаджиконган отобраны для разработки оптимальной флотационной схемы обогащения.

Пробы составлены из половинок керна, отобранных из разных участков рудных пересечений разведочных скважин и характеризуют собой типовые сульфидные руды месторождения.

Пробоподготовка исходных проб руды проводилась по стандартной методике, включающей операции по дроблению, грохочению и усреднению руды [1]. Изучение вещественного состава руд проводилось с использованием химического, спектрального, рентгенофазового и фазового анализов. Для минералогических исследований были изготовлены аншлифы и прозрачные шлифы.

В таблице 1 представлены результаты химического состава пробы руд.

Из данных, представленных в таблице 1, следует, что основными ценными компонентами в пробах являются медь и серебро. Содержания в пробах составляют: меди 1,73 и 2,03 %, серебра 14,20 и 19,17 г/т.

Таблица 1 — Химический состав проб медной руды № 1-ХС и № 2-ХС

№ п/п	Элементы и соединения	Содержания, %		№ п/п	Элементы и соединения	Содержания, %	
		№ 1-ХС	№ 2-ХС			№ 1-ХС	№ 2-ХС
1	Медь	2,03	1,72	11	Мышьяк	<0,001	<0,001
2	Свинец	0,02	0,017	12	Диоксид кремния	53,82	54,40
3	Цинк	0,011	0,011	13	Оксид магния	3,42	3,25
4	Железо	5,43	5,26	14	Оксид кальция	3,66	3,85
5	Сера общая	0,96	0,72	15	Триоксид алюминия	15,00	15,00
6	Марганец	0,12	0,126	16	Оксид калия	1,41	1,97
7	Золото, г/т	<0,01	0,01	17	Оксид натрия	4,97	4,97
8	Серебро, г/т	19,17	14,20	18	Пентоксид фосфора	0,18	0,08
9	Селен, г/т	<0,01	<0,10	19	Сурьма	<0,001	<0,001
10	Теллур, г/т	<0,01	<0,10	20	П.П.П.	3,28	2,96

Результаты фазового анализа пробы руд приведены в таблице 2.

Таблица 2 — Результаты фазового анализа пробы руд № 1-ХС и № 2-ХС

Соединения минералов меди	Содержания, %			
	в пробе № 1-ХС		в пробе № 2-ХС	
	абс.	отн.	абс.	отн.
Первичная	0,34	16,67	0,38	21,93
Вторичная	1,52	74,50	1,19	68,67
Окисленная	0,18	8,82	0,16	9,23
Водорастворимая	0,0002	0,01	0,0003	0,17
Итого:	2,04	100,0	1,733	100,0

Из представленных данных видно, в пробах руд № 1-ХС и № 2-ХС, содержащих 1,73–2,04 % меди в руде: 68,67–74,50 % приходится на вторичные минералы меди, 16,67–21,93 % при-

ходится на первичные, 8,82–9,23 % на окисленные минералы и 0,01–0,0003 % на медь водорастворимую.

Идентификация минеральных фаз рентгендифрактометрического анализа приведена на дифрактограммах, представленных на рисунках 1 и 2.

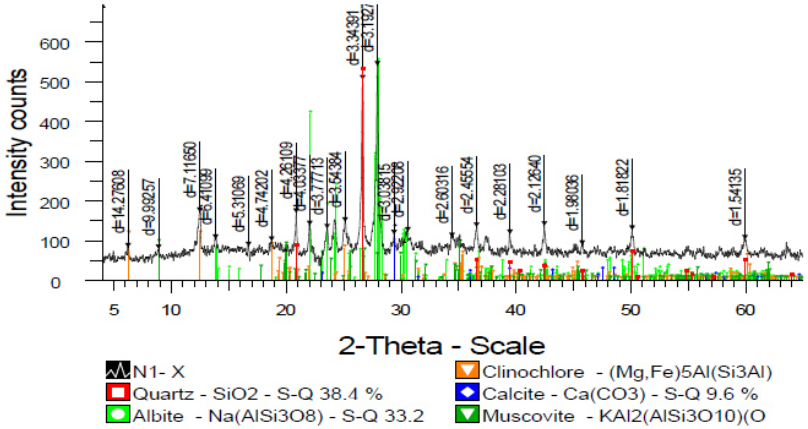


Рис. 1 — Дифрактограмма пробы руды № 1

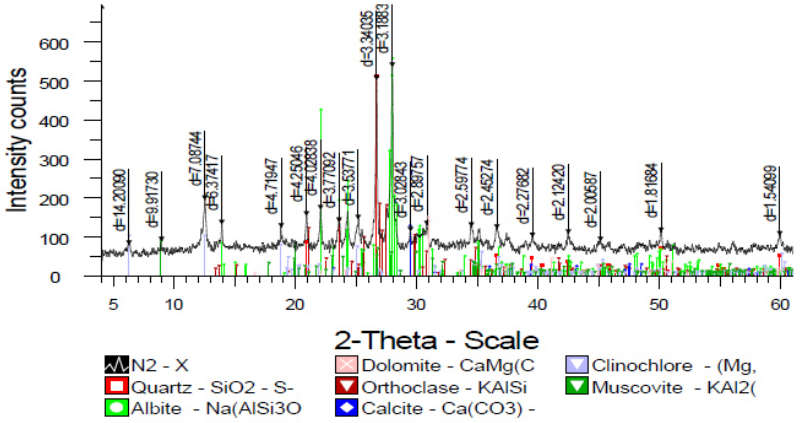


Рис. 2 — Дифрактограмма пробы руды № 2

Основные медные минералы представлены халькопиритом, борнитом и халькозином. Из породообразующих минералов пре-

обладают альбитизированный плагиоклаз, кварц, хлорит, эпидот, слюды, карбонаты.

Изучение пород в прозрачных шлифах показало, что в основном штуфной материал в пробах руд № 1-ХС и № 2-ХС довольно однообразный и представлен миндалекаменными аферитами андезито-базальтового состава (рисунок 3 и 4).

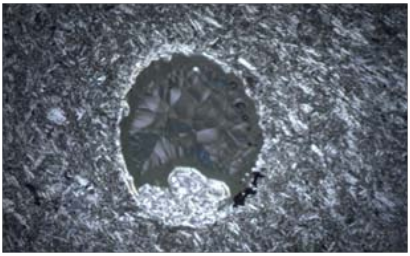


Рис. 3 — Андезито-базальт миндалекаменный. В центре миндалина, выполненная агрегатом листоватого хлорита и кварцем. Прозрачный шлиф. Проба № 1

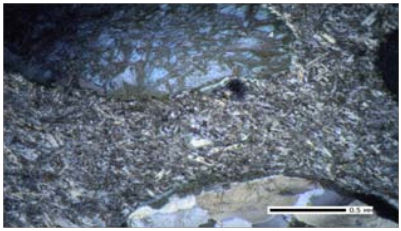


Рис. 4 — Андезито-базальт с миндалинами, выполненные хлоритом и кварцем с хлоритовой каймой. Прозрачный шлиф. Проба № 2

Миндалины округлой, овальной, чечевицеподобной формы. Выполнены они хлоритом, кварцем разнозернистым, иногда и тем и другим, причем хлорит иногда образует каемки вокруг агрегата кварца мозаичного строения.

Характеристика основных сульфидных минералов пробы

Халькопирит составляет в средней пробе 1,5–2,0 %. Он тесно ассоциирует со вторичными сульфидными минералами меди, редко с галенитом (рисунки 5 и 6). Халькопирит образует агрегаты ксеноморфных зерен размером до нескольких мм. Часто наблюдаются его тонкие (0,007–0,07 мм) ксеноморфные зерна со сложными ограничениями (игольчатые, заливообразные). Халькопирит с другими медными минералами образует вкрапленность с размером зерен от десятых долей до 2–7 мм и прожилки мощностью 1–3 мм. Минерал подвержен быстрому окислению на воздухе с образованием буровато-желтой устойчивой пленки. Повсеместно наблюдается одно-двухстадиальное замещение халькопирита

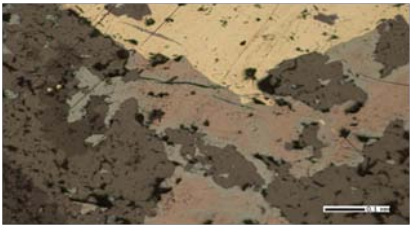


Рис. 5 — Агрегаты (крупные) халькопирита с борнитом и халькозином. Аншлиф, отраженный свет. Проба № 1

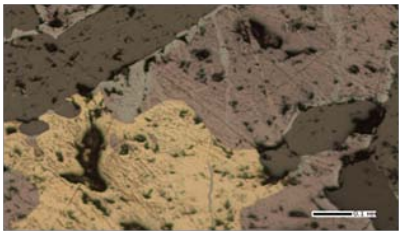


Рис. 6 — Агрегаты халькопирита с борнитом и халькозином в андезито-базальте. Аншлиф, отраженный свет. Проба № 2

борнитом и халькозином, реже с ковеллином, а также структуры распада его с последними.

Борнит совместно с халькозином и халькопиртом образует агрегаты с тесным срастанием зерен в виде гнезд размером 2–7 и более мм. Его ксеноморфные индивиды имеют размеры от 0,015 до 1,0 мм. В отдельных аншлифах он явно преобладает над халькопиритом. В средней пробе соотношение медных минералов следующее: халькопирит: борнит: халькозин ~ 2:2:1.

Халькозин образует тесные срастания с другими сульфидами. Образует прожилки, иногда прерывистые, мощностью 1–3 мм, а также прослои тонкодисперсных ксеноморфных зерен, но в основном он является продуктом замещения борнита, развиваясь в виде каемок на зернах последнего. В редких случаях отмечаются его крупные индивиды размером до 0,1–2,0 мм.

Пирит в пробе встречается редко в виде тонкодисперсных (0,01–0,15 мм) ксеноморфных зерен. Порода часто насыщена тонкими выделениями **лейкоксена.**

Галенит — исключительно редкий минерал и наблюдается в ассоциации с халькопиритом.

Лабораторные исследования проводились с применением следующего лабораторного оборудования:

- измельчение руды осуществлялось в шаровой мельнице с поворотной осью типа МЛ-40 при соотношении Т:Ж:Ш = 1:0,5:9;

- флотация осуществлялась во флотомашинах объемом камер, дм^3: 3,0; 1,0; 0,75; 0,5;
- щелочность пульпы контролировалась универсальным иономером И-340.

Для выяснения влияния степени измельчения на показатели обогащения были проведены лабораторные опыты при переменных значениях степени измельчения и постоянном реагентном режиме.

Учитывая, что при разной степени измельчения руды образуется разное количество свободной поверхности минералов, то для каждой степени измельчения необходимо подбирать не только свой оптимальный режим, но и время контакта с реагентами. Все эти факторы могут влиять на окончательные результаты обогащения руды.

Поэтому выбор оптимальной (необходимой) степени измельчения производился по степени раскрытия минералов на основе минералогических анализов руды, измельченных до различной крупности и по результатам флотационных опытов.

При подборе оптимальной степени измельчения были использованы в качестве собирателя бутиловый ксантогенат и вспениватель Т-80.

На рисунках 7 и 8 представлены графики зависимостей 1 и 2 стадии измельчения руды.

Минералогический анализ продуктов 1 и 2 стадий измельчения при различных значениях тонины помола показал, что наиболее оптимальным для 1 стадии измельчения, как следует из графика

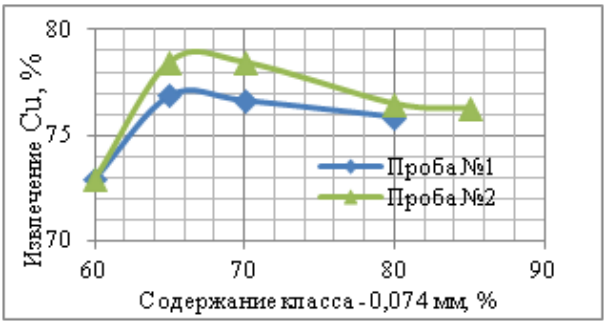


Рис. 7 — График зависимости измельчения руды I стадии

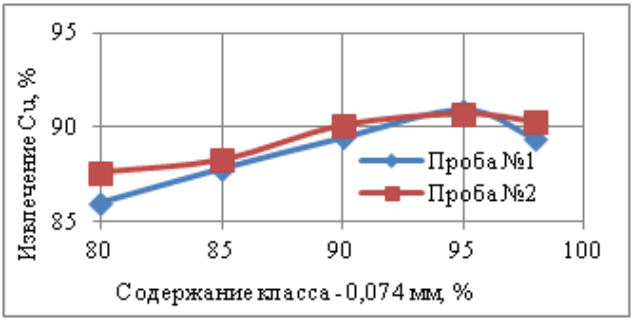


Рис. 8 — График зависимости измельчения руды II стадии

зависимости, представленного на рисунке 7, является значение 65 % класса минус 0,074 мм:

- халькопирита свободного 75 % размерами зерен 0,007, 0,01, 0,02, 0,05, 0,08, 0,15 мм; сростки халькопирита с породообразующими составляют 25 % размерами зерен 0,007, 0,02, 0,04, 0,07 мм;
- борнита свободного 70 % размерами зерен 0,007, 0,01, 0,02, 0,04, 0,07, 0,15 мм; сростки с породообразующими 30 % размерами зерен 0,003, 0,01, 0,02, 0,03, 0,07 мм;
- халькозина и ковеллина свободного 70 % размерами зерен 0,007, 0,02, 0,05, 0,07 мм; сростки с породообразующими 30 % размерами зерен 0,007, 0,01, 0,015, 0,02 мм;
- пирита, галенита редкие зерна размерами 0,015, 0,04 мм.

На рисунке 8 показано, что при значении измельчения 2 стадии до 95 % класса минус 0,074 мм достигается оптимальное значение тонины помола, что соответствует следующему составу раскрытия минеральных форм:

- халькопирита свободного 98 % размерами зерен 0,003, 0,007, 0,015, 0,02, 0,04, 0,07 мм (редко); сростки с породообразующими составляют 2 % размерами зерен 0,007, 0,02 мм;
- борнита свободного 98 % размерами зерен 0,003, 0,007, 0,03, 0,05, 0,08 мм; сростки с породообразующими 2 % размерами зерен 0,003, 0,01 мм;

- халькозина свободного 98 % размерами зерен 0,007, 0,015, 0,02, 0,03, 0,05 мм; сростки с породообразующими 2 % размерами зерен 0,007, 0,01 мм;
- галенита, пирита свободного 100 %, редкие зерна размерами 0,015, 0,02, 0,03 мм.

На основании данных флотационных опытов и результатов минералогического анализа принято измельчение 1 стадии 65 % и 2 стадии 95 % класса минус 0,074 мм.

На рисунках 9 и 10 представлены графики зависимостей флотации меди от расхода бутилового ксантогената и сернистого натрия.

Из графика, представленного на рисунке 9, видно, что при расходе 110 г/т суммарное извлечение меди в медный продукт (основной + контрольный) составляет 91,59 % при содержании в нем меди 8,196 % и выходе 22,63 %.

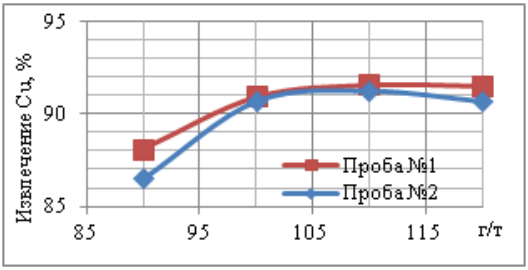


Рис. 9 — График зависимости флотации меди от расхода собирателя, г/т

С целью максимального извлечения окисленной меди из руды были проведены опыты по ее сульфидизации.

На рисунке 10 представлен график зависимости флотации меди от расхода сернистого натрия. Из графика видно, что при расходе сернистого натрия 50 г/т суммарное извлечение меди в медный продукт (основной + контрольный) составляет 92,62 % при содержании в нем меди 9,00 % и выходе 20,95 %.

Флотируемость медных минералов с ксантогенатами протекает в определенной области значений pH среды.

На рисунках 11 и 12 представлены графики зависимостей флотации меди при различных значениях pH среды и расхода жидкого стекла.

В качестве регуляторов среды использовали соду и известь.

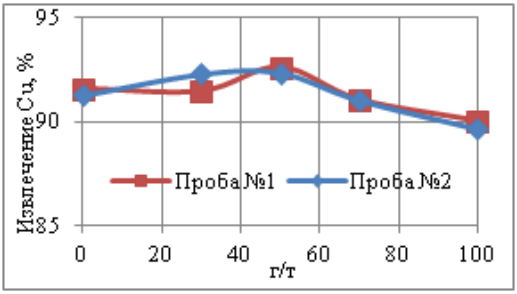


Рис. 10 — График зависимости флотации меди
от расхода сернистого натрия, г/т

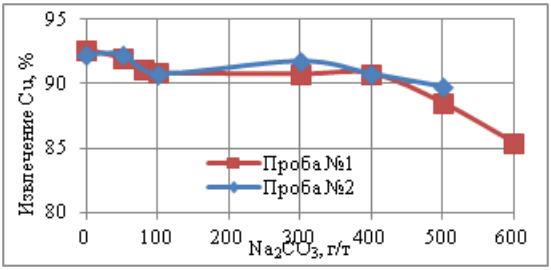


Рис. 11 –Зависимость флотации меди
при различных значениях pH среды

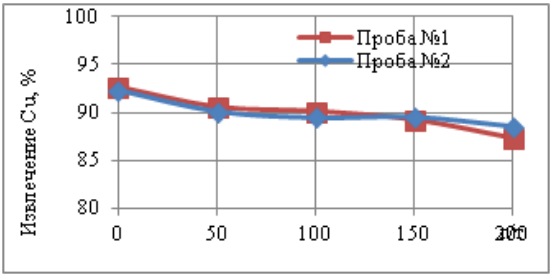


Рис. 12 — Зависимость флотации меди
от расхода жидкого стекла, г/т

Из графика 11 видно, что применение соды и извести для создания pH не приводит к повышению извлечения меди в медный продукт, в связи с этим применение регуляторов среды исключается.

Из графика 12 следует, что подача жидкого стекла в основную медную флотацию наряду с повышением качества медного про-

дукта приводит к снижению ее извлечения, в связи с чем можно воздержаться от его подачи в основную медную флотацию.

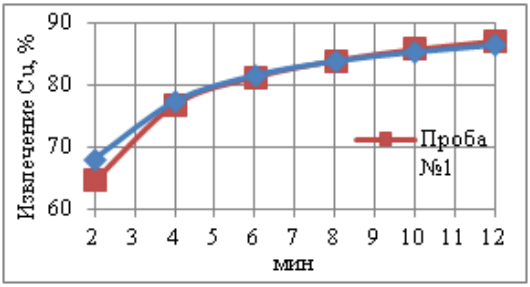


Рис. 13 — График зависимости флотации меди по времени (основная флотация)

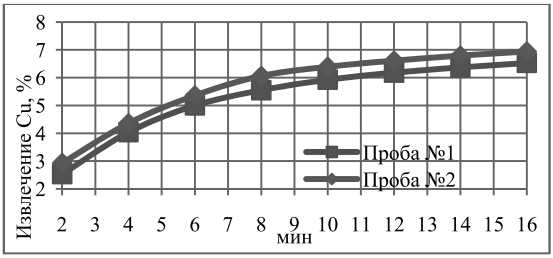


Рисунок 14 — График зависимости флотации меди по времени (контрольная флотация)

На рисунке 13 и 14 представлены зависимости фракционного съема пены во времени для основной и контрольной флотации при следующих расходах реагентов, г/т:

- основная флотация — Na2S-50, бутилового ксантогената — 110, Т-80-70;
- контрольная флотация — бутилового ксантогената — 55, Т-80-30.

Из представленного на рисунке 13 графика видно, что при времени основной флотации 12 минут извлекается 87,11 % меди; при времени контрольной флотации 16 минут доизвлекается 6,53 % меди (рисунок 14).

На основании оптимально подобранных режимных параметров проведены замкнутые опыты с корректировкой реагентного режима. В перечистные операции для депрессии породообразую-

щих минералов организована подача жидкого стекла: в I перечистку — 150 г/т, во II перечистку — 100 г/т.

На рисунке 15 приведена разработанная технологическая схема с реагентным режимом, а результаты замкнутых опытов представлены в таблицах 3–4.

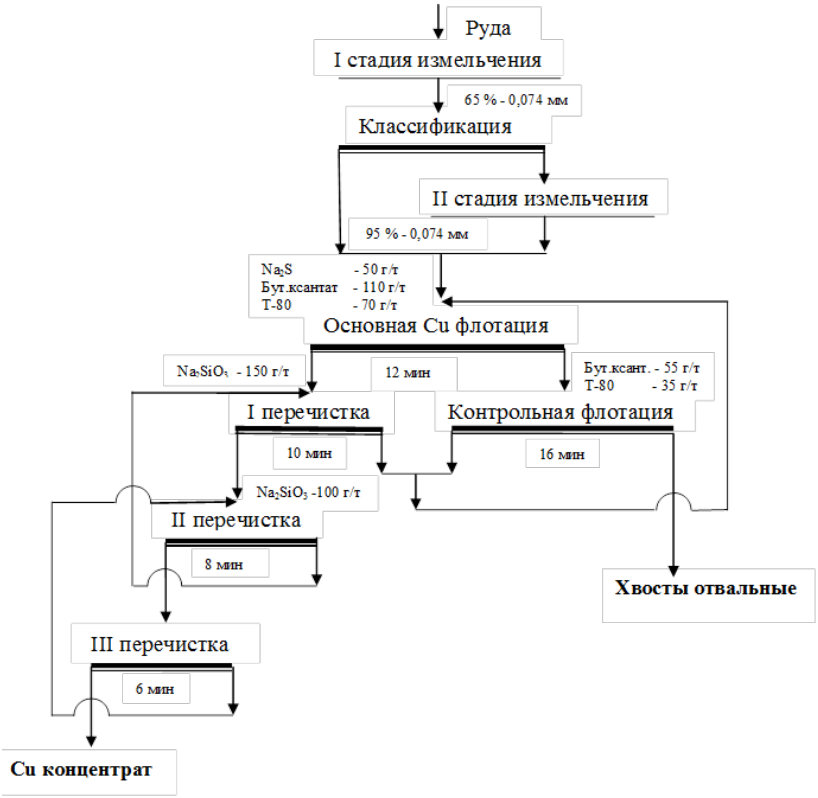


Рис. 15 — Разработанная технологическая схема переработки сульфидной медной руды месторождения Хаджиконган

Таблица 3 — Результаты, полученные по рекомендуемой схеме на пробе № 1-ХС

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		медь	серебро, г/т	медь	серебро

Медный концентрат	5,64	32,30	275,20	89,36	80,95
Хвосты медной флотации	94,36	0,23	3,87	10,64	19,05
Руда	100,0	2,04	19,17	100,0	100,0

Таблица 4 — Результаты, полученные по рекомендуемой схеме на пробе № 2-ХС

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		медь	серебро, г/т	медь	серебро
Медный концентрат	4,84	32,30	233,51	89,36	79,57
Хвосты медной флотации	95,16	0,23	3,05	10,64	20,43
Руда	100,0	2,04	14,20	100,0	100,0

По разработанной схеме получены на пробе № 1-ХС:

- медный концентрат с содержанием меди 32,30 %, соответствующий марке КМ-2 по ГОСТ Р 5998-2008 при извлечении меди 89,36 % и выходе концентрата 5,64 %;
- хвосты медной флотации в количестве 94,36 % с содержанием меди 0,23 %. Потери меди с хвостами флотации составили 10,64 %;
- попутно в медный концентрат извлечено серебро в количестве 89,36 % от руды с содержанием 275,20 г/т.

На пробе № 2-ХС:

- медный концентрат с содержанием меди 31,23 %, соответствующий марке КМ-2 по ГОСТ Р 5998-2008 при извлечении меди 87,83 % и выходе концентрата 4,84 %;
- хвосты медной флотации в количестве 95,16 % с содержанием меди 0,22 %. Потери меди с хвостами флотации составили 12,17 %;
- попутно в медный концентрат извлечено серебро в количестве 79,57 % от руды с содержанием 233,51 г/т.

Минералогическим анализом установлено, что основные потери меди в пробах с хвостами связаны со сростками борнита с породообразующими минералами с размерами зерен 0,007–0,015 мм.

Выводы

1. Изучение минерального состава двух проб № 1-ХС и № 2-ХС, отобранных из разных участков разведочных скважин показало, что:

- пробы по вещественному составу идентичны и характеризуют собой сульфидный тип медной руды с содержанием меди 1,73 и 2,03 % , серебра 14,20 и 19,17 г/т;
- основные промышленно ценные минералы представлены халькопиритом, борнитом и халькозином и их соотношения в пробах примерно равно 2:2:1;
- слагающие пробы породы представлены миндалекаменными афиритами андезито-базальтового состава и их лавобрекчиями. Из породообразующих минералов преобладают альбитизированный плагиоклаз, кварц, хлорит, эпидот, слюды, карбонаты.

2. В ходе выполнения лабораторных исследований были определены оптимальные значения основных режимных параметров циклов измельчения и флотации:

- степень измельчения руды в первой и во второй стадиях;
- расходы реагентов: бутиловый ксантогенат, сернистый натрий, жидкое стекло, pH среды и время флотации.

3. На основе оптимально подобранных режимных параметров разработана флотационная схема обогащения сульфидной медной руды месторождения Хаджиконган, позволяющая из руды с содержанием меди 1,73–2,03 % и серебра 14,20–19,17 г/т получить:

- медный концентрат с содержанием меди 31,23–32,30 %, соответствующий марке КМ-2 по ГОСТ Р 5998-2008 при извлечении меди 87,83–89,36 %;
- хвосты медной флотации в количестве 94,36–95,16 % с содержанием меди 0,22–0,23 %. Потери меди с отвальными хвостами флотации составили 10,64–12,17 %;
- попутно в медный концентрат извлечено серебро в количестве 79,57–89,36 % от руды с содержанием 233, 51–275, 20 г/т.

4. Сравнительно высокие технологические показатели обогащения, полученные в ходе исследований, свидетельствуют о том,

что пробы руд № 1-ХС и № 2-ХС технологически совместимы и могут совместно перерабатываться по единой флотационной схеме.

Список использованных источников

1. Справочник. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования / Под редакцией д.т.н. Остапенко П.Е. М.: Недра, 1990.

Сведения об авторах статьи

Шалгымбаев Серикбол Тлеулесович — директор филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр», лауреат Государственной премии Республики Казахстан в области науки и техники имени аль-Фараби, Почетный член НАН РК, кандидат химических наук, доцент;

Ниязов Абдулхай Абдулаятович — заместитель директора по научной работе ГНПОПЭ «Казмеханобр», кандидат технических наук;

Ли Эра Менгуковна — начальник отдела обогащения минерального сырья и полупромышленных испытаний ГНПОПЭ «Казмеханобр»;

Агибаева Дина Нургисаевна — ведущий инженер отдела обогащения минерального сырья и полупромышленных испытаний ГНПОПЭ «Казмеханобр»;

Тюгай Олег Михайлович — директор ТОО «Горно-экономический консалтинг»;

Шегай Олег Геннадьевич — заместитель директора ТОО «Горно-экономический консалтинг»;

Авдеев Сергей Леонидович — главный геолог ТОО «Горно-экономический консалтинг».

ПЕРСПЕКТИВЫ СОЗДАНИЯ НА БАЗЕ КЯХТИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (РЕСПУБЛИКА БУРЯТИЯ) ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРОИЗВОДСТВ СИЛЛИМАНИТОВЫХ, РУТИЛОВЫХ И КВАРЦЕВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ, ГЛИНОЗЕМА, ОГНЕУПОРОВ, СИЛУМИНА, АЛЮМИНИЯ, КРЕМНИЯ И ДРУГОЙ ВЫСОКОТЕХНОЛОГИЧНОЙ ПРОДУКЦИИ

Г.Г. Лепезин, Институт геологии и минералогии СОРАН, г. Новосибирск, e-mail: lepezin@igm.nsc.ru

Проанализирована степень изученности Кяхтинского месторождения силлиманита. Охарактеризованы составы руд, технологии их обогащения, рассмотрены возможные области потребления получаемых продуктов, экономические аспекты его освоения и социальная значимость создания предлагаемых производств.

Ключевые слова: силлиманитовые руды, концентраты, обогащение, глинозем, силумин, алюминий, огнеупоры, проппанты, электротермия.

Введение

Состав и свойства силлиманита. Силлиманит относится к одноименной группе минералов — **МГС** (андалузит — **АНД**, силлиманит — **СИЛЛ**, кианит — **КИ**), которые имеют общую формулу Al_2SiO_5 (масс. %: Al_2O_3 = 62,9, SiO_2 = 37,1).

Области применения МГС: производство высокоглиноземистых огнеупоров, глинозема, силумина, алюминия, керамики, фарфора, свечей зажигания и др.

Мировые ресурсы, объемы добычи. Разведанные запасы руд западных стран, содержащих **МГС,** составляют порядка 450 млн тонн. Производители концентратов: ЮАР, США, Индия, Франция, Бразилия, Испания, Швеция и др.

Методы добычи. Месторождения разрабатываются открытым способом при содержании **МГС** в рудах более 10 % и запасах сырья в один миллион тонн.

Способы обогащения: гравитация, флотация, магнитная и электрическая сепарация.

Мощности обогатительных фабрик (за рубежом): 5, 10, 30, редко превышают 50 тыс. тонн концентратов в год.

Характеристики коммерческой продукции по сортам (масс. %). **Высший:** Al_2O_3> 57,0; TiO_2 < 0,6; Fe_2O_3 < 0,5; Na_2O+K_2O < 1,0. **Первый:** Al_2O_3 = 56,0; TiO_2 = 0,8; Fe_2O_3 = 0,6; Na_2O+K_2O = 1,2. **Второй:** Al_2O_3 = 54,0; TiO_2 = 1,2; Fe_2O_3 = 0,8; Na_2O+K_2O = 1,5. **Третий**: Al_2O_3 = 44,0; TiO_2 = 2,0; Fe_2O_3 = 1,2; Na_2O+K_2O = 1,6.

Объемы потребления по отраслям (за рубежом): огнеупоры — 80–85 %; керамика — 10–15 %, все остальное — 5–10 %.

Мировые цены (2005 г.: ЮАР, США, Индия; в долларах за одну тонну): **АНД** — 220–230, **СИЛЛ** — 220–320, **КИ** — 140–170, он же кальцинированный — 250–280.

Опыт практического использования концентратов МГС в России. В 30-х годах прошлого столетия завод им. Ломоносова в Ленинграде получал из уральских кианитов (эллювиальные россыпи Борисовских сопок, Пластовский район, Челябинская область) автосвечи, пирометрические трубки, электронагревательные приборы. В то же время УралВИОК производил из них лабораторные тигли и снабжал ими Уральский теплотехнический институт. На концентратах **МГС** у нас частично работали Семилукский (набивные массы), Подольский (легковесные изделия) и Внуковский (противоусадочный материал) заводы. Сырье им поставляли Северная Корея и Украина.

Ресурсы МГС России. Запасы руд разведанных месторождений (млн тонн): Кейвы (>1000); Хизовара (Карелия) = 25; Абрамовское (Свердловская область) = 4,5; Китойское (Иркутская область) = 150; Кяхтинское (Бурятия) = 4,2; Тымбинское (Читинская область) = 420; прогнозные ресурсы более 20 млрд. тонн.

Потребности только по огнеупорной отрасли составляют 300–400 тыс. тонн в год (имеются подтверждающие документы).

История изучения Кяхтинского месторождения

Руды, содержащие силлиманит, в Кяхтинском районе Бурятии открыты П.М. Клевенским в процессе геологической съемки масштаба 1:200000 (1932–1935 гг.). В 1954 году геологи треста

«Сибгеолнеруд» вновь обратили на них внимание. В 1955 году Селенгинской партией при поисках титановых руд и редких металлов обнаружены дополнительные рудопроявления. В дальнейшем исследования продолжены с привлечением бурения (работы «Сибгеолнеруд», Бурятской и Селенгинской экспедиций) и геофизических методов.

Публикаций по данному району, затрагивающих в той или иной мере и месторождение силлиманита, много, но все они относятся к 50–60 годам прошлого столетия [Буянтуев, 1957; Бавыкина, 1958; Беренгилова, Федоров, 1958; Дембо и др., 1958; 1959; Каспаров, 1959; Ли, Брадинская, 1958; 1959а; б; Некрасов, 1959; Олейникова, Хазанов, 1957; 1958; Осташкин, 1958; Погодаев, Шеремет, 1959; Сушон и др., 1958; Феоктистов, 1959; Хазанов, 1958; 1959; Хазанов, Кузьмина, 1959; Хахалов, 1959; Тихонова, 1960; Чипанин, Иванов, 1958; Шергин, 1958; 1959; 1960; Хлестов, Ушакова, 1963; Одинцов, Шмотов, 1981].

С 1993 года исследованием Кяхтинского месторождения занимаются сотрудники Института геологии, геофизики и минералогии СО РАН под руководством Г.Г. Лепезина. Проведено детальное опробование рудных горизонтов, в 2005 году отобрана технологическая проба весом в одну тонну, проведены эксперименты по технологии обогащения, электротермии и др.

Краткая характеристика месторождения

Месторождение расположено на юго-западе Республики Бурятия и находится в 5–20 км от железной дороги (ст. Хоронхой, Наушки). Рядом протекает р. Селенга и проходит асфальтированная трасса Улан-Удэ — Кяхта. В него входят 18 рудопроявлений (рис. 1), в том числе и Черная сопка, которое открыто в 1955 году подразделением треста № 1 Минцветмета СССР при ревизии кварцитов на рутил, а в 1956–1959 годах разведано на основании приказа министра цветной металлургии с целью создания сырьевой базы для производства силумина и алюминия на Иркутском алюминиевом заводе.

Месторождение представлено силлиманитовыми сланцами, кварцитами. Рудопроявления расположены компактно на площади 100–120 км^2.

Рис. 1 — Схематическая геологическая карта района Кяхтинского месторождения
1 — четвертичные отложения; 2 — вулканиты; 3 — гранитоиды; (4–6) — фации метаморфизма: 4 — зеленосланцевая, 5 — эпидот-амфиболитовая, 6 — амфиболитовая; 7 — тектонические нарушения; 8 — тела силлиманитсодержащих руд; 9 — рудопроявления (1 — месторождение Черная сопка; 2–18 — другие рудопроявления: Становое, Дальнее, Вставное, Крутое, Лама-Гора, Пригодное, Южное, Суджи, Новые Суджи, Лесное, Трактовое, Трактовое 1, Глухая Падь, Южное, Пограничное, Наушкинское)

Форма рудных тел, их минералогический и химический состав. Тела кварцитов имеют форму линз, мощность которых колеблется от 1–2 м до 20–30 м, иногда достигает 70–80 м, протяженность от нескольких сотен метров до 2–3 км. Среднестатистические составы руд представлены в табл. 1. Преобладают в них кремнезем и глинозем. Кварц с силлиманитом в сумме составляют 90–95 %. Содержание силлиманита в пределах карьера Черная сопка варьирует от **29,9 до 36,2 масс. %** (табл. 1), в других рудопроявлениях достигает **67–82 %** (табл. 2). За рубежом эксплуатируются месторождения при концентрации МГС в рудах >10 %).

Таблица 1 — Среднестатистические составы силлиманитовых кварцитов месторождения Черная Сопка, масс. %

Ст.пар.	SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	MnO	MgO	CaO	Na_2O	K_2O	Силл
По данным точечного опробования (материалы автора, n = 41)											
$\overline{X}$	75,54	1,11	21,77	0,61	0,74	0,00	0,02	0,06	0,04	0,09	33,9
То же, но с учетом литературных данных (n = 55)											
$\overline{X}$	72,20	1,10	24,05	0,64	0,61	0,00	0,04	0,12	0,03	0,10	37,4
Технологические пробы (по литературным даным)											
$\overline{X}$	62,02	1,19	22,74	4,07	0,25	–	0,37	0,99	2,32		36,2
n	10	10	10	10	4	–	6	6	6		–
Пиритизированные и окисленные руды (по литературным даным)											
$\overline{X}$	61,47	1,22	20,57	0,38	0,28	–	0,42	0,57	3,13		32,7
n	30	30	30	30	30	–	9	30	18		–

Таблица 2 — Химический состав силлиманитовых кварцитов других рудопроявлений Кяхтинского месторождения, масс. % (данные автора)

№ обр.	SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	FeO	MnO	MgO	CaO	Na_2O	K_2O	P_2O_5	п.п.п.	Силл
8	74,49	0,48	14,75	2,62	<0,03	<0,1	0,28	1,19	3,80	0,12	2,03	**23,4**
11	54,99	3,60	**38,72**	0,84	<0,03	<0,1	0,20	<0,3	0,28	0,11	0,88	**61,6**
12	94,48	1,12	**1,27**	1,99	<0,03	<0,1	0,13	<0,3	0,26	<0,03	0,60	**2,0**
13	69,20	0,78	**18,67**	8,09	<0,03	<0,1	0,68	<0,3	0,07	0,20	1,97	**29,7**
14	37,29	3.89	**5,91**	0,53	<0,03	<0.1	0,1	<0,3	0,58	0,25	1,46	**87,3**
15	75,77	0,81	**19,5**	2,12	<0,03	<0,1	0,69	<0,3	0,25	0,12	0,90	**30,4**
18	76,87	0,92	**20,01**	1,31	<0.03	<0,1	0,27	<0,3	0,10	0,03	0,46	31,8

Силлиманиты близки к теоретическому их составу (табл. 3). Из микропримесей в них в незначительных количествах присутствуют только оксиды железа.

Таблица 3 — Рентгеноспектральные анализы силлиманитов, масс, % (данные автора)

№ Обр.	SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	Cr_2O_3	Fe_2O_3	MnO	V_2O_5	Сумма
Теоретический состав силлиманита								
-	37,1	-	**62,9**	-	-	-	-	100,0
КТ1	35,05	Не опр.	**62,49**	Не опр.	0,17	Не опр.	Не опр.	97,71
КТ2	35,81	–”–	**62,25**	–”–	0,20	0,02	0,05	98,33
КТ3	35,86	–”–	**61,19**	–”–	0,21	0,00	0,04	97,3
КТ4	36,69	0,00	**61,65**	0,02	0,73	0,00	0,00	99,09
КТ5	36,26	0,00	**61,92**	0,01	0,77	0,01	0,03	99
КТ6	36,87	0,03	**63,09**	0,04	0,17	0,00	0,01	100,21
КТ7	36,94	0,05	**62,92**	0,02	0,14	0,03	0,00	100,1
КТ8	37,30	0,00	**62,63**	0,01	0,13	0,00	0,00	100,07
КТ9	37,25	0,00	**62,22**	0,04	0,24	0,02	0,00	99,77
КТ10	36,73	0,01	**62,71**	0,04	0,36	0,00	0,01	99,86
КТ11	37,30	0,01	**62,58**	0,02	0,15	0,02	0,03	100,11
КТ12	36,70	0,03	**63,16**	0,04	0,37	0,02	0,00	100,32
КТ13	36,87	0,01	**63,09**	0,03	0,17	0,03	0,04	100,24
КТ14	36,94	0,00	**62,92**	0,05	0,14	0,00	0,02	100,07
КТ15	37,30	0,00	**62,63**	0,00	0,13	0,01	0,01	100,08
КТ16	37,25	0,00	**62,22**	0,00	0,24	0,06	0,04	99,81
КТ17	36,73	0,01	**62,71**	0,01	0,36	0,00	0,04	99,86
КТ18	37,30	0,03	**62,58**	0,01	0,15	0,02	0,02	100,11
КТ19	36,70	0,00	**63,16**	0,03	0,37	0,01	0,04	100,31
КТ20	36,69	0,00	**61,65**	0,02	0,73	0,00	0,00	99,09
КТ21	37,04	0,00	**62,83**	0,00	0,17	0,02	0,00	100,06
КТ22	37,04	0,00	**62,83**	0,00	0,17	0,02	0,00	100,06
КТ23	37,07	0,00	**62,17**	0,01	0,81	0,00	0,00	100,06
КТ24	38,07	0,00	**62,17**	0,02	0,66	0,00	0,00	100,92
КТ25	38,16	0,00	**61,93**	0,01	0,21	0,01	0,00	100,32
КТ26	35,93	0,02	**62,12**	0,03	0,24	0,00	0,00	98,34

Окончание табл. 3

КТ27	36,89	0,00	**62,24**	0,02	0,32	0,00	0,00	99,47
КТ28	37,18	0,00	**60,86**	0,03	0,70	0,00	0,00	98,77
КТ29	37,24	0,00	**61,61**	0,02	0,87	0,01	0,00	99,75
$\overline{X}$	36,97	0,01	**62,36**	0,02	0,35	0,01	0,02	99,74
S	0,57	0,01	**0,53**	0,02	0,20	0,01	0,02	-

Среднестатистический химический состав кяхтинских силлиманитов: **SiO_2 = 36,97; TiO_2 = 0,01; Al_2O_3 = 62,36; Cr_2O_3 = 0,02; Fe_2O_3 = 0,35; MnO = 0,01; n = 29.**

Запасы силлиманитовых руд по Черной сопке утверждены в ГКЗ в 1958 году (протокол № 2147 от 06.02.58 г.). Они составляют по категориям **A_2** + B + C_1= 4148731 тонн. Средняя мощность рудного тела в метрах: A_2=13,5, B = 12,4, C_1 = 8,5; средняя мощность вскрытия 11,2. Здесь пробурено 22 скважины (1477 пог. м), выход керна = 80 %. Бурение выполнялось по сетке: A_2= (100–125)×(100–125), B=(200–250)×(200–250), C_1=(400–500)×(400–500) м.

Обогащение

Обогащение проводилось «Иргиредметом», Джидинским комбинатом, ВИО и «Механобром» на технологических пробах весом от 50 до 5200 кг (1956–1958 годы). Во всех случаях получались кондиционные силлиманитовые концентраты, пригодные для производства огнеупоров и силумина. В «Механобре» по схеме «Иргиредмета» получены концентраты следующего состава: SiO_2 = 39,6, TiO_2 = 1,7, Al_2O_3 = 53,4, Fe_2O_3 = 1,9, CaO = 1,4, MgO = 0,2, Na_2O = 0,10, п.п.п = 1,7; извлечение силлиманита в концентрат составило 60–68 %; огнеупорность концентрата — **1800 °С.**

В отчете «Кяхтинское месторождение силлиманитовых сланцев» (авторы — Х.Л. Зак, И.П. Осташкин. Улан-Удэ, 1958 г.) о результатах разведочных работ на участках Лама Гора и Глиняная Гора в качестве приложения приведен отчет по теме 535/1157-58 «Лабораторные испытания обогатимости силлиманитовых сланцев Кяхтинского месторождения» (руководитель темы — А.Н. Лымарь, ответственный исполнитель А.А. Волчанский // Институт огнеупоров. Ленинград, 1958 г.). Получен силлиманитовый концентрат с

содержанием глинозема **55,5 масс. %** на сухой вес и около **56,0 %** на прокаленное вещество, огнеупорность концентрата **1770 °С**.

Реализация проекта разведочно-эксплуатационного предприятия (РЭП) и ТЭД по созданию производства силлиманитовых концентратов

Решение по выбору площадки для строительства РЭП принято в 1957 году на основании следующих документов: Задание по проектированию Кяхтинского силлиманитового РЭП от 13 мая 1957 года; Заключение комиссии по выбору площадки для строительства Кяхтинского силлиманитового РЭП от 3 мая 1957 года; Постановление Совета Министров Бурят-Монгольской АССР за № 149 от мая 1957 года; Протокол технического совещания при начальнике Главалюминия МЦМ СССР за № 100 от 13 мая 1957 года; Архитектурно-планировочное задание на проектирование жилого поселка Кяхтинского силлиманитового РЭП. В проектном задании записано следующее (дословно): «На основании приказа министра цветной металлургии СССР Л 150 от 17 апреля 1957 г., Институту Сибцветметпроект МЦМ поручается выполнить проект комплексного разведочно-эксплуатационного предприятия на Кяхтинском месторождении силлиманитовых сланцев в составе: **рудника, обогатительной фабрики, комплекса сооружений промплощадки и жилпоселка.** В соответствии с этим приказом на Черной сопке заложен карьер, в Хоронхое построены рабочий поселок и обогатительная фабрика с производительностью силлиманитового концентрата до 35 тыс. тонн в год, на Иркутском алюминиевом заводе построены цех электротермии и цех брикетирования. В перспективе планировалось производить силумин в количестве 100–150 тыс. тонн в год.

Несмотря на большой объем проделанных работ, производство силлиманитовых концентратов не было запущено. По нашему мнению, Кяхтинское месторождение на той стадии изученности в принципе не могло удовлетворить потребности алюминиевой промышленности в сырье в планируемых объемах, хотя технология обогащения руд и технология электротермического получения силумина на базе силлиманита были обоснованы. Главная

ошибка заключалась в том, что проектирование разведочно-эксплуатационного предприятия и последующая реализация проекта (строительство рабочего поселка, обогатительной фабрики, цеха электротермии и т.д.) выполнялись при неутвержденных запасах руд, а они, как оказалось, в пересчете на силлиманит составили всего лишь около одного млн тонн. При планируемых объемах производства силумина их хватило бы на 2–3 года работы Иркутского алюминиевого завода. В итоге карьер на Черной сопке был заброшен, обогатительная фабрика в Хоронхое перепрофилирована на переработку монгольских флюоритовых руд (на них она работала до 1993 года), цех электротермии на ИРКАЗе переориентирован на производство кристаллического кремния».

В 1993 году автор этих строк предложил руководству Кяхтинского ГОКа вернуться к производству силлиманитовых концентратов, т.е. той продукции, для производства которой он и создавался. В 1994 году предложение было поддержано Правительством Республики Бурятия. В одном из пунктов его решения от 16 февраля 1994 г. записано: ***«считать целесообразным в условиях современных рыночных отношений, сохранения рабочих мест и перспективы развития Кяхтинского плавикошпатового рудника перепрофилировать его на производство силлиманитового концентрата».*** К сожалению, эта идея в силу разных причин в то время не была реализована.

Исследования Кяхтинского месторождения после 1992 года

Обогащение в Институте геологии и геофизики СО РАН (1993 год). Применялись следующие методы: 1) разделение в тяжелой жидкости; 2) обогащение на концентрационном столе; 3) флотация. Химические анализы исходной пробы и продуктов обогащения представлены в табл. 4. Флотационным способом получены три партии силлиманитовых концентратов с содержанием Al_2O_3 — **46,34 %**, **48,07 %** и **47,25 %.** Кварцевый концентрат, в котором количество SiO_2 составляет 92,00 %, без особых затруднений с применением специальной разработанной в ИГМ технологии может быть доведен до высококачественного продукта. Рутиловый

Таблица 4 — Результаты обогащения силлиманитовой руды с выделением основных концентратов

№	SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	MnO	MgO	CaO	Na_2O	K_2O	ппп	Сил
1	73,68	0,97	13,84	2,17	0,19	0,05	0,14	5,48	4,14	0,23	22,0
2	48,33	2,06	***46,34***	1,03	0,12	0,67	0,18	0,02	0,09	1,08	73,7
3	47,53	1,51	***48,07***	1,02	0,13	0,64	0,16	0,02	0,08	0,67	76,3
4	48,31	1,70	***47,25***	0,88	0,14	0,61	0,17	0,00	0,08	0,68	76,8
5	***92,00***	0,37	5,84	0,59	0,13	0,21	0,10	0,00	0,20	0,51	9,3
6	13,45	***73,63***	9,72	1,81	0,08	0,00	0,16	0,09	0,09	0,68	15,5
7	10,36	21,40	4,62	62,81	0,16	0,11	0,16	0,00	0,11	0,27	7,3

1 — исходная руда; 2, 3, 4 — силлиманитовые концентраты; 5 — кварцевый концентрат; 6 — рутиловый концентрат; 7 — магнитный продукт

Таблица 5 — Результаты обогащения на Кяхтинском руднике

№ пп.	SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	FeO	MnO	MgO	CaO	Na_2O	K_2O	пппп	Силл
Исходный состав руды											
1	73,05	1,25	19,10	2,05	0,13	0,05	0,50	0,15	0,35	0,68	30,4
Продукты обогащения, n = 5											
$\overline{X}$	59,91	1,01	***30,38***	2,88	<0,03	0,34	0,56	<0,3	0,23	3,89	48,3
Пенный продукт после первой перечистки, n = 4											
$\overline{X}$	45,91	2,84	***40,06***	3,00	<0,03	0,27	1,09	<0,3	0,11	3,80	**63,7**
Пенный продукт после второй перечистки, n = 2											
$\overline{X}$	40,95	3,05	***45,18***	2,58	<0,03	0,28	1,17	<0,3	0,10	3,15	**71,8**
Пенный продукт после третьей перечистки, n = 10											
$\overline{X}$	36,76	3,96	***51,70***	2,17	0,10	0,04	3,02	0,03	0,06	1,62	**82,2**
Пенный продукт после четвертой перечистки, n = 12											
$\overline{X}$	36,58	2,07	***54,51***	1,32	0,10	0,07	2,53	0,15	0,09	2,02	86,7

концентрат с содержанием TiO_2 73,63 % по известным методам также может быть доведен до промышленных требований.

Обогащение на обогатительной фабрике Кяхтинского рудника. В 1993 году исследования по обогащению силлиманитовых руд реализованы на обогатительной фабрике Кяхтинского рудника. Работой руководил ее директор С.А. Костенко. Пробы для опытов отбирал Г.Г. Лепезин, химические анализы исходных продуктов и продуктов обогащения проводились в Объединенном институте геологии, геофизики и минералогии СО РАН (табл. 5).

Технологические условия в лаборатории брались максимально приближенные к существующим на фабрике. Время измельчения составляло 50 минут. Сода для регулирования PH на основной флотации подавалась в измельчение. Все перечистки и контрольная флотация проведены в открытом цикле. Время флотации: 1 основная — 10 мин, перечистки — по 6 мин, контрольная — 5 мин. Температура пульпы на флотации — 20 ^{o}C, выход соды в измельчение — 3 кг/т.

Содержание силлиманита в продуктах обогащения распределилось следующим образом (масс. %): исходная руда — **30,4**, пенный продукт основной флотации — **48,3** (среднее из n = 5); пенный продукт после первой перечистки — $\overline{X}$ = **63,7** (n = 4); пенный продукт после второй перечистки — $\overline{X}$ **=71,8** (n = 2); пенный продукт после третьей перечистки — $\overline{X}$ **= 82,2** (n = 10); пенный продукт после четвертой перечистки — $\overline{X}$ **= 86,7** (n =12).

Высокого качества концентрат получен после четвертой перечистки. Правда, для него характерно повышенное содержание титана (TiO_2 до 3.96 масс. %), железа ($FeO+Fe_2O_3$ до 3 масс. %) и кальция (CaO до 3 масс. %). Попутно при обогащении выделены рутил (**SiO_2 = 0.01; TiO_2 = 98,66; Al_2O_3 = 0,02; Cr_2O_3 = 0,02; Fe_2O_3 = 0,52; MnO = 0,01; MgO = 0,00; V_2O_5 = 0,86) и титаномагнетит** (табл. 6).

Таблица 6 — Рентгеноспектральные анализы рутила и титаномагнетита, масс. %

№ пп.	SiO_2	**TiO_2**	**Al_2O_3**	Cr_2O_3	Fe_2O_3	MnO	MgO	V_2O_5
Рутил								
1	0,01	**98,66**	0,02	0,02	0,52	0,01	0,00	0,86
2	0,00	**86,87**	0,01	0,01	12,28	0,01	0,02	0,87
Титаномагнетит								
3	0,00	**14,61**	0,09	0,04	81,52	0,10	0,00	0,75
4	0,02	**14,57**	0,87	0,04	77,24	0,03	0,00	0,80
5	0,02	**14,55**	0,06	0,04	78,31	0,06	0,05	0,73

Во всех опытах флотации концентратом является пенный продукт. Лучшие результаты получены на материале, измельченном в течение 50 минут, при остатке на сите фракции 0,075 меш в количестве около 1 %. Хорошие показатели выявлены при расходе олеиновой кислоты 400 г/т. Извлечение силлиманита составило 92,4 %, при оптимальном расходе соды 3 кг/т руды. При этом крахмал не оказывал существенного влияния на флотацию силлиманита. После четырех перечисток пенного продукта основной флотации содержание глинозема в концентрате достигло **54,1 масс. %.**

Исследования по обогащению свидетельствуют о том, что путем флотации можно получать силлиманитовые концентраты второго — первого сортов, пригодных для последующего создания на их базе производств огнеупоров, керамики, силлумина, проппантов. Попутными продуктами обогащения могут быть рутил и кварц.

Оценка технических возможностей и экономической целесообразности освоения месторождения

В связи с отсутствием собственной сырьевой базы флюорита производство флотационных и гравитационных его концентратов в Хоронхое в настоящее время нецелесообразно. В сложившейся ситуации представляет интерес то направление, под которое изначально строилась обогатительная фабрика, а строилась она для переработки силлиманитовых руд Кяхтинского месторождения и производства силлиманитовых концентратов.

Тема переработки кяхтинских руд на базе бывшего Кяхтинского плавикошпатового рудника, как и развитие промышленности

на основе МГС, постоянно звучала в научных статьях и докладах автора на симпозиумах и конференциях (Лепезин, 1997; 2003; 2004; 2005; 2016 а, б, в). К содержанию его доклада-презентации на тему «Новый вид сырья и новые технологии для создания в России промышленных производств силумина, алюминия и кремния» на VIII Международном конгрессе и выставке «Цветные металлы и минералы — 2016», состоявшемся 13–16 сентября 2016 г. в г. Красноярске, проявил интерес РУСАЛ, который на основании этих данных и ранних работ ВАМИ планирует в ближайшее время провести промышленные испытания на предмет получения на базе концентратов МГС силумина.

В 2016 году Г.Г. Лепезин вновь поднял перед администрацией Кяхтинского района вопрос о целесообразности перехода Кяхтинского рудника на произвоство силлиманитовых концентратов. **06.07.2017 года** автор выступил на совещании в администрации республики Бурятия с докладом «Импортозамещение в алюминиевой и огнеупорной отраслях России на базе минералов группы силлиманита», где в очередной раз обратил внимание на перспективы Кяхтинского месторождения. Отзывы участников совещания были положительными. А.С. Цыденов (на то время врио руководителя республики) поддержал идею создания производства силлиманитовых концентратов и обещал оказывать всяческую поддержку. Профильным министерствам дан ряд конкретных поручений, в том числе о включении проекта «Импортозамещение в алюминиевой и огнеупорной отраслях промышленности» на основе переработки силлиманитов Кяхтинского района» в «Стратегию социально-экономического развития Республика Бурятия до 2030 г.».

Состояние инфраструктуры Кяхтинского рудника на сегодняшний день (содержания пунктов 2–6 даются по письменному сообщению С.А. Костенко).

1. Карьер Черная сопка находится в 15 км от обогатительной фабрики и связан с ней грунтовой дорогой, состояние которой удовлетворительное.

2. На железнодорожной станции в п. Хоронхой имеются подъездные пути и площадки, позволяющие как принимать, так и отгружать любые типы продукции.

3. В производственной инфраструктуре есть хвостохранилище с комплексом хвостового хозяйства для обеспечения внутреннего водооборота (замкнутый цикл). Без данного объекта невозможна эксплуатация обогатительных фабрик, а его строительство связано как со значительными капитальными вложениями и временем его строительства, так и со сложностями оформлений разрешительной документации и различного рода согласований.

4. В дельте р. Селенга имеется ряд артезианских скважин глубиной от 30 до 90 м, из которых в эксплуатации находится одна, вторая держится как резервная. Как минимум ещё четыре скважины могут быть расконсервированы и одновременно эксплуатироваться. При работе Кяхтинского плавикошпатового рудника с максимальной нагрузкой в одновременной эксплуатации находились три скважины. Запасы подземных вод могут с избытком удовлетворить потребность данного проекта в свежей воде.

5. На головной понижающей подстанции ПС 110/35/10 п. Хоронхой имеются два фидера (основной и резервный) для подключения объектов самой фабрики, совместно со 2-м водоподъёмом свежей воды, а также один фидер для подключения цехов и объектов, расположенных в самом посёлке (участок рудоподготовки с подъездными путями, автогаражное хозяйство и пр.).

6. В состав хвостового хозяйства входят, помимо хвостохранилища, водозаборный колодец, железобетонный коллектор с двумя трубопроводами диаметром 400 мм, проходящий через дамбу № 2, водоприёмный колодец, насосная станция, нагнетательный трубопровод диаметром 159 мм (в две нитки), два железобетонных бака оборотной воды ёмкостью 1000 м^3.

Приведенные выше данные делают промышленную площадку бывшего Кяхтинского плавикошпатового рудника перспективной для реализации проекта по добыче руд и созданию промышленного производства концентратов силлиманита, кварца, рутила и их дальнейшей переработки.

Оценка экономической зачимости освоения Кяхтинского месторождения

В России отсутствуют промышленные производства концентратов минералов группы силлиманита, хотя потребности в них

только по огнеупорной отрасли составляют 300–400 тыс. тонн в год. Ресурсы МГС в нашей стране составляют миллиарды тонн, есть разведанные месторождения с утвержденными запасами, но ни одно из них не эксплуатируется.

Поскольку в России месторождения МГС не разрабатываются и специализированных обогатительных фабрик нет, то к оценке экономической эффективности создания промышленного производства силлиманитовых концентратов и попутной продукции на базе Кяхтинского месторождения подойдем следующим образом (табл. 7).

Таблица 7 — Предполагаемые показатели планируемого производства

а) объем переработки руд за один год (12 месяцев)	150 тыс. тонн;
б) среднее содержание силлиманита в рудах	33 мас. %
в) извлечение	70,0 %;
г) планируемый объем производства силлиманитового концентрата	35 тыс. тонн;
д) среднее содержание кварца в руде	60 %
е) извлечение	70 %
ж) возможный объем производства кварцевого концентрата	63 тыс. тонн
з) среднее содержание рутила в руде	1,2 %
и) извлечение	70,0 %;
к) возможный объем производства рутилового концентрата	1260 т

Обогатительная фабрика в пос. Хоронхой до 1993 года производила флюоритовый концентрат из руд, которые поставляла Монголия. В год она перерабатывала порядка 150 тыс. тонн сырья и получала около 35 тыс. тонн металлургического флюорита, мировая цена которого на то время была равна 65 долларам за одну тонну. Выручка от его реализации на мировом рынке на то время составляла:

$$65 \text{ дол/т} \times 35 \text{ тыс. т} = 2{,}3 \text{ млн дол.}$$

Предположим, что фабрика перешла бы на производство силлиманового концентрата, кварца и рутила (именно для этого она и строилась). При том же объеме перерабатываемых руд с учетом

70 % извлечения силлиманита (среднее его содержание в рудах ≈33 масс. %) было бы получено (табл. 7):

150 тыс.т × 0,33 × 0,7 = 35 тыс. тонн концентрата.

Выручка от его реализации: (при минимальной мировой цене 220 дол за одну тонну):

35 тыс. тонн × 220 дол/т = 7,7 млн дол.

К этой сумме добавим возможную выручку от реализации кварца (30 дол/т) и рутила (540 дол/т):

Кварц ($\overline{X}$ = 63 %): 150 тыс. т × 0,63 × 0,7 × 30 дол/т = 2 млн дол.

Рутил ($\overline{X}$ = 1,2 %): 150 тыс. т × 0,012 × 0,7 × 540 дол/т = 0,7 млн дол.

Суммарная выручка:

7,7 млн дол + 2,0 млн дол + 0,7 млн дол.= 10,4 млн дол.

Это сопоставление явно не в пользу флюорита. Результаты будут еще более показательными, если сравнивать не суммарные выручки, а чистые прибыли. При более или менее сопоставимых удельных издержках на производство концентратов (схемы обогащения включают одни и те же операции (дробление, измельчение, флотацию, сушку и т.д.) силлиманитовые руды не нужно покупать (месторождение находится рядом). Кроме того, флюорит идет на продажу, в то время как на концентратах, получаемых из кяхтинских руд, можно создать производство силумина, алюминия, огнеупоров, керамики, проппантов, стекла и другой высокотехнологичной продукции.

В заключение обозначим все те преимущества, которые получил бы Кяхтинский рудник, если бы он перешел в свое время на производство силлиманитовых концентратов: 1) при примерно равных объемах переработки тех и других руд (150 тыс. тонн в год) и сопоставимых объемах получаемой продукции (35 тыс. тонн) доходы от реализации только силлиманита были бы в четыре-пять раз выше, чем от реализации флюорита; 2) полностью сократилась бы статья расходов, связанная с платой за сырье; 3) в связи с удачным пространственным расположением карьера и обогатительной фабрики затраты на транспортировку руды уменьшились бы в разы.

Вохможные области потребления силлиманитовых концентратов [Лепезин, Горюнов, 2008]

Выше было показано, что огнеупорность силлиманитовых концентратов Кяхтинского месторождения составляет **1770-1800 °С**, а поэтому нет сомнений, что они могут найти широкое применение в огнеупорной промышленности.

Производство и потребление высокоглиноземистых огнеупоров. В связи с переходом на ресурсосберегающие технологии и прогрессивные методы выплавки металлов (кислородно-конверторный, электродуговой, непрерывного литья, внепечной обработки и т.д.) повышаются требования к качеству огнеупоров. Высокоглиноземистые огнеупоры в металлургических технологиях высокого уровня развития занимают ведущее положение. По составу они подразделяются на муллит-кремнеземистые, муллитовые и муллит-корундовые с огнеупорностью соответственно 1750–1850, 1800–1900 и 1850–1950 °С. Их получают из минералов группы силлиманита и корунда.

Приготовленные из МГС огнеупоры находят широкое применение в черной металлургии, особенно в сталелитейной промышленности, при производстве стекла, строительстве коксовых, мартеновских, стекловаренных, керамических и индукционных печей, печей для обжига цемента, для футеровки стеклоразливочных ковшей, кладки вагранок, котельных топок, дымоходов, изготовления деталей ракетных двигателей и др.

На заводах США, Западной Европы и Японии огнеупоры на базе высокоглиноземистого сырья применяются в конверторном, электродуговом производствах и на линиях непрерывной разливки стали: блоки для кладки стен, крупноблочные конструкции, волокнистые материалы, песко-цементные и пластичные массы. Из них готовят шиберные затворы разливочных ковшей, футеруются сами ковши (например, песко-цементная высокоглиноземистая набивка ковшей «Тиссен»), погруженные стаканы и др.

Особое место занимает высокоогнеупорная пористая керамика (легковесы): разнообразные теплоизоляторы, которыми футеруются топки котлов на танкерах, воздуховоды горячего дутья

в доменных печах, промежуточный слой стекловаренных печей, установки внепечного вакуумирования стали.

Система Al_2O_3–SiO_2 с оптимальным содержанием глинозема 45–52 % и кремнезема 55–48 % является единственной для получения огнеупорных стекловолокон. Рабочая температура алюмосиликатных волокон при 45–50 % Al_2O_3=1100–1200 ^oC, 60–62 % Al_2O_3=1300–1400 ^oC. Они позволяют в два раза уменьшить толщину футеровки. В случае использования силлиманитового концентрата второго-третьего сорта отпадет необходимость дозирования глинозема и кварцевого песка и смешения компонентов шихты, т.е. практически ликвидируется смесительно-подготовительное отделение в технологической схеме производства. При этом полностью ликвидируется существующий брак в производстве волокна — наличие неволокнистых включений в вате, доля которых достигает 14 %. Эти включения в основном состоят из Al_2O_3, что снижает качество волокна и приводит к неконтролируемому его химическому составу.

Пескоцементные набивки и пластичные высокоглиноземистые массы в конверторном производстве используются для заделки швов между блоками, ремонте огнеупорных покрытий и как самостоятельный футеровочный материал.

В настоящее время за рубежом широкое применение находят оксинитридные соединения на основе системы металл — кремний — алюминий — кислород — азот (сиалоны). Например, в таких странах, как Япония, Франция, Швеция из оксинитридов готовят изложницы, фильеры, чехлы для термопар, футеруют ковши, печи и т.д. Изделия из этих материалов характеризуются высокой огнеупорностью (в зависимости от составов твердых растворов от 1900 до 2500 ^oC), стойкостью к термоудару, низкими коэффициентами термического расширения и высокой механической прочностью. Кроме того, они обладают химической стойкостью к восстановительной атмосфере и предотвращают взаимодействие металлов с кислородсодержащими соединениями технологической оснастки окружения.

Возможности расширения производства глинозема с использованием бедных нефелиновых руд и концентратов

силлиманита [*Семин и др., 1980; 1983; 1988*]. Для частичного устранения дефицита глиноземного сырья в Сибири автор этих строк и В.Д. Семин еще в 1987 году представляли в Госплан СССР свои предложения, суть которых состоит в совместной переработке бедных нефелиновых руд и концентратов минералов группы силлиманита. Достоинство содержащих их руд состоит в том, что они легко обогащаются. Количество глинозема в продуктах обогащения достигает 62 масс. % (табл. 8).

Таблица 8 — Химические анализы минералов группы силлиманита, их концентратов, нефелинов и нефелиновых сиенитов, масс. % (Лепезин, Семин, 1989)

SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	FeO	MnO	MgO	CaO	Na_2O	K_2O
Теоретический состав минералов группы силлиманита — Al_2SiO_5								
37,1	–	62,9	–	–	–	–	–	–
Среднестатистический состав минералов группы силлиманита из российских месторождений (n = 186)								
37,01	–	62,72	0,29	0,01	0,03	0,01	0,00	0,00
Выборочные химические анализы концентратов минералов группы силлиманита из российских месторождений								
40,06	0,55	57,07	0,61	0,10	0,01	0,06	0,40	0,06
39,01	0,25	59,47	0,10	0,00	0,03	0,03	0,22	0,10
37,47	0,67	60,45	0,37	0,10	0,00	0,03	0,09	0,05
36,78	0,35	62,64	0,00	0,10	0,00	0,03	0,00	0,06
37,21	0,23	60,20	0,26	0,10	0,09	0,54	0,00	0,53
37,57	0,66	60,40	0,49	0,10	0,05	0,06	0,00	0,30
Теоретический состав нефелина — $NaAlSiO_4$								
42,30	–	35,89	–	–	–	–	21,81	–
Среднестатистический состав природного нефелина (n=182)								
42,00	–	33,21	1,17	–	0,11	–	14,65	7,07
Химические анализы нефелиновых руд Кия–Шалтырские руды								
40,30	–	27,00	4,40	–	–	7,90	14,00	
Горячегорские руды								
43,00	–	22,00	9,30	–	–	7,00	10,00	

Сказанное выше можно проиллюстрировать на следующих примерах. Добавление 30 % концентрата МГС (Al_2O_3 = 57 масс. %) к необогащенной нефелиновой породе типа горячегорской

(Al_2O_3 = 22 %) поднимет количество глинозема в смеси до 32,5 % (табл. 9).

Таблица 9 — Химический состав нефелиновых руд, концентратов МГС и рудных смесей

Руда или рудная смесь	Химический состав руды или рудной смеси				
	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	Na_2O+K_2O
Кия-Шалтырская нефелиновая руда — Кн	40,30	27,00	4,40	7,90	14,00
Горячегорская нефелиновая руда — Гн	43,00	22,00	9,30	7,00	10,00
Концентрат — МГС	40,06	57,07	0,61	0,06	0,46
Кия-Шалтырская нефелиновая руда + концентрат МГС (Кн + МГС)					
0,7Кн + 0,3МГС	40,23	36,02	3,26	5,55	9,94
0,4Кн + 0,6МГС	40,16	45,04	2,13	3,20	5,88
Горячегорская нефелиновая руда + концентрат МГС (Гн + МГС)					
0,7Гн + 0,3МГС	42,12	32,52	6,69	4,92	7,14
0,4Гн + 0,6МГС	41,24	43,04	4,09	2,84	4,28

Напомним, что наиболее качественные кольские нефелиновые руды имеют 28–29 % Al_2O_3, Кия-Шалтырские — 27 %, лучшие способы обогащения дают 27–30 %, теоретическое содержание глинозема в нефелине равно 35,89 %. Если же смесь составить из 60 % кианит-силлиманитового концентрата и 40 % нефелиновой руды, то доля Al_2O_3 в ней достигнет 43 % и приблизится к его концентрации в бокситах.

Практическая реализация этих предложений позволила бы (Лепезин, Семин, 1989):

1) повысить (например, на АГК) производительность и выпуск глинозема на существующих мощностях и по существующей технологии в 1,2–1,6 раз при использовании рудной смеси с содержанием силлиманитового концентрата 30–60 %;

2) снизить удельные капитальные затраты на расширение существующих и сооружение новых глиноземных заводов;

3) сократить выход шлама, эксплуатационные затраты на производство одной тонны глинозема, его энерго- и материалоемкость и трудозатраты;

4) использовать без обогащения низкокачественные нефелиновые руды.

Поскольку технология совместной переработки нефелиновых руд и силлиманитовых концентратов разрабатывалась в лабораторных условиях (Семин и др., 1983, 1988), то для проверки ее эффективности необходимо провести опытно-промышленные испытания.

По результатам обсуждения наших предложений Госплан СССР выдал протокол (№ 3/24 от 30 января 1987 г.) следующего содержания:

1. Принять к сведению сообщение Институтов геологии и геофизики и Химии и химической технологии СО АН СССР о проделанной работе по состоянию и перспективе развития сырьевой базы алюминиевой промышленности Сибири.

2. Просить Минцветмет СССР на основе исходных данных институтов СО АН СССР выполнить до 4 апреля с.г. технико-экономические расчеты по оценке эффективности использования дистен-силлиманитовых концентратов для производства глинозема и в случае положительных результатов провести испытания на опытном заводе ЛОЗ ВАМИ Минцветмета СССР, использовав для этого дистен-силлиманитовые концентраты Верхнеднепровского ГОКа (Украина) и нефелиновые руды Кия-Шалтырского месторождения.

3. Просить Мингео СССР обобщить имеющиеся геологические материалы по дистен-силлиманитовым рудам Сибири с целью выбора наиболее перспективных районов и месторождений, находящихся в благоприятных экономических условиях для своевременного проведения на них геологоразведочных работ.

4. Просить ГКНТ СССР, Минцветмет СССР и Мингео СССР на основании имеющихся перспективных проработок по потребностям глиноземного производства в минеральном сырье подготовить и представить в Госплан СССР в 1988 г. предложение по очередности промышленного освоения месторождений различного глиноземного сырья на перспективу до 2010 года.

Ни одно из принятых данным совещанием решений, как, впрочем, и решений многих других совещаний на эту тему, в последующем не было выполнено. Разговоры опять пошли вокруг

того, как обогащать бедные нефелиновые руды, можно ли использовать сынныриты, где покупать бокситы, где строить глиноземные заводы и т.д.

Производство силумина. Силумин — это сплав кремния и алюминия, имеющий низкую плотность (2,4–2,7 г/см^3), высокую удельную прочность при нормальной температуре и хорошие литейные свойства (температура эвтектики Al–Si = 578 ^{o}C). В настоящее время его получают сплавлением кристаллического кремния и алюминия в электрических или пламенных печах. Этот способ требует электролитического производства алюминия, характеризуется высокими затратами на получение глинозема, анодной массы, криолита, фтористого алюминия, электроэнергии, а также на капитальное строительство крупных цехов с электролизерами и преобразовательных подстанций. Более половины всех литейных цветных сплавов, широко применяемых в авиационной технике, транспортном машиностроении и других отраслях промышленности получают на основе силумина.

Альтернативой рассмотренной выше технологии является электротермия, т.е. плавка высокоглиноземистого сырья в восстановительных условиях. В качестве восстановителей используются древесный уголь, древесная зола, нефтяной кокс, природный газ.

По многочисленным экспертным оценкам специалистов электротермическое получение силумина и алюминия имеет следующие преимущества: 1) из производственного цикла исключается сложное и дорогостоящее производство глинозема, необходимое для электролитического получения алюминия; 2) мощность рудотермической печи намного выше мощности электролизера (одна печь производительностью в 10 тыс. тонн алюминия в год может заменить 30 электролизеров); 3) нет надобности преобразовывать переменный ток в постоянный, а это сокращает потери электроэнергии; 4) отпадает необходимость использовать фтористые соединения; 5) расход электроэнергии на единицу получаемой продукции снижается до 20 %, а ее себестоимость до 30 %; 6) силико-алюминий может производиться из МГС сравнительно дешевыми и распространенными восстановителями; 7) капитальные затраты на строительство цеха с рудотермической печью на

30–40 % ниже капитальных затрат на строительство глиноземного и электролитического цехов. Производство силумина даже с использованием электролитического алюминия для разбавления дает значительный экономический эффект. Обратим внимание еще на одно принципиально важное обстоятельство. Поскольку сырье местное, то полностью устраняется внешняя сырьевая зависимость и к минимуму сводятся транспортные издержки.

Впервые электротермический алюминий в виде сплава получен в 80-х годах XIX века в США. Активно метод электротермии разрабатывался в 20–30-х годах прошлого столетия в Германии, Швейцарии и во Франции. Работы по внедрению доводились до создания полузаводских установок и опытных заводов.

Исследования велись и в Советском Союзе. В 1934 году на Днепровском алюминиевом заводе начали производить силикоалюминий восстановлением каолина древесным углем. В 1939 году там же получен богатый алюминием (до 70 %) сплав. В промышленность разработка внедрена в 1964 году.

В 1961 году опытно-промышленные испытания велись и на Иркутском алюминиевом заводе. В качестве сырья использовались силлиманитовые концентраты Кяхтинского месторождения.

В 1948 году из флотационных кианитовых концентратов Абрамовского месторождения (Свердловская область) на Уральском алюминиевом заводе в лабораторных условиях получали кремниево-алюминиевые сплавы.

Технология электротермии ведет к снижению удельных и капитальных затрат. При этом доля их снижения напрямую зависит от единичной мощности рудотермической печи. Широкие перспективы ее увеличения открывает использование плазменного нагрева, который к предлагаемому способу производства алюминия и его сплавов позволяет: 1) получать высокие температуры при большой концентрации энергии в реакционном пространстве; 2) стабилизировать электрический режим работы печи при его независимости от электрических свойств шихты; 3) создавать высокое напряжение на плазменной дуге, позволяющее привлекать плазмотроны большей мощности при сравнительно небольшой силе тока; 4) работать в широком диапазоне температур в любой среде. При

этом в качестве плазмообразующих могут использоваться аргон, водород, воздух, природный газ и их смеси.

Исследования по электротермии в СО РАН (Лепезин и др., 2014 а, б). Институт геологии и минералогии, Институт теплофизики и Институт химии твердого тела и механохимии СО РАН в 2013–2014 годах провели эксперименты по плавлению минералов группы силлиманита, в том числе с привлечением силлиманитовых концентратов Кяхтинского месторождения и содержащих их кварцитов, в восстановительных условиях. Составы исходных продуктов представлены в табл. 10.

Таблица 10 — Химические анализы исходных продуктов

SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	MnO	MgO	CaO	Na_2O	K_2O	Сумма	Сил	Кв
Теоретический состав силлиманита											
37,1		62,9	–	–	–	–	–	–	100,0	100,0	0
Силлиманитовый концентрат											
48,33	2,0	46,34	1,03	–	0,67	0,18	0,02	0,09	98,66	73,7	21
Силлиманитсодержащий кварцит											
75.04	1,11	18,80	1,49	<0,03	<0,01	0,26	<0,03	0,13	96,9	29,9	64,0

Применен плазменный нагрев. Исходные продукты, совместно с восстановителями, предварительно подвергнутые механической активации, плавились в восстановительных условиях. В качестве восстановителей использовались графит, древесный уголь, опилки, плазмообразующим был аргон. Температура в плазменной дуге составляла порядка 3000°, температура плазмы в основании графитового тигля около 2500 °С. Продукты плавления показаны на рис. 2, их составы представлены в табл. 11. ***Кремний:*** ***$Si = 99,77$ ($Si_{max} = 99,98$; $Si_{min} = 99,0$); $Ti = 0,0$ ($Ti_{max} = 0,02$; $Ti_{min} = 0,0$); $Fe = 0,11$ ($Fe_{max} = 0,51$; $Fe_{min} = 0,0$); $Al = 0,10$ ($Al_{max} = 0,69$; $Al_{min} = 0,0$); $n = 44$. Силумин: $Al = 92,76$ ($X_{max} = 99,9$; $X_{min} = 71,83$); $Ti = 0,09$; ($Ti_{max} = 0,22$; $Ti_{min} = 0,01$); $Fe = 0,16$ ($F_{max} = 0,91$; $Fe_{min} = 0,01$); $Si = 7,04$ ($Si_{max} = 27,88$; $Si_{min} = 0,44$); $n = 65$; n — число анализов, по которым производилось усреднение.***

Таблица 11 — Среднестатистические составы продуктов электротермии концентратов силлиманита и содержащих их кварцитов

Ст. пар.	Al	Ti	Fe	Si
Кремний-алюминиевый сплав				
Исходный продукт — силлиманитовый концентрат, n=13				
$\overline{X}$	92,76	0,09	0,16	7,04
Исходный продукт — силлиманитсодержащий кварцит, n = 12				
$\overline{X}$	88,64	0	0,25	10,15
Кремний				
Исходный продукт — силлиманитовый концентрат, n = 12				
$\overline{X}$	0,04	0,01	0,04	99,78
Исходный продукт — силлиманитсодержащий кварцит, n = 6				
$\overline{X}$	0,21	0	0,03	99,57

X — среднее содержание, n — число анализов, по которым производилось усреднение

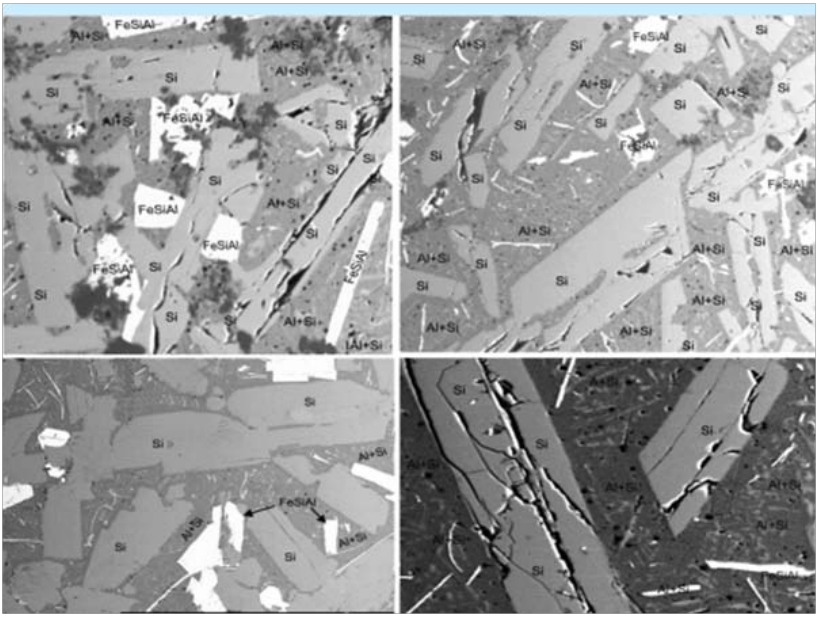


Рис. 2 — Продукты плавления силлиманитовых концентратов:
(Al-Si) — кремний-алюминиевый сплав (силумин),
(Si) — кремний, (FeSiAl) — железосодержащая фаза

Оценка эффективности электротермического получения силумина.

Длительность экспериментов по электротермии составляла 30–60 минут, продолжительность механической активации — один час. Энергетические затраты в первом случае в расчете на опыт равнялись 7–14 кВт, во втором — 1,5 кВт. Само собой разумеется, что себестоимость производства силумина по данной технологии будет зависеть не только от энергетических затрат, но и от многих других факторов. В продуктах электротермии, помимо силикоалюминия, присутствует кремний, который также можно извлекать. Последний, как и силумин, отвечает высоким требованиям.

Показательный пример преимущества электротермии приведен в работе А.М. Салтыкова и А.Ю. Баймакова [2003]. Ими проведены сравнительные расчеты экономической эффективности получения кремний-алюминиевых сплавов марок АК12М2МН и АК18 традиционным способом сплавления алюминия А0, А7 и кристаллического кремния и электротермическим методом из каолина и силлиманита. Рассмотрены следующие варианты: 1) для предприятий, имеющих собственное производство алюминия и кремния, снижение себестоимости одной тонны сплавов, полученных электротермическим способом, в сравнении с синтетикой составит 90 долл.; 2) для предприятий, имеющих собственное производство алюминия, но приобретающих кремний на рынке, аналогичный расчет дает снижение себестоимости на 150 долл.; 3) для производителей сплавов, не имеющих собственных производств алюминия и кремния, электротермический способ является наиболее предпочтительным и позволяет снизить себестоимость 1 т сплавов по сравнению с синтетикой на 213 долл. Эти примеры наглядно показывают экономические преимущества электротермического способа производства силикоалюминия по сравнению с ныне действующей технологией получения силумина сплавлением электролитического алюминия и кремния.

Перспективы производства проппантов. Проппанты — это сферические гранулы, применяющиеся при гидроразрывах горных пород в качестве расклинивающих агентов. Они закачиваются в

скважину под высоким давлением и разрывают пласт, освобождая нефтеносный горизонт для выхода нефти и газа.

Крупнейшим их производителем является фирма “Carbo Ceramics (UK) Ltd” (60 % мирового производства). В России проппанты производят в Боровичах (строительство завода обошлось в 10 млн долларов), в Челябинской (Копейск, Трехгорный, Южноуральск) и Свердловской областях.

Проппанты получают двух типов

I. $SiO_2 \approx 5\ 0$ %; $Al_2O_3 \approx 50$ %. В качестве других компонентов в них присутствуют $Fe_2O_3 \approx 1$ % и $TiO_2 \approx 2$ %.

II. $SiO_2 \approx 20$ %; $Al_2O_3 \approx 73$ %; $Fe_2O_3 \approx 5–7$ %; $TiO_2 \approx 2–3$ %.

Первый тип (наиболее ходовой) проппантов состоит из муллита (~30 %). Второй тип проппантов состоит из муллита (> 90 %) и, возможно, корунда.

Химические анализы проппантов разных производителей представлены в табл. 12. Здесь же отражены анализы силлиманитовых концентратов Кяхтинского месторождения. С точки зрения требований огнеупорной промышленности они отвечают третьему сорту, но один к одному укладываются в составы наиболее применяемых проппантов. Третий сорт концентратов — это означает минимальные затраты на их производство.

Таблица 12 — Среднестатистические составы проппантов и силлиманитовых концентратов Кяхтинского месторождения, как сырья для их изготовления

Компоненты, масс. %	SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	Другие компоненты
Проппанты фирмы Carbo Ceramics (n = 4)					
X	46,5	2,1	49,5	1,0	1,0
X_{min} — X_{max}	44–48	1,5–2,5	47–53	0,7–1,1	0,6–1,2
Канадские проппанты (n = 25)					
X	46,1	2,1	50,0	0,8	0,2
X_{min} — X_{max}	44,5–47,7	1,8–2,4	48,5–51,6	0,7–0,9	0,1–0.3
Американские проппанты (n = 24)					
X	46,7	2,7	48,7	0,9	0,2

X_{min} — X_{max}	44,0–49,4	1,1–4,3	46,2–51,2	0,8–1,0	0,1–0,3
Силлиманитовые концентраты Кяхтинское месторождение (n = 10)					
X	45,9	2,84	51,7	2,17	1,0
X_{min} — X_{max}	38,0–53,2	1,99–3,86	49,8–53,4	1,15–2,78	0,5–1,6

Другие области возможного потребления силлиманита. При повышении температуры силлиманит переходит в муллит ($3A1_2O_3$–$2SiO_2$) с выделением SiO_2. Технический состав муллита: $A1_2O_3$ = 71,79; SiO_2 = 28,21 %. Из муллита высокого качества создаются тонкостенные механически прочные оболочки, которые не коробятся, не ломаются и не деформируются под высокотемпературной литейной нагрузкой, что, в свою очередь, позволяет отливать различные изделия (например, механизмы огнестрельного оружия, реактивные турбинные двигатели и т.д.) с хорошо выдержанными параметрами. Муллит в качестве добавок используется в пороховых смесях, замазках, пластических цементах и защитных обшивках.

На основе нитевидных кристаллов муллита создаются различного рода конструкционные материалы. Он компанується с фарфором, керамикой, металлами, стеклом, пластиком, эпоксидными смолами и др. Это ведет к удлинению срока службы изделий, увеличиваются механическая прочность, термическая и химическая стойкость. Нитридные огнеупоры, армированные муллитом, отличаются повышенным сопротивлением термоудару. Фторопласт в смеси с его кристаллами является самосмазывающимся антифрикционным материалом. Добавляется он в жаропрочные бетоны и цементы.

В последнее время разработан новый легковесный материал на базе муллита, устойчивый до температуры 1700 °С. По данным ВНИИ электротермического оборудования, примение одной тонны волокна экономит до 4 тонн огнеупоров; 0,75 тонн проката; до 50 тыс. кВт/ч электроэнергии в год. Кроме того, это позволяет увеличить и полезный объем металлургического оборудования.

Возможной областью использования МГС может стать производство керамических мелющих тел. В России их готовят из уралита и ультрафарфора: Al_2O_3 — 62–63 %, огнеупорная глина — 30 %, доломит — 7–8 %; Al_2O_3 — 65 %, глина — 26 %, $BaCO_3$ — 4 %, тальк — 3 %, $CaCO_3$ — 2 %, температура обжига 1380–1450 °С. Они могут быть получены из концентратов Al_2SiO_5 (Al_2O_{3max} — 62 %), при этом твердость, химическая инертность будут улучшены.

Обожженный и плавленый силлиманит вместе с бадделеитом используется для замены порошков электрокорунда в технологии изготовления оболочковых форм для точного литья ответственных деталей газотурбинных двигателей (лопатки, турбины, кронштейны и др.). Эти материалы применяются при литье деталей с направленным вращательным моментом для авиационной промышленности.

На основе минералов группы силлиманита создаются керамика, фарфор, формы литейных отливок, тормозные прокладки, керамические волокнистые и волокнисто-изоляционные покрытия, разнообразные столовые и санитарные изделия, высокоглиноземистые изоляторы в запальных свечах авиамоторов, электроизоляционный фарфор, свечи зажигания автомобилей, герметизированные конструкции, низко- и высоковольтные конденсаторы, пирометрические трубки для термопар, тигли, кислотоупорная химическая посуда. Кроме того, силлиманит показал хорошие каталитические свойства при переработке нефтепродуктов.

В последние годы на базе оксидов алюминия, карбида кремния, сиалона разработан широкий спектр изделий функциональной (для электроники) и конструкционной керамики. Композиционные материалы с использованием высокоглиноземистых соединений используются также в системе тепловой защиты воздушно-космических кораблей («Шатл», «Гермес» и др.).

Преимущества Кяхтинского месторождения перед другими месторождениями МГС России:

1. Месторождение находится вблизи железной дороги (ст. Хоронхой, Наушки). Рядом проходит асфальтированная трасса Улан-Удэ — Кяхта. Карьер Черная сопка расположен в 15–20 км от обогатительной фабрики и связан с ней грунтовой дорогой.

2. Инфраструктура района планируемых работ благоприятная: подъездные пути находятся в удовлетворительном состоянии, вода и электроэнергия есть.

3. Месторождение разведано и готово к эксплуатации. Запасы сырья на Черной сопке в пересчете на конечный продукт — силлиманит составляют более одного миллиона тонн. При производительности фабрики в 30–40 тыс. тонн концентрата в год их хватит на 25–30 лет.

4. Помимо Месторождения Черная сопка в окрестностях известно ещё 5 групп рудопроявлений силлиманита: Ламагорская (Надежда, Ближний, Глиняная гора, Лама-Гора, Пригородный); Суджинская (Новые Суджи, Лесной, Трактовый 1, Трактовый 2); Усть-Кяхтинская (Сова, Глухая Падь); Южная (Южный 1 и 2); Наушинская (Южные и Северные Наушки), а также участки Крутой, Вставной, Овражный, Дальний, Становой, Долинный, № 2 и другие. Перечисленные выше рудопроявления расположены компактно на площади порядка 150 км^2. Прогнозные ресурсы руд только по некоторым из них оцениваются по категории P1 в 43 млн тонн, категории P3 — 18 млн тонн. Отметим, что за рубежом месторождения аналогичного типа разрабатываются при содержании полезного компонента в рудах более 10 % и их запасах в один миллион тонн. Наличие других рудопроявлений силлиманита в Кяхтинском районе даст возможность наращивать его запасы.

5. Минералогический состав руд предельно простой (силлиманит с кварцем в сумме составляют более 90 %) и на их базе можно создать безотходное производство концентратов с выделением в качестве товарных продуктов силлиманита (на огнеупоры, силумин, керамику, проппанты и др.), кварца (для стекольной промышленности), рутила.

6. Технология обогащения руд разработана. Методом флотации получены концентраты силлиманита первого-третьего сортов.

7. Как показали эксперименты с привлечением плазменного нагрева силлиманитовые концентраты Кяхтинского месторождения пригодны для производства силумина. Причем для этих целей можно использовать концентрат третьего сорта, т.е. с повышенным содержанием кварца. В этом случае одновременно синтезируются

силумин и кремний, а это неизбежно скажется в лучшую сторону на себестоимости конечного продукта. При этом на стадии обогащения не нужно добиваться получения силлиманитового концентрата высших сортов, при плавлении будет больше кремния и меньше силумина.

8. Выше было показано, что производство будет рентабельным даже в том случае, если производить только силлиманитовый концентрат. Если же попутно производить кварц, рутил, а на базе силлиманита силумин, кремний, керамику или что-то другое, то оно будет безотходным и еще более рентабельным.

Социальная значимость наших предложений

Карьер, обогатительная фабрика, организация производств силлиманитовых концентратов (попутно кварца, рутила), глинозема, силумина, кремния, огнеупоров, керамики, проппантов и других высокотехнологичных продуктов на базе получаемых концентратов — это, во-первых, дополнительные рабочие места и, во-вторых, мощный импульс экономического развития Кяхтинского района республики Бурятия. ***Именно в этом и состоит социальная значимость наших предложений.***

Немаловажное значение имеет также близость месторождения и планируемых производств к границе с Монголией, что придаёт им особый статус в связи с развитием международных трёхсторонних отношений Россия-Монголия-Китай и включение Кяхтинского района в программу развития приграничных территорий

Список использованных источников

1. Барыкина Б.Ю. Результаты геофизических работ методом ВЭЗ на Кяхтинском месторождении силлиманитовых сланцев // Тр. Вост.-Сиб. филиала АН СССР. Вып. 13. М., 1958.
2. Беренгилова В.В., Федоров Е.Д. Новый тип месторождений алюминия // Разведка и охрана недр. № 12. 1958.
3. Буянтуев Б.Р. Экономико-географические предпосылки освоения Кяхтинских силлиманимтов // Материалы по изучению Бурят-Монгольской АССР. Улан-Уде, 1957.
4. Дембо Т.М., Митрофанов Б.Е., Сушон А.Р. О состоянии геологической изученности Кяхтинской группы месторождений рути-

лоносных силлиманитовых сланцев // Материалы по геологии и минеральному сырью. Улан-Уде, 1958.
5. Дембо Т.М., Митрофанов Б.Е., Сушон А.Р. Результаты геологических работ на Кяхтинской группе месторождений силлиманитовых сланцев // Материалы Бурятского регионального совещания конференции по развитию производительных сил Восточной Сибири. Улан-Уде, 1959.
6. Каспаров А.А. О перспективах использования рутилоносных силлиманитовых сланцев Кяхтинского месторождения // Материалы Бурятского регионального совещания конференции по развитию производительных сил Восточной Сибири. Улан-Уде, 1959.
7. Лепезин Г.Г., Горюнов, В.А. Области применения минералов группы силлиманита // Геология и геофизика. № 5. 1988.
8. Лепезин Г.Г. Месторождения и рудопроявления минералов группы силлиманита России и перспективы создания на их базе промышленного производства концентратов // Огнеупоры и техническая керамика. № 8. 1997.
9. Лепезин Г.Г . Есть ли будущее у российского алюминия // ЭКО. № 5. 2003.
10. Лепезин Г.Г. Стратегия развития сырьевой базы алюминиевой промышленности России // Химия в интересах устойчивого развития. № 12. 2004.
11. Лепезин Г.Г. Состояние сырьевой базы алюминиевой промышленности России и стратегия ее развития // Маркшейдерия и недропользование. № 2. 2005.
12. Лепезин Г.Г. Перспективы импортозамещения в алюминиевой отрасли России // Инновации. № 1 (207). 2016.
13. Лепезин Г.Г. Минералы группы силлиманита — перспективный вид сырья для импортозамещения в огнеупорной отрасли России // Новые огнеупоры. № 5. 2016.
14. Лепезин Г.Г. Минералы группы силлиманита — новый вид сырья для создания в России промышленных производств силумина и алюминия // Доклад на восьмом международном конгрессе «Цветные металлы и минералы». Красноярск, 2016.
15. Лепезин Г.Г., Семин В.Д. Перспективы развития сырьевой базы алюминиевой промышленности Сибири // Геология и геофизика. № 2. 1989.

16. Лепезин Г.Г., Семин В.Д., Степанов С.А. Предприятия РУСАЛа ожидает сырьевой кризис // Континент Сибирь. № 25. 2003.
17. Лепезин Г.Г., Аньшаков А.С., Фалеев В.А., Авакумов Е.Г., Винокурова О.Б. Плазмохимический способ получения силумина из минералов группы силлиманита // Доклады РАН. Т. 456. № 2. 2014.
18. Лепезин Г.Г., Аньшаков А.С., Фалеев В.А., Авакумов Е.Г., Винокурова О.Б. Получение силумина путем плазменно-дуговой переработки механически активированных минералов группы силлиманита // Химия в интересах устойчивого развития. Т. 22. № 2. 2014.
19. Ли А.Ф., Брадинская Е.М. Минералогический состав силлиманитовых руд Кяхтинского месторождения // Тр. Вост.-Сиб. филиала АН СССР. Вып. 13. 1958.
20. Ли А.Ф., Брадинская Е.М. Вещественный состав кяхтинских силлиманитовых сланцев // Тр. Вост.-Сиб. филиала АН СССР. Вып. 24. М., 1959.
21. Некрасов Н.Н. Пути использования природных богатств Бурятии // Материалы Бурятского регионального совещания по развитию производительных сил Восточной Сибири. Улан-Уде, 1959.
22. Одинцов М.М., Шмотов А.П. Высокоглиноземистое сырье Восточной Сибири — проблема, заслуживающая внимания и разработки // Геология и геофизика. № 4. 1981.
23. Олейникова Г.В., Хазанов Е.И. Физико-химические свойства, вещественный состав и обогатимость силлиманитовых руд Кяхтинского месторождения // Тр. Вост.-Сиб. филиала АН СССР. Вып. 13. М., 1958.
24. Олейникова Г.В. Хазанов Е.И. Опыт обогащения силлиманитовых сланцев Кяхтинского аймака БМ АССР // Материалы по изучению Бурят-Монгольской АССР. Улан-Уде, 1957.
25. Осташкин И.П. Результаты геолого-разведочных работ на Кяхтинском месторождении силлиманитовых сланцев 1954–1956 гг. // Тр. Вост.-Сиб. филиала АН СССР. Вып. 13. М., 1958.
26. Погодаев В.Н., Шеремет А.В. Обогащение рутилсодержащих силлиманитовых руд Кяхтинского месторождения // Тр. Вост.-Сиб. филиала АН СССР. Вып. 24. М., 1958.
27. Семин В.Д., Медведев Г.П., Семина З.Ф. и др. — А.с. 734 952 (СССР). Способ переработки низкокачественного щелочного алюмосиликатного сырья // Опубл. в Б.И. № 18. 1980.

28. Семин В.Д., Медведев Г.П., Семина З.Ф. Пути вовлечения в производство низкокачественных алюмосиликатных руд // Изв. Вузов. Цветная металлургия. № 4. 1983.
29. Семин В.Д., Медведев Г.П., Семина З.Ф. Перспективные источники алюминиевого сырья в Сибири // Цветная металлургия. № 4. 1988.
30. Сушон А.Р., Митрофанов Б.Е., Беренгилова В.В. Кяхтинское месторождение рутилоносных силлиманитовых сланцев // Тр. Вост.-Сиб. филиала АН СССР. Вып. 131. 1958.
31. Тихонова Л.А. Силлиманит Кяхтинского месторождения // Огнеупоры. № 6. 1960.
32. Феоктистов Г.Д. Силлиманит из метаморфических пород Кяхтинского района // Зап. Вост.-Сиб. отд. Всес. минерал. об-ва. Вып. 1. М., 1959.
33. Хазанов Е.И. Перспективный план научно-исследовательских работ в связи с развитием металлургии легких металлов в Восточной Сибири // Тр. Вост.-Сиб. филиала АН СССР. Вып. 13. М., 1958.
34. Хазанов Е.И. Руды легких металлов Восточной Сибири, их особенности, методы переработки и перспективы использования // Тр. Вост.-Сиб. филиала АН СССР. Вып. 24. М., 1959.
35. Хазанов Е.И., Кузьмина Г.В. Исследование окисленных и пиритизированных силлиманитовых сланцев Кяхтинского месторождения Бур. АССР // Тр. Вост.-Сиб. филиала АН СССР. Вып. 24. М., 1959.
36. Хахалов А.У. Природные и экономические ресурсы и перспективы развития производительных сил Бурятской АССР // Материалы Бурятского регионального совещания Восточночной Сибири. Улан Уде, 1959.
37. Хлестов В.В., Ушакова Е.Н. Петрография и генезис Кяхтинского силлиманитового месторождения Бур. АССР // Материалы по генетической и экспериментальной минералогии. Вып. 1. Новосибирск, 1963.
38. Чипанин И.В., Иванова М.Т. К вопросу об обогащении силлиманитовых руд Кяхтинского месторождения // Тр. Вост.-Сиб. филиала АН СССР. Вып. 13. М., 1958.
39. Шергин И.В. К вопросу о генезисе Кяхтинских силлиманитов // Тр. Иргиредмет. Вып. 8. 1958.

40. Шергин И.В. Некоторые новые данные о генезисе Кяхтинского месторождения силлиманита // Тр. Вост.-Сиб. филиала АН СССР. Вып. 24. 1959.
41. Щергин И.В. Особенности нахождения титана в силлиманитовых сланцах месторождения Черная Сопка (Ю. Забайкалье) // Зап. Вост.-Сиб. фил. Всес. Минерал. об-ва. Вып. 2. Иркутск, 1960.
42. Пат. № 2521873. Способ получения кордиеритовой массы для технической керамики / Е.Г. Аввакумов, Г.Г. Лепезин, О.Б. Винокурова. Опубл. 10.07. 2014
43. Пат. 2011116889/03(025040) РФ. Способ получения муллита / Е.Г. Аввакумов, Г.Г. Лепезин, Ю.В. Сереткин, О.Б. Винокурова. Опубл. 27.04. 2011.
44. А.С. № 734952 (СССР). Способ переработки низкокачественного щелочного алюмосиликатного сырья / Семин В.Д., Медведев Г.П., Семина З.Ф., Шерман и др. М.Л. Опубл. в Б.И. № 18. 1980

Сведения об авторе

Лепезин Геннадий Григорьевич, заслуженный геолог России, доктор геолого-минералогических наук, профессор. Адрес и место работы: 630090, г. Новосибирск, проспект Ак. Коптюга, д. 3, Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и минералогии СОРАН.

E-mail: lepezin@igm.nsc.ru, моб. тел. 89130654291

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАВИСИМОСТИ СКОРОСТИ ПАДЕНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ ОТ ИХ ФОРМЫ

УДК 622.7

И.А. Матвеев, Н.Г. Еремеева, Б.В. Яковлев, В.Е. Филиппов*
Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН (ИГДС СО РАН) г. Якутск
**Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова, г. Якутск*

Знание особенностей поведения разных частиц, в частности, частиц уплощенной формы имеет важное значение при их разделении. Достаточно упомянуть известную проблему обогащения свободного золота гравитационными методами обогащения: рос-

сыпное (воздействие природных сил), так и рудное (вследствие завальцовывания при вскрытии на шаровой мельнице), как правило, имеют уплощенную форму вплоть до тонкочешуйчатых [1].

Для расчетов и регулировки процессов гравитационного обогащения полезного компонента необходимо знать поведение, как самого полезного компонента, так и минеральных частиц в гидродинамической среде.

В теории и практике гравитационного обогащения миграционную способность минеральных частиц в потоке принято оценивать через скорость их погружения в неподвижной жидкости, т.е. через их гидравлическую крупность (ГК). Однако для частиц уплощенной формы ее гидравлическая крупность как раз зависит от формы частицы. В лаборатории обогащения полезных ископаемых ИГДС СО РАН исследуется особенность поведения минеральных частиц в потоке воды, как по наклонной, так и по искривленной поверхности.

На основе проведенных ранее экспериментальных исследований с различными минеральными частицами установлено, что гидравлическая крупность частиц одинаковой плотности зависит только лишь от их толщины.

Для подтверждения прямой связи ГК и толщины частиц были проведены эксперименты с использованием пластины свинца. В экспериментах определялась скорость погружения пластины в стоячей воде, при этом изменялись параметры пластины (длина, ширина, масса), постоянной оставалась толщина частиц. Полученные результаты показали, что ГК пластин оставалась без изменения в пределах точности измерения. В целом из анализа данных получено, что ГК частиц свинца непосредственно связана с их толщиной. Все другие параметры частиц на их скорость погружения в жидкости практически не влияют. [2].

Нами было выявлено, что толщина золотин с достаточной точностью отражает массу вещества, приходящуюся на единицу площади наибольшего сечения частицы, которая оказывает давление на жидкость и определяет скорость погружения золотины. Сделанный вывод подтверждается наблюдением за ориентировкой частиц, погружающихся в стоячей воде: они «рассекают» воду своей наибольшей площадью.

Отсюда вытекает вывод, что при более строгом подходе ГК правильнее связывать не с толщиной, а поставить ее в функциональную зависимость от массы вещества, приходящейся на единицу площади сечения, то есть ГК = *f(P/S)*, где *P* — масса частицы, мг; *S* — площадь наибольшего сечения частицы.

На рисунке 1 приведены кривые зависимости ГК от *P/S* для минералов различной плотности. Веерообразное размещение кривых на поле графика отражает влияние плотности минеральных частиц на их ГК. Более полная зависимость ГК от параметров частиц будет иметь следующий вид: *ГК = f(P/S;* σ), где *P/S* — усредненная масса вещества, приходящаяся на единицу площади наибольшего сечения частицы; σ — плотность минеральной частицы [2].

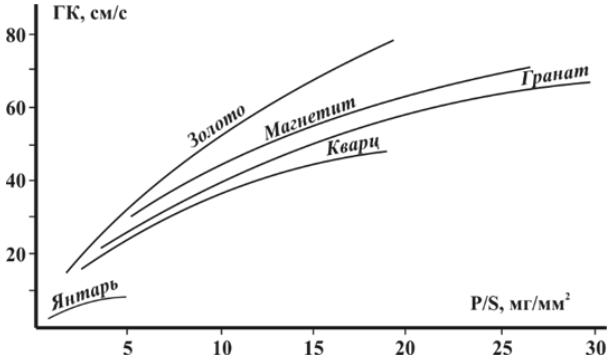


Рис. 1 — Зависимость гидравлической крупности минеральных частиц различной плотности от массы, приходящейся на единицу площади

Очевидно, что на ГК минеральных частиц, кроме величин P/S и их плотности, влияют такие характеристики, как гидродинамические показатели (соотношение длины и ширины частиц с их толщиной), контур поперечного сечения частицы и др. Вместе с тем, два указанных параметра, как видно из приведенных графиков и таблиц, являются определяющими.

Если погружение частицы рассматривать по законам физики, то, согласно уравнению Бернулли для стационарного движения идеальной жидкости, при потенциальном обтекании шара для участка поверхности шара выполняется уравнение

$$\frac{\rho v_\infty^2}{2} + p_0 = \frac{\rho v_0^2}{2} + p$$

где v_∞ — корость жидкости вдали от шара, соответствующая скорости шара относительно неподвижной жидкости (рисунок 2) [3];

p_0 — давление жидкости на большом расстоянии от шара, которое приблизительно равно нулю;

v_0 — скорость жидкости на лобовой поверхности шара, которая равна нулю;

p — давление жидкости на лобовой поверхности шара.

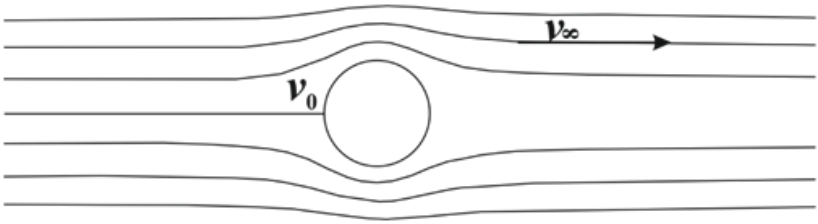


Рис. 2 — Обтекание шара жидкостью

При указанных условиях получаем соотношение

$$\frac{\rho v_\infty^2}{2} = p \tag{1}$$

Гидравлическая крупность, или скорость относительного движения шара, равна, $v = v_\infty$.

Давление, действующее на пластину со стороны жидкости, в нашей задаче равно силе, действующей на тело, деленной на поверхность пластины

$$p = \frac{mg - F_{\text{Арх}}}{S} = \frac{\rho g V - \rho_{\text{ж}} g V}{S}$$

или

$$p = (\rho - \rho_{\text{ж}}) g d$$

Подставляя это соотношение в (1), получаем выражение для гидравлической крупности, которое зависит от плотности пластины и от ее толщины:

$$v = \sqrt{2\left(\frac{\rho}{\rho_ж} - 1\right) gd} \qquad (2)$$

На рисунке 3 представлены зависимости гидравлической крупности частиц (2), имеющих разную плотность.

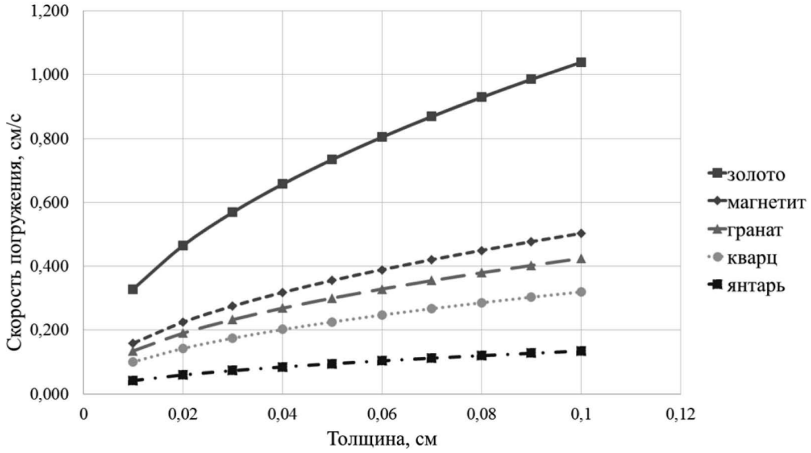


Рис. 3 — Зависимость гидравлической крупности частиц от их толщины и плотности

Проведенные сравнения полученных кривых для частиц разной плотности с экспериментальными данными показали хорошее согласие теоретической модели с экспериментом.

Список использованных источников

1. Матвеев И.А., Филиппов В.Е., Матвеев А.И., Еремеева Н.Г. Особенности поведения минеральных частиц уплощенной формы в потоке воды // Цветные металлы. № 1. 2017. С. 8–12.
2. Филиппов В.Е., Лебедев И.Ф., Еремеева Н.Г., Гаврильев Д.М. Экспериментальные исследования характера поведения минеральных частиц в гидроакустической среде // Новосибирск: Издательство «ГЕО», 2013. 86 с.
3. Ландау Л.Д, Лифшиц Е.М. Теоретическая физика // Гидродинамика. Т. 6. М.: Наука, Физматлит. 1986. 38 с.

КОМПЛЕКС ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ УГЛЯ

Л.А. Антипенко, ООО «Сибниуглеобогащение»
г. Новосибирск

Стратегией угольной промышленности России стала новая Программа развития периодом до 2030 г.

Предполагается к 2030 г. довести добычу угля в стране до 480 млн т в год.

Использование наиболее современных, экономически чистых технологий при модернизации старых и строительстве новых угледобывающих и углеперерабатывающих предприятий позволит минимизировать вредные выбросы в окружающую среду.

По итогам 2017 г. ожидается объем добычи угля на уровне 400 млн т, что выше расчетного на 7,0 % [1].

Требования к качеству товарной продукции возрастают. Флотационный метод обогащения вновь приобретает важное значение в обогащении угольной мелочи.

Это улучшение качества товарной продукции, особенно ее экспорта и сокращения потерь рядового угля с отходами обогащения, означает и улучшение экономической обстановки.

Технологические схемы обогащения углей претерпели ряд изменений.

В период до 2000 г. на обогатительных фабриках применялось в основном оборудование отечественных производителей.

После 2000 г. с переходом на так называемые обогатительные фабрики нового поколения все больше применяется оборудование иностранных производителей, часто заимствованное у отечественных производителей.

Процесс флотации из технологических схем обогащения исключен как дорогостоящий. Но при экономическом расчете при эксплуатации современных фабрик себестоимость обогащения шламов (угольной мелочи менее 0,5 мм) с применением дорогостоящих флокулянтов оказалась значительно выше.

Сегодня пришло время вернуться к технологии обогащения шламов методом флотации.

Разработке нового оборудования для флотации отечественного производства уделяется должное внимание в институте ООО «Сибнииуглеобогащение».

В комплекс оборудования для флотационного обогащения шламов крупностью частиц менее 0,5 мм входят: классификаторы, дешламаторы, аппараты кондиционирования пульпы, флотационные машины различных типов, пеногасители, устройства дозирования флотационных реагентов, аппараты для обезвоживания шламов и продуктов флотации, сгущения и осветления оборотной воды.

В статье [2], опубликованной ранее, приводились схемы и некоторые технические характеристики вновь созданного оборудования, особенно приведены описание и схемы флотационных машин механического и пневматического типа.

В настоящее время на некоторых обогатительных фабриках нового поколения без флотации возвращаются к применению этого метода не только для обогащения, но и регенерации оборотной воды, что очень важно при работе обогатительных фабрик в замкнутом водно-шламовом цикле.

На рис. 1 приведена технологическая схема флотационного обогащения угля с использованием комплекса оборудования, разработанного в институте ООО «Сибнииуглеобогащение».

Угольный шлам крупностью частиц менее 0,5 мм подается в дешламатор, слив которого поступает в аппарат кондиционирования пульпы, в который подаются дозатором реагенты, и подготовленная пульпа поступает на флотацию в машины механического или пневматического типа.

Рис.1 — Схема обогащения методом флотации

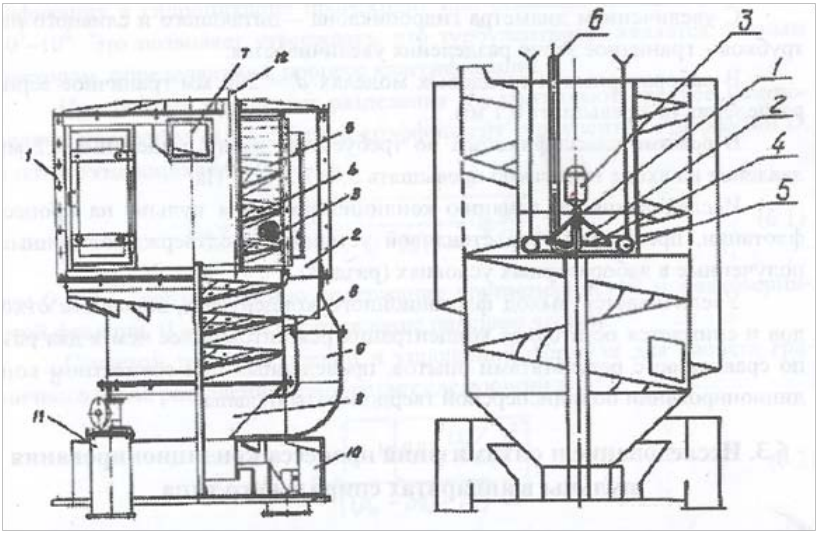


Рис.2 — Аппарат раздельного кондиционирования спиральный

Флотационный продукт после пеногашения поступает на обезвоживание в патронный фильтр под давлением, а отходы флотации — в радиальный сгуститель.

В институте разработан и внедрен аппарат кондиционирования пульпы спиральный. Аппарат раздельного кондиционирования пульпы спиральный безнапорный внедрен на ЦОФ «Зиминка», состоит из цилиндрического корпуса (рис. 2), разделенного внутри на две части.

В верхней части корпуса размещена разделительная камера, вокруг которой размещен кольцевой желоб. Внутренняя стенка кольцевого желоба представляет собой перфорированный цилиндр, внутри которого расположен винтовой желоб, снабженный бортом, уменьшающимся по высоте по ходу движения материала (пульпы). Ниже разделительной камеры находится камера кондиционирования, в которую поступают флотационные реагенты. Реагенты благодаря конусообразному распределителю и отражателю поступают на поверхность крупных зерен.

Аппарат раздельного кондиционирования пульпы спиральный работает следующим образом. Исходная пульпа через загрузочный патрубок 14 поступает в разделительную камеру 2 корпуса 1 на винтовой желоб 5, снабженный бортом переменного сечения.

При движении пульпы в разделительной камере 2 по винтовому желобу 5 происходит классификация твердых частиц по сечению желоба с концентрацией тонких частиц во внешней части потока. Переливаясь через борт переменного сечения перфорированного цилиндра наиболее мелкие частицы внешней части потока отсекаются и по кольцевому желобу 3 и неподвижному шнеку 15, расположенному на наружной стенке камеры 7 кондиционирования тангенциально, направляются в смеситель-пульподелитель 16, крупнозернистая часть пульпы поступает в камеру 7 кондиционирования.

Реагенты по трубке 8 подаются на конусообразный распределитель 9 реагентов, вращающийся вместе с распылителем 10.

Производительность по пульпе, $м^3/ч$ — 500–2000;

Содержание твердого в пульпе, $кг/м^3$ — 100–120;

Давление на входе, мПа — 0,009 (безнапорный).

Кроме этого аппарата кондиционирования пульпы создан напорный аппарат, усовершенствованный «аппарат раздельного кондиционирования плотных пульп» — АРКПП.

Усовершенствованный аппарат раздельного кондиционирования плотных пульп (рис. 3) испытан и внедрен на ЦОФ «Кузнецкая».

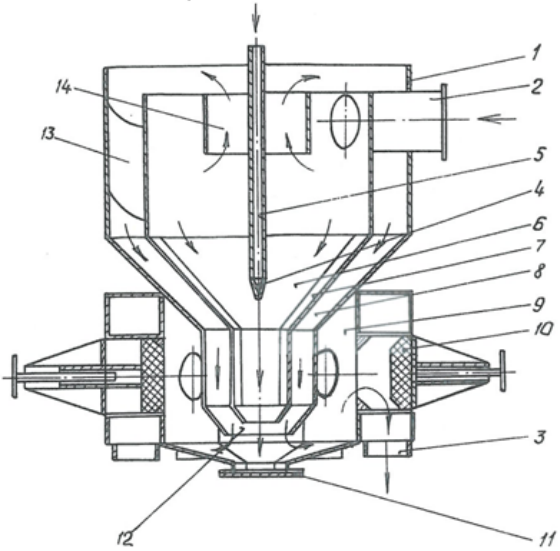


Рис. 3 — Аппарат раздельного кондиционирования плотных пульп

Усовершенствованный аппарат раздельного кондиционирования плотных пульп (рис. 3) состоит из корпуса цилиндро-конической формы 1 с тангенциально установленным патрубком 2 для подачи исходной пульпы, разгрузочных патрубков 3, внутри корпуса размещен распылитель реагентов 4, закрепленный на трубе 5 камеры кондиционирования плотных пульп 6, установленной концентрично корпусу 1 с ребрами 7 и зазором 8, смесителя 9, размещенного в нижней части корпуса, безнапорной задвижки 10. В нижней части корпуса 1 размещен трубопровод 11 для аварийного сброса, снизу корпуса 1 в смесителе расположена сдвоенная конусная насадка 12. Между стенками корпуса расположены направляющие ребра 13 для тонкозернистой фракции пульпы, которая поступает через стакан 14.

Аппарат работает следующим образом. По тангенциально установленному патрубку 2 исходное питание поступает на внутреннюю цилиндрическую часть корпуса 1. Благодаря тангенциальному подводу крупнозернистая часть пульпы прижимается к стенкам цилиндра и опускается в камеру кондиционирования плотных пульп, на стенках которой находятся ребра 7. Наличие ребер способствует отведению и делению крупнозернистой части на отдельные струи, на которые по трубе 5 и через распылитель 4, расположенный в нижней части корпуса, подаются реагенты. Деление потока на отдельные струи интенсифицирует процесс обработки поверхности частиц реагентами. Более тонкая часть пульпы за счет центробежных сил, развиваемых тангенциальным подводом питания, отводится через стакан 14, направляющие ребра 13 и зазор 8 и вместе с крупнозернистой частью через выпуск в виде сдвоенной конусной насадки 12 поступает в смеситель 9, размещенный в нижней части корпуса. В сдвоенной конусной насадке потоки уже частично перемешиваются до поступления в смеситель. В конусной насадке, а затем в смесителе происходит омасливание и процесс образования и разрушения флокул при прилипании тонких частиц «неомасленных» на крупные «омасленные».

Подготовленная пульпа через выпускные отверстия, регулируемые безнапорной задвижкой 10, поступает в разгрузочные патрубки 3 и далее на флотационные машины.

Пена флотационного концентрата характеризуется как мелкоагрегатная повышенной устойчивости, трехфазная — частица, вода, воздушный пузырек.

Для разрушения трехфазных минерализованных пен, получаемых при флотационном методе обогащения, создан пеногаситель центробежно-вакуумный ПЦВ-750. Применение ПЦВ-750 позволяет с высокой эффективностью более 85 % разрушить трехфазную систему флотационного концентрата и обеспечивает возможную подачу его на обезвоживание на вакуум-фильтрах, гипербарфильтрах и т.д.

Пеногаситель (рис. 4) представляет собой герметический корпус 1 с крышкой 2, тангециально установленный загрузочный патрубок прямоугольной формы 3 с делителем потока 4, цилин-

дрическую решетку 5, перегородки, останавливающие вращение 6, патрубок 8 для отсоса воздуха, предохранительный клапан 9, щиток 10 и поплавок 11.

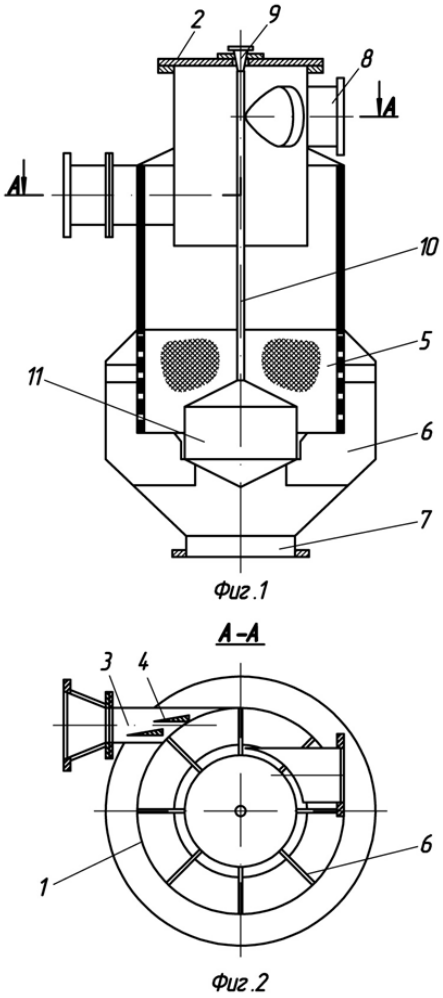


Рис. 4 — Пеногаситель центробежно-вакуумный

В рабочем состоянии пеногаситель соединяется патрубком 7 с гидрозатвором, а патрубком 8 — с вакуумнасосом. Под действием

вакуума флотационная пена через патрубок 3 тангенциально поступает в разреженное пространство корпуса и получает вращательное движение по цилиндрической стенке, где за счет центробежных сил происходит расслоение материала (флотационной пены): зернистая часть твердой фазы отрывается от пузырьков воздуха, прижимается к цилиндрической части корпуса и движется по ней вниз. Воздушные пузырьки всплывают на поверхность слоя материала, частично коалесцируют и разрушаются. Окончательное разрушение происходит при ударе на решетку.

Техническая характеристика ПЦВ-750

Объемная производительность, $м^3$/ч — до 750;

Эффективность гашения пены, % — до 95;

Рабочее разрежение, кПа — 30–50.

Дозатор реагентов ДР предназначен для непрерывного объемного дозирования реагентов. Достоинство дозатора реагентов заключается в следующем: все мерные емкости ковшей на определенный объем расхода реагентов настраиваются одновременно быстро и точно. Реагенты в процесс флотации подаются непрерывной струей. Обеспечивается стабильная подача реагентов с изменением скорости вращения ротора, если дозатор находится в системе автоматизации флотации. Дозатор реагентов состоит из ковшового ротора, размещенного в закрытом картере, клапанного регулятора уровня для впуска реагента в приемный картер, электропривода с редуктором, электронного регулятора напряжения для регулирования числа оборотов ротора.

Дозатор реагентов (рис. 5) содержит закрытый картер 2, поплавок 3, связанный с клапаном выпуска жидкости 6, стрелку-указатель 4, закрепленную на диске 9 со сливными отверстиями. На роторе 10 расположена шкала 5 в единицах объёма. Вращение ротора осуществляется от электродвигателя постоянного тока 8 через редуктор. Диск со сливными отверстиями 9 закрепляется на валу ротора с помощью штурвала 11.

Реагент в картер поступает по трубке 7 через клапан 6, который связан с поплавком 3. В диске имеются сливные отверстия, выполненные в виде секторов. В роторе выполнены углубления в виде ковшей, от которых к центру ротора проходят сливные желоба до

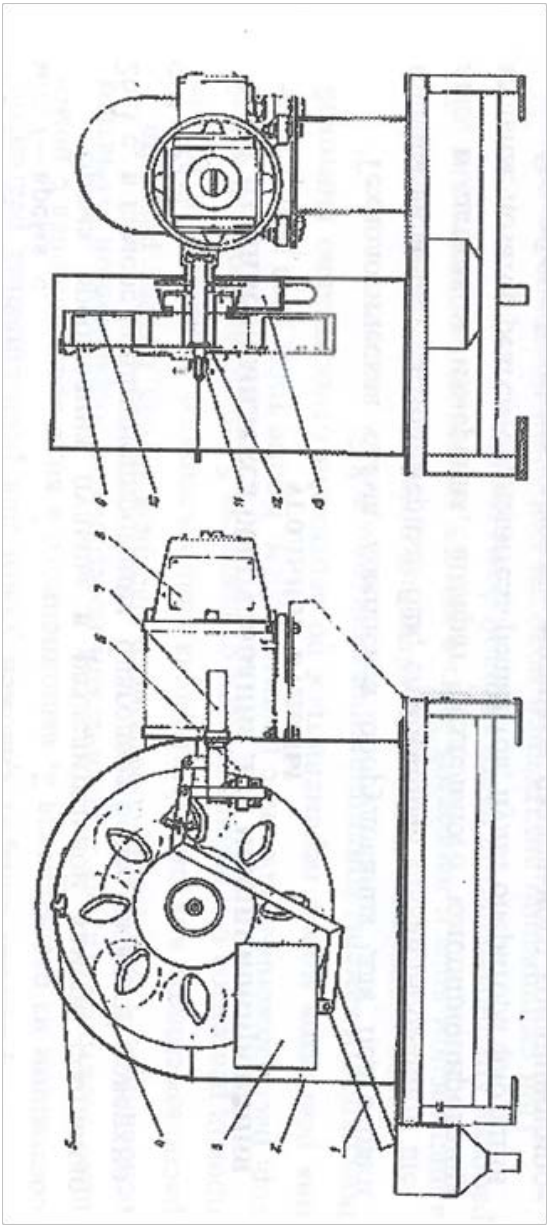


Рис. 5 — Дозатор реагентов

сливного коллектора 12 и лотка слива реагента 13. Отдозированная порция реагентов по сливному патрубку 1 поступает в аппарат кондиционирования пульпы.

Дозатор реагентов работает следующим образом. При передаче от редуктора вращательного движения ротору реагент через сливные отверстия поступает в ковши. При вращении ротора через сливные отверстия излишек реагента выливается через их рабочую кромку.

Отдозированная порция реагента через желоба и сливной коллектор поступает в процесс. Производительность дозатора 1000 л/ч. Частота вращения исполнительного органа 0,167$С^{-1}$. Потребляемая мощность 180 Вт. Напряжение двигателя 220 В. Масса дозатора 97 кг при габаритных размерах 550х580х720 мм.

Для осветления и сгущения пульпы широко применяются радиальные сгустители с периферическим и центральным приводом. Для угольных шламов на практике используются радиальные сгустители с центральным приводом, так как они обеспечивают требуемые показатели эффективности осветления и сгущения. Но в используемых устройствах имеются циркуляционные потоки, которые способствуют уменьшению скорости осаждения частиц.

Нами предлагается усовершенствованный радиальный сгуститель с центральным приводом, в котором предусмотрена успокоительная решетка для выравнивания скоростей нисходящего потока в центральной части. Над граблинами расположены концентрические перегородки, верх которых пересекает уровень пульпы.

В результате изменяется гидродинамический режим работы, повышается производительность и эффективность осветления. Для отвода осветленной воды радиальный сгуститель в верхней части снабжен радиальными желобами для отвода осветленной воды со всей поверхности сгустителя.

На рис. 6 изображен общий вид сгустителя.

Он состоит из чана 1 цилиндроконической формы, в центре которого расположено разгрузочное устройство для сгущенного продукта, центрального привода 2, граблин 3, загрузочного стакана 4, концентрических перегородок 5, радиальных желобов 6 и периферического желоба 7 для сбора осветленной воды и отвода из сгустителя.

Удельная производительность — 1,5–2,5 м^3/м^2. Высота цилиндрической части не менее 3,0 м. Скорость движения граблин — 0,1 м/мин.

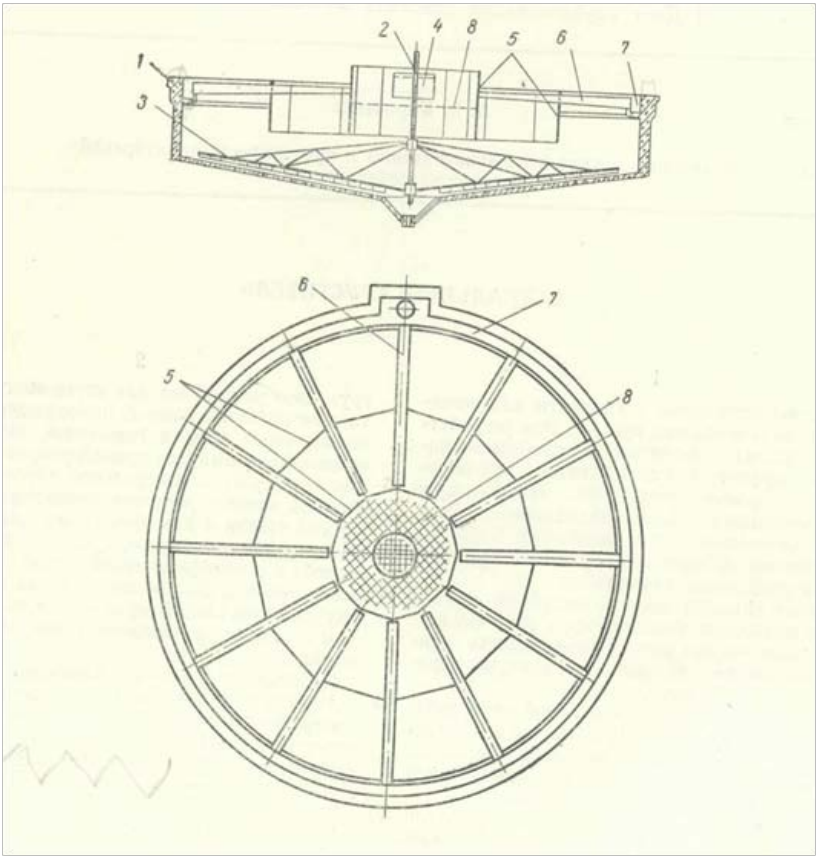


Рис. 6 — Радиальный сгуститель усовершенствованный

Список использованных источников

1. Основные тенденции и перспективы развития угольной промышленности России // Уголь. № 8. 2017. С. 14–20.
2. Внедрение импортозамещающего оборудования на углеобогатительных предприятиях // Труды XII Международной научно-технической конференции. Новосибирск, 2016. С. 65–71.

ВЛИЯНИЕ РАЗРАБОТКИ РЕДКОЗЕМЕЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТОМТОР НА ЭКОСИСТЕМУ АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЫ РЕСПУБЛИКИ САХА (ЯКУТИЯ) С УЧЕТОМ СОЦИАЛЬНО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ЭФФЕКТОВ[1]

УДК 504.06

Н.Ю. Самсонов, Я.В. Крюков, В.А. Яценко, Институт экономики и организации промышленного производства, г. Новосибирск,
А.В. Толстов, Институт геологии и минералогии им. В.С. Соболева СО РАН, г. Новосибирск

В России и за рубежом широко развиты научные направления, исследующие экологические аспекты экономики и экологические вопросы природопользования. Наиболее встречающиеся проблемы связаны с развитием законодательной и институциональной системы экологического мониторинга регионов и субъектов хозяйственной деятельности, организации экологического аудита, формирования экологических каркасов территорий, разработки систем управления экологическими рисками и еще множество достаточно узких тем. Экология и экономика освоения ресурсов — в основном малоизученная сфера, что во многом объясняется дефицитом необходимой для проведения исследования комплексной информации об экологических, геологических, геохимических параметрах природных объектов.

Завершающийся 2017 год объявлен в России Годом экологии, что придает новый импульс работе по совершенствованию природоохранного законодательства, внедрению современных ресурсосберегающих технологий, переходу российских предприятий на их использование, в особенности в условиях Арктического региона. Эта проблематика напрямую касается рационального освоения его минерально-сырьевой базы российской горнодобывающей отраслью, поэтому основная задача стоит в паритете экологической

[1] Работа выполнена при поддержке гранта РГНФ 17–32–00048 «Исследование влияния на экосистему Арктической зоны Республики Саха (Якутия) при разработке месторождения редкоземельных руд с учетом оценки социально-экономических эффектов» (рук. Толстов А.В.).

составляющей и получении значимых социально-экономических эффектов.

Россия обладает уникальным набором месторождений полезных ископаемых, способных в долгосрочном периоде полностью обеспечить текущие и прогнозируемые внутренние потребности нашей экономики и существенно нарастить объем экспортных поставок [1]. Особое место в структуре полезных ископаемых, прежде всего из-за уникальных физико-химических свойств и востребованности высокотехнологичной продукции занимают редкоземельные металлы (РЗМ).

В 2020 году в промышленную эксплуатацию вводится участок Буранный Томторского ниобий-редкоземельного месторождения, пирохлор-монацит-крандаллитовые руды которого характеризуются уникально высокими абсолютными концентрациями оксидов РЗЭ. На лицензированном Буранном участке Томторского рудного поля ООО «Востокинжиниринг» к настоящему времени выполнены разведочные работы, ведется подготовка к освоению месторождения. На Северном и Южном участках в 2016 году завершены оценочные работы, и их запасы будут учтены Государственным балансом. В результате этого уникальные ниобий-редкоземельные ресурсы месторождений Томторского рудного поля существенно повысят совокупные разведанные запасы РЗМ, а также ниобия и скандия, что подтверждает ранг Томторского рудного поля как мирового эталона редкоземельных месторождений-гигантов [2].

Обсуждение и результаты: экологические аспекты

Важнейшим отличием, влияющим на экосистему Томторского рудного поля, является исходный состав руд месторождения:

1. Железорудная залежь нижнего структурного этажа с запасами, превышающими 500 млн тонн до глубины 500 метров (комплексные железо-фосфорные руды с сопутствующими компонентами, РЗЭ, РЗМ).

2. Пирохлор-монацит-крандаллитовые руды переотложенных кор выветривания верхнего рудного горизонта, имеющие исключительно «пестрый» геохимический спектр сопутствующих компонентов, в том числе тяжелых металлов и элементов-токсикантов 1–4 классов экологической опасности.

Существующие принципы и методы оценки экологического состояния окружающей среды определяют необходимость последовательного изучения природного объекта на основе изменения природных сред и исходных параметров экосистемы (табл. 1) в результате техногенеза. Этот процесс основывается на экономических интересах компании-недропользователя, а также социально-экономических интересах региональных и местных властей, а также населения, проживающего в районе места ведения хозяйственной деятельности.

Таблица 1 — Главные характеристики естественного состояния экосистемы Томторского рудного поля

Параметры экосистемы	Основные характеристики
Природно-климатические условия	Рельеф структурно-денудационный, слабо расчленённый, носит равнинный, полого-увалистый характер. Климат — субарктический с чертами континентального.
Растительность и почвы	Территория относится к Среднесибирскому ботанико-географическому региону и входит в состав Оленекской ботанической провинции северо-таёжных редкостойных лесов из лиственницы даурской. Распространены лиственнично-кустарниково-мохово-лишайниковые леса. Почвенный состав однороден и представлен подзолистыми, дерново-подзолистыми почвами с низким содержанием гумуса
Геологическая среда и ее геохимические особенности	Геологическое строение обусловлено приуроченностью к Уджинскому сводовому поднятию, в пределах которого выявлены массивы щелочно-ультрамафитовых пород Томтор, Богдо и Промежуточный, а также широко проявлен, особенно в пределах зоны глубинных разломов, полиформационный магматизм (базитовый, щелочно-ультраосновной, кимберлитовый)
Тектонические и ландшафтно-геохимические особенности района	Массив расположен на северо-восточной окраине Сибирской платформы, в области сочленения Анабарского и Оленекского поднятий с Лено-Анабарским краевым прогибом. В настоящее время рассматриваемый район представляет собой пенепленизированную поверхность с пологоволнистым рельефом

Продолжение табл. 1

Геохимическая характеристика	Основное влияние на формирование геохимического облика современной экосистемы массива оказывают породы гипергенного комплекса, в составе которых участвуют образования каолинит-карналлитового, сидеритового, гетитового, франколитового горизонтов и плащевых кор выветривания
Биогеохимические параметры	Типичная растительная ассоциация района: лиственнично-кустарниково-мохово-лишайниковые редколесья
Гидрогеохимические особенности	Поверхностные воды района работ приурочены к бассейнам трех основных водотоков: рр. Чимара, Онгкучах, Уджа
Радиационный фон	Район массива Томтор сопровождается повышенной естественной радиоактивностью (источником является зона торий-редкоземельного и ниобиевого оруденения). Радиоэкологическая обстановка экологически удовлетворительная, не представляющая собой опасности для живого мира

Разработка месторождения как открытым, так и подземным способом вызывает существенные изменения в окружающей среде, которые определяются двумя группами факторов:

- нарушением поверхности над отрабатываемым месторождением;
- формированием в районе горнодобычных работ отвалов вскрышных пород и забалансовых руд.

Все другие действующие факторы являются интегральной составляющей этих двух главных факторов. При этом изменения, происходящие в состоянии и свойствах мерзлых пород и руд, оказывают соответствующее воздействие на ландшафты, поверхностные воды, почвы, атмосферу, а через них — на экологические системы. При прогнозе техногенных изменений природной среды вследствие разработки месторождения определяется, что геологическая среда, входящая в экологическую систему в естественном залегании, находится в условиях равновесия. Это равновесие нарушается при разработке месторождения.

При нарушении равновесного состояния месторождения, представляющего собой определенный объем горных пород и руд, неизбежны явления, характеризующиеся деформациями, разрушением и перемещением десятков и сотен тысяч кубических метров руды и вскрышных пород (мерзлых грунтов). При освоении Томторского месторождения целесообразно учитывать следующие аспекты и факторы, влияющие на экосистему и решение соответствующих проблем (табл. 2).

Таблица 2 — Факторы, влияющие на экосистему и решение соответствующих проблем

Особенности, влияющие на экосистему	Учет особенностей, влияющих на экосистему
Повышенная естественная радиоактивность руд	Контроль производственных процессов, учет действующих нормативов при добыче и транспортировке руды
Условия залегания переотложенных руд при выемке руд	Наиболее щадящий механический (безвзрывной) способ подготовки горной массы к выемке
Транспортировка руды	Соблюдение требований и режима к перевозке руд (тарирование в специальную сертифицированную тару производственно-технического назначения, исключающую ее просыпание), контроль радиационного фона при добыче, транспортировке и перевалке
Технологические особенности переработки руд	Технология химического разложения исходной руды на удаленном химико-металлургическом заводе, контроль технологических процессов работы горнодобывающего комплекса
Экологические проблемы	Мониторинг с целью контроля состояния окружающей среды, природных ресурсов и источников антропогенного воздействия. Внедрение системы экологического менеджмента, технологий снижения загрязнений в производственной деятельности (обращение отходов, утилизация отработанных нефтепродуктов, резинометаллических изделий, шин, лома и пр.)

1. **Повышенная естественная радиоактивность руд** составляет первую проблему освоения месторождения, поскольку требует принятия специальных мер, необходимых для предотвращения ее распространения и возможного негативного воздействия радиации на людей. В целом невысокие радиологические характеристики кондиционных руд, по сравнению с объектами-аналогами, в целях безопасности персонала дают основание рекомендовать при разработке месторождения руководствоваться правилами и нормативами как при работе с радиоактивными рудами. Ограничений на перевозку кондиционных пирохлор-монацит-крандаллитовых руд, естественная радиоактивность которых находится на уровне 50–300 мкр/час, в герметичных контейнерах, как автомобильным, так и водным (речным и морским) транспортом не существует. Главное требование, относящееся к отработке и транспортировке руды, соблюдать которое необходимо по всей цепочке «от карьера до комбината», — не допускать просыпания руды, что должно неукоснительно соблюдаться при любой схеме освоения месторождения.

2. **Горно-геологические особенности** отработки месторождения обусловлены уникальными параметрами и условиями залегания руд, которые в целом являются весьма благоприятными для отработки открытым способом (карьером) максимальной производительностью 250 тыс. тонн руды в год. Опыт работ при добыче такого незначительного объема в подобных условиях отсутствует, поэтому принятый открытый способ отработки требует тщательного подхода к решению природоохранных мероприятий. При этом горнодобывающему предприятию необходимо уже на стадии проектирования учесть все возможные варианты выемки руды для минимизации ущерба, неизбежно наносимого окружающей природе. Исходя из условий экологической безопасности и учитывая невысокие прочностные характеристики руды, на Буранном участке возможно применение более щадящего механического (безвзрывного) способа подготовки горной массы к выемке.

3. **Транспортировка руды.** В соответствии с санитарными правилами томторские руды с повышенной естественной радиоактивностью нормируются по показателям радиоактивного излуче-

ния на поверхности упаковки и транспорта и не имеют ограничений по перевозке в специальной таре и упаковке производственно-технического назначения, не допускающей рассеивания и распыления рудной массы.

4. **Технологические особенности переработки руд.** В плане экологических последствий особое внимание должны привлекать технологические процессы работы горнодобывающего комплекса (образующиеся отвалы вскрышных пород, рудные склады и склады забалансовых и некондиционных руд, хранилища топлива, отработанных ГСМ, производственных материалов и веществ, захоронения отходов и др.).

5. **Экологические проблемы**. В результате специализированных эколого-радиометрических исследований, выполненных на территории объекта после завершения разведки, установлены основные оценочные геохимические параметры и определен естественный радиационный фон, которые в принципе не вызывают проблем для начала освоения месторождения. Однако при отработке возникают опасения попадания руды на почву, растительность и, в конечном итоге, в современные водотоки района, что обусловлено хранением некондиционных руд в отвалах, из которых неизбежен эоловый и водный разнос частиц руды. Поэтому с начала работы горнодобывающему предприятию необходимо организовать мониторинг, цель которого — контроль состояния окружающей среды, природных ресурсов и источников антропогенного воздействия. Учитывая нерастворимость основных минеральных компонентов руды в водной среде и ограниченную возможность переноса тяжелых рудных частиц ветром, непосредственное влияние отработки месторождения на окружающую природу будет незначительным [3; 4].

Предстоящая экономико-хозяйственная деятельность предопределяет внимание к оценке параметров природного фона экосистемы Томторского массива, направленное на минимизацию неизбежных экологических последствий от ведения горно-добычной деятельности на объекте. Таким образом, р*ечь идет о масштабном инновационном технологическом оснащении предприятия по разработке запасов, в результате чего негативное воздействие на окружающую среду в технологической цепочке горнодобывающего*

предприятия может быть минимизировано за счет внедрения лучших доступных технологий.

Обсуждение и результаты: социально-экономические эффекты

При оценке социальной эффективности ведения хозяйственной деятельности необходимо учитывать рост доходов бюджетных средств и социально-экономического благополучия населения региона или района. Для этого выполнены стандартные экономические расчеты эффективности перспективного освоения двух участков (Северный и Южный) Томторского месторождения редкоземельных металлов, определяющие все ключевые показатели (NPV, internal rate of return, profibility index, discounted payback period). Однако в качестве главных параметров прямых социально-экономических эффектов для региона далее приведены расчетные данные бюджетной эффективности, а также условия и возможности привлечения персонала из числа местного населения Республики Саха (Якутия).

Трудоспособное население непосредственно в районе Томторского рудного поля отсутствует, а ближайший населенный пункт (нежилой поселок Эбелях) расположен в 110 км к западу от Томторского рудного поля на реке Анабар. В 320 км к западу находится поселок Оленек (административный центр Оленекского улуса), в 120 км к западу расположен наслег Жилинда, в 140 км к северо-западу расположен поселок Саскылах (административный центр Анабарского улуса). Трудовые ресурсы в указанных населенных пунктах незначительные, трудоспособная часть населения занята на работах в недавно созданном промышленном предприятии по добыче алмазов и практически не может быть задействована. Основная часть квалифицированных специалистов и рабочих может быть привлечена из других населенных пунктов Республики Саха (Якутия), а инженерно-технический персонал — из других российских городов и регионов. Ввиду локального подхода к освоению общая численность занятых на горно-добычном переделе составит около 100 человек, для которых предполагается вахтовый метод работы, предусматривающий замену составов структурных подразделений через 45–60 дней.

Размер заработной платы принимается, исходя из необходимости обеспечения приемлемого уровня оплаты труда, позволяющего привлечь и удержать на предприятии мотивированный и квалифицированный персонал. Он основывается на фактических данных о фонде оплаты труда работников добывающей промышленности в Якутии: средняя заработная плата в добывающей промышленности — одна из самых высоких, она составляла в 2016–2017 гг. около 135 тыс. рублей в месяц.

Бюджетная эффективность освоения месторождения Томторское (участков Северный и Южный, при варианте однопроцентного бортового содержания по Nb_2O_5) рассчитана как сумма всех поступлений и отчислений в бюджеты РФ разных уровней за весь период (жизненный цикл) эксплуатации. Расчеты показывают, что совокупные доходы от налогов, сборов и платежей, поступающих в республиканский и местный бюджеты, многократно превосходят потоки в федеральную казну, на которую приходится только 4,5 % всех поступлений. Добыча редкоземельного сырья в Республике Саха (Якутия) позволяет республиканскому и местному бюджетам получать практически весь доход от образуемых налогов, сборов и платежей — 95,5 %. Из них наиболее существенными являются налоги, доминирующая часть которых остается в регионе, — это НДПИ на твердые полезные ископаемые (100 % в субъекте федерации; в отличие от передачи всего «топливно-энергетического» НДПИ в федеральный бюджет), а также 90 % налога на прибыль (табл. 3).

Таблица 3 — Распределение показателей бюджетной эффективности по уровням бюджета, млн руб.

Наименование налогов, сборов и платежей	Распределение по уровням бюджета					
	Федеральный		Региональный (республиканский)		Местный	
	За 1 год	За 20 лет*	За 1 год	За 20 лет*	За 1 год	За 20 лет*
Налог на прибыль	80,2	1362,7	721,9	12 263,4	0	0
Налог на имущество	0	0	70,5	1 282,0	0	0
НДПИ	0	0	511,3	8 755,0	340,8	5 836,7

НДФЛ	0	0	12,5	225,3	33,8	609,3
Транспортный налог	0	0	7,6	140,7	0	0
Регулярный платеж за пользование недрами	0	0,2	0	0,4	0	0
Плата за размещение отходов	0,1	1	0	0	0	0
Плата за выбросы загрязняющих веществ	0,3	5,2	0	0	0	0
Всего	80,6	**1 368,4**	1 323,8	**22 666,8**	374,6	6 446,0

* Период эксплуатации.

Заключение

В заключение следует отметить — цель выполненных исследований, результаты которых изложены в статье, достигнута. Во-первых, показаны особенности геологических, геохимических и экологических условий, в которых находится объект природопользования и спрогнозированы техногенные изменения экосистемы при его разработке. Во-вторых, составлены рекомендации по проведению природоохранных мероприятий, направленных на минимизацию влияния хозяйственной деятельности на экологическую систему арктической территории. В-третьих, определены и рассчитаны объемы экономических выгод, которые распределяются, прежде всего, на социально-экономическое развитие региона и муниципального района, в котором находится природный объект. Таким образом, авторы делают вывод, что действующие требования природоохранного законодательства, ориентированные на минимизацию экологического вреда, не должны блокировать новые центры экономической и хозяйственной деятельности горнодобывающей промышленности, в том числе в арктических территориях. При этом важно находить компромисс между «закручиванием гаек» в отношении разумных экологических требований и реальными возможностями бизнеса создавать новые точки экономической активности, от которых зависят траектории развития целых регионов и их отдельных территорий.

Список использованных источников

1. Похиленко Н.П., Толстов А.В., Афанасьев В.П., Самсонов Н.Ю. Новые механизмы государственного управления минерально-сырьевой базой стратегических полезных ископаемых Арктической зоны Сибири и Дальнего Востока // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. № 5. 2016. С. 60–63.
2. Белов С.В., Лапин А.В., Толстов А.В., Фролов А.А. Минерагения платформенного магматизма (траппы, карбонатиты, кимберлиты). Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008. 537 с.
3. Толстов А.В., Гунин А.П. Комплексная оценка Томторского месторождения // Вестник Воронежского государственного университета. Серия: Геология. № 11. 2001. С. 144–160.
4. Толстов А.В., Лапин А.В., Похиленко Н.П., Овчинников К.В. Скандий и иттрий Томторского рудного поля // Цветная металлургия. № 4. 2015. С. 37–43.

КОНСТРУКЦИЯ ПЕРЕДВИЖНОГО ПРОМЫВОЧНОГО ПРИБОРА НА БАЗЕ БАРАБАННОГО ГРОХОТА И ШЛЮЗОВ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Г.А. Жоленц, ЗАО «ТИГОМ»
г. Новосибирск, e-mail: tigom@tigom.ru

Несмотря на имеющиеся трудности в добыче золота из россыпных месторождений, связанные с истощением минерально-сырьевой базы россыпного золота и неизбежным вовлечением в эксплуатацию локальных месторождений, техногенных объектов и ранее неиспользованных площадей с бедным содержанием, они продолжают оставаться наиболее легкими объектами для промышленного освоения.

Хорошо известно, что наиболее высокие технико-экономические показатели имеет дражный флот.

Увеличить долю дражного способа в россыпной золотодобыче в настоящее время возможно за счет применения недорогих мобильных драг малой производительности.

За рубежом уже несколько десятилетий практикуется выпуск таких драг различных конструкций. Но дражная добыча имеет ряд

своих специфических особенностей, в том числе наличие россыпи с большими, желательно в несколько тонн, запасами, которых в настоящее время осталось очень мало.

По мнению некоторых специалистов, наше поколение является свидетелями и участниками скорого окончания россыпной добычи золота в России.

Но это не так, она должна пережить свой очередной этап развития. Необходимо искать пути, как эффективно отрабатывать бедные залежи, то есть требуется разработка новых технологий и оборудования.

Одним из таких направлений является разработка мобильных передвижных промприборов и промывочных комплексов, другими словами, «сухопутных драг».

В России несколько предприятий и фирм разрабатывают и изготавливают такое оборудование, это: ОАО «Машзавод Труд»; АО «Голд Майн технолоджи»; Ремонтно-механический завод «Сталь комплект»; ПК «Спирит»; «Прииск Соловьевский» и другие.

Но существующие модели либо лабораторного исполнения, для любительской добычи, либо весьма габаритны, тяжелы и совершенно не приспособлены для быстрых и частых перестановок.

Широко известна шлюзовая технология извлечения золота, применяемая на драгах. Это перфорированная дражная бочка и ряд шлюзов, установленных вдоль нее по всей длине бочки. Недостатком этой схемы является неравномерность распределения обогащаемого материала по шлюзам.

Нами предлагается несколько иная схема шлюзовой технологии обогащения, воплощенная в нашей установке на базе барабанного грохота ГБ-1,5.

В состав установки (рис. 1) входят: загрузочный бункер с интенсивным орошением, барабанный грохот, приемный бункер под барабаном грохота с одним разгрузочным окном, делитель-расширитель потока пульпы, распределитель потока, шлюзы по обе стороны установки, ленточный поворотный конвейер, а также система орошения. Все это установлено на основании с полозьями.

Загрузочный бункер выполнен для уменьшения высоты загрузки с малым углом наклона рабочей поверхности с интенсивным орошением. В верхней части бункера установлена съемная крупноячеистая решетка для удаления крупных кусков исходного материала. К боковым сторонам бункера шарнирно подвешены наклонные лотки для сброса с решетки крупных кусков материала на определенное расстояние от установки.

Сам загрузочный бункер шарнирно крепится к основанию. Наклонная горловина загрузочного бункера входит в загрузочное окно вращающегося барабана грохота. Вращение барабана осуществляется двумя фрикционными приводами. Скорость вращения барабана регулируется частотным преобразователем.

Барабанный грохот установлен на основании под углом 8º. Сменные сита в барабане выполнены двух видов: дуговые — тогда рабочая поверхность барабана принимает цилиндрическую форму, или прямые — тогда рабочая поверхность барабана принимает форму восьмигранника. Все сита имеют перфорацию диаметром 16 мм.

Приемный бункер выполнен в виде длинного корыта цилиндрической формы с небольшим разгрузочным окном с одной стороны в его донной части.

К фланцу разгрузочного окна крепится делитель — расширитель потока пульпы. Расширитель потока пульпы разработан в трех исполнениях: лабиринтный, роторный, многоканальный.

Распределитель выполнен в виде желоба с системой продольных перегородок. Служит для распределения расширенного потока по шлюзам. Горизонтальность распределителя осуществляется с помощью талрепов, на которых он подвешен.

Шлюзы собраны по обе стороны установки в поперечном направлении компактно по три шлюза на общей раме. Рама установлена на шаровой опоре, что позволяет с помощью талрепов получить необходимый продольный угол наклона шлюзов, а также строгую их горизонтальность. Шлюзы снабжены ковриками, откидными трафаретами и запорными крышками. Ширина каждого шлюза 760 мм, длина 5 метров.

Ленточный поворотный конвейер (стакер) имеет возможность поворачиваться на 30º в обе стороны относительно продольной оси. Постоянный угол наклона конвейера поддерживается талрепами. Вдоль конвейера предусмотрена дорожка обслуживания. Ширина ленты 650 мм, длина конвейера 12 м.

Исходный материал в загрузочный бункер подается экскаватором или фронтальным ковшовым погрузчиком.

Что прошло сквозь крупноячеистое сито, обильно смачивается водой системы орошения. Куски материала, не прошедшие сито, сбрасываются ковшом по боковым лоткам на некоторое расстояние от установки. Готовая пульпа по наклонной горловине бункера поступает во вращающийся барабан грохота, где также обильно смачивается из двух труб оросительной системы. Отмытый дезинтегрированный материал меньше 16 мм проходит через сито барабана, попадая в приемный бункер, где транспортной водой перемещается в сторону разгрузочного окна.

Проходя через разгрузочное окно, плотный поток пульпы делится на два потока равномерно. Далее, проходя через расширитель потока, пульпа попадает на поверхность распределителя, где с помощью системы продольных перегородок подается на шлюзы. Установленная перед шлюзами гребенка равномерно распределяет поток пульпы по поверхности шлюза.

Все, что крупнее 16 мм, перемещается по просеивающей поверхности барабана в сторону разгрузки, а далее — по ленте поворотного конвейера в отвал.

Вся установка разбита на отдельные узлы, транспортируемые грузовым или железнодорожным транспортом, и легко собирается на месте эксплуатации. В собранном виде установка свободно перемещается по территории месторождения на полозьях обычной карьерной техникой.

Следует отметить, что, предлагая эту установку со шлюзовой технологией обогащения, мы не отказываемся от предлагаемой нами отсадочной технологии.

Считаем, отсадочная технология плюс центробежная технология дают возможность перерабатывать исходный материал на большую глубину.

Технические характеристики

Параметры	Значение
Производительность, т/ч — легкопромывистый материал — среднепромывистый материал — труднопромывистый материал	 90 120 150
Внутренний диаметр барабана, мм	1500
Длина барабана рабочая, мм	4740
Размер отверстий сит, мм	16
Частота вращения барабана, мин$^{-1}$	7,5…12,5
Продольный угол наклона грохота, град	8
Максимальный размер кусков материала, мм	200
Мощность привода грохота, кВт	2x5,5
Мощность привода конвейера, кВт	5,5
Габаритные размеры, мм не более — длина с конвейером; — ширина: без конвейера; с конвейером; — высота	 21700 2500 10100 4750
Масса, кг, не более	25000

Рис. 1 — Промывочный прибор

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ КАССИТЕРИТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ[1]

Т.С. Юсупов, Ф.Х. Уракаев, В.С. Шевченко, Е.А. Кириллова, Л.Г. Шумская, Институт геологии и минералогии им. В.С. Соболева СО РАН

В программе горнодобывающей промышленности страны видное место занимает освоение техногенного сырья. Ввиду того, что многие месторождения олова закрыты прежде всего по экономическим причинам, доизвлечение касситерита из отвалов предприятий имеет важное значение как менее затратный процесс добычи. Следует отметить значительные запасы олова в техногенном сырье; так, например, извлечение олова из руд крупных месторождений Солнечного района Хабаровского края во все годы эксплуатации не превышало 50 % [1, 2].

Изучаемое нами техногенное сырье Новосибирского оловокомбината характеризуется исключительно сложным минеральным составом. За время работы НОК с 1942 г. на доводочную фабрику поступали концентраты и руды 26 месторождений, в результате чего в отвалах находится касситерит самого различного генезиса, состава и дефектности структуры.

Касситериты различных месторождений отличаются неравномерной плотностью и количеством дислокаций, что существенно влияет на сорбционные свойства флотируемости минерала (табл. 1).

Таблица 1 — Плотность дислокаций в касситеритах

Месторождения касситерита	Плотность дислокаций, см^2	Площадь, занятая дислокациями, %
Харанорское	$5\cdot10^2$ — $4\cdot10^6$	75
Киргиляхское	10^6	40
Эге-Хайское	10^3	80
Придорожное	10^4	45
Хрустальное	10^6	95
Дальнее	10^8	90
Депутатское	10^8	90

[1] Работа выполняется по гранту РФФИ № 18–05–00434.

В природных касситеритах химическими и спектральными анализами установлено свыше 20 элементов и соединений. На флотационный процесс оказывают наибольшее влияние ионы Fe^{2+}, Fe^{3+}, Cu^{2+}, Zn^{2+}, Cl^{1-}, So_4^{2-}, So_3^{2-}.

Предметом наших исследований стало флотационное доизвлечения касситерита из хвостов обогащения НОК на различных стадиях их хранения.

Химический и минеральный состав хвостов по данным ЦНИИолова приведены в табл. 2, 3.

Таблица 2 — Химический состав техногенного сырья, % (по данным химической лаборатории НОК)

Sn	S	As	Fe	SiO_2	Zn	Pb	Cu
0,43	22,30	10,73	19,4	7,75	1,33	1,10	0,60

Таблица 3 — Минеральный состав хвостов обогащения НОК, %

Минералы	Содержание, %	Плотность, г/см^3	Магнитные свойства
Касситерит	1,2–2,5	6,9–7,0	–
Кварц	29,4–38,6	2,65	–
Серицит	5,9–16,5	2,76–3,10	Слабомагнитный
Хлорит	6,0–10,8	3,1–3,3	Слабомагнитный
Турмалин	12,1–14,4	2,9–3,25	Слабомагнитный
Сульфиды	5,5–21,4	4,0–6,0	Слабомагнитные (частично)
Пирротин	2,7–2,8	4,6–4,7	Сильно- и слабомагнитный
Лимонит	4,6–4,7	3,3–4,0	Сильномагнитный
Биотит	0,4–3,4	3,02–3,12	Слабомагнитный
Полевые шпаты	0,2–3,2	2,5–2,7	–
Флюорит	0,9–3,9	3,0–3,2	–
Каолинит	0,1–0,2	2,58– 2,60	–
Кальцит	0,1–2,0	2,6–2,8	–
Сидерит, анкерит	3,2–5,8	2,9–3,9	Сильно- и слабомагнитные

Сложность обогащения техногенных руд прежде всего определяется тем, что они состоят не из свободных минералов, а представлены сросшимися агрегатами — сростками, которые

необходимо подвергать специальному селективному разрушению с освобождением минералов. В силу повышенной прочности сростков требуются увеличенные по сравнению с шаровыми мельницами разрушающие энергии, достаточные для раскрытия срастаний, но ограничивающие переизмельчение. Другой важной задачей является исследование зависимости флотационного доизвлечения касситерита от длительности хранения техногенных объектов — хвостов обогащения НОК.

Флотационное дообогащение текущих хвостов

Разрушение сростков выполнялось при помощи центробежно-планетарной мельницы М-3 конструкции ИГМ СО РАН при центробежном факторе 40 (рис. 1, табл. 4). Мельница получила распространение во многих академических институтах и производственных лабораториях, причем принцип ее действия близок к известным измельчителям фирмы Frich. Чтобы не допустить переизмельчения, время нахождения материала в мельнице равнялось 40 сек.

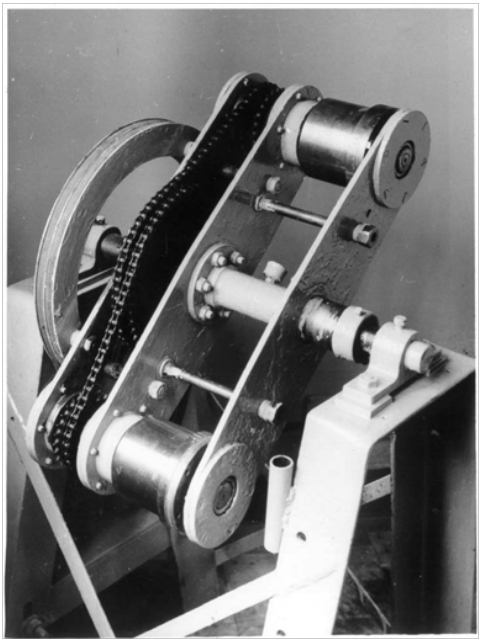


Рис. 1 — Лабораторная центробежно-планетарная мельница М-3

Как следует из данных табл. 5, раскрытие сростков и флотация с использованием бутилового ксантогената позволили получить из текущих хвостов с Sn 0,43 % концентрат с содержанием Sn 5,01 % и извлечением 67,3 %. Данный продукт пригоден для получения олова фьюминг-процессом.

Центробежное измельчение позволило также из шламов крупностью 20 мкм извлечь 87,4 % Sn с содержанием 1,69 % при исходных 0,14 %. Данный продукт может также рассматриваться как объект переработки фьюмингованием (табл. 6).

Таблиц 4 — Техническая характеристика мельницы М-3

Показатели	Значение
Число барабанов, шт.	2
Объем одного барабана, см^3	600
Вес пробы, загружаемой в 1 барабан, г.	до 200
Скорость вращения водила, об/мин	425
Скорость вращения барабана, об/мин	1000
Центробежный фактор, в ед., g	50–80
Мощность эл. двигателя, кВт.	2,8

Таблица 5 — Флотация текущих хвостов (в период работы обогатительной фабрики НОК)

Продукт обогащения	Условия обработки	Условия флотации	Выход продуктов %	Содержание, %		Извлечение, %	
				Sn	As	Sn	As
Концентрат	Измельчение в М-3, 40 сек Т:Ш:Ж = 1:1:2,5	Бутиловый ксантогенат, 100 г/т	5,8	5,01	6,02	67,3	2,8
Промежуточный продукт			6,4	0,56	11,27	8,3	5,8
Вторичные хвосты			87,8	0,12	12,9	24,4	91,4
Исходный			100,0	0,43	12,41	100,0	100,0

Таблица 6 — Извлечение Sn из шламов

Продукт обогащения	Условия обработки	Условия флотации	Выход продуктов %	Содержание, %		Извлечение, %	
				Sn	As	Sn	As
Концентрат	Измельчение в М-3, 40 сек Т:Ш:Ж = 1: 0,5:2,5	Бутиловый ксантогенат, 50 г/т, ОПСБ — 25 г/т	7,4	1,69	2,5	87,4	3,8
Хвосты			92,6	0,02	5,02	12,6	96,2
Исходный				0,14	4,65	100,0	100,0

Флотация касситерита из лежалых хвостов

Трехлетнее лежание обогатительных отходов в хвостохранилище резко снижает эффективность флотационного обогащения, существенно падает флотируемость касситерита (табл. 7). Причины и факторы этого явления рассматриваются ниже.

Таблица 7 — Флотация лежалых хвостов

Продукт обогащения	Условия обработки	Условия флотации	Выход продуктов %	Содержание, %		Извлечение, %	
				Sn	As	Sn	As
Концентрат	Измельчение в М-3, 40 сек Т:Ш:Ж = 1: 0,5:2,5	Бутиловый ксантогенат, 100 г/т, CuSO4 — 200 г/т	20,3	1,25	5,72	72,6	21,7
Хвосты			79,7	0,12	5,25	27,4	78,3
Исходный				0,35	5,34	100,0	100,0

Для подобных труднофлотируемых продуктов предложена обратная флотация с подавлением флотируемости касситерита фтористоводородной кислотой (табл. 8). Данный процесс позволил из сырья с 0,78 % Sn выделить концентрат с содержанием 7,16 % Sn при извлечении 31,4 %. Данные результаты существенно выше показателей прямой флотации.

Обратная флотация касситерита оказалась эффективным процессом и для других объектов, в частности, многосульфидных продуктов.

Таблица 8 — Обратная флотация лежалых хвостов

Продукт обогащения	Условия обработки	Условия флотации	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
				Sn	As	Sn	As
Пенный продукт	Измельчение в М-3, 40 сек.	pH = 2,35 (HF) Обратная флотация, T = 20 мин.	5,6	1,27	18,8	9,3	6,0
Концентрат (–0,1 мм)			3,3	7,16	7,6	31,2	1,4
Хвосты			90,1	0,50	18,3	59,5	92,6
Исходный			100,0	0,76	17,8	100,0	100,0

Ударное раскрытие в дезинтеграторе сростков длительного хранения (30–50 лет)

Этот вид разрушения сростков привлекает все большее внимание, его преимущества показаны на различных видах руд [3–6].

Разрушение при свободном ударе эффективно реализуется в дезинтеграторах (рис. 2).

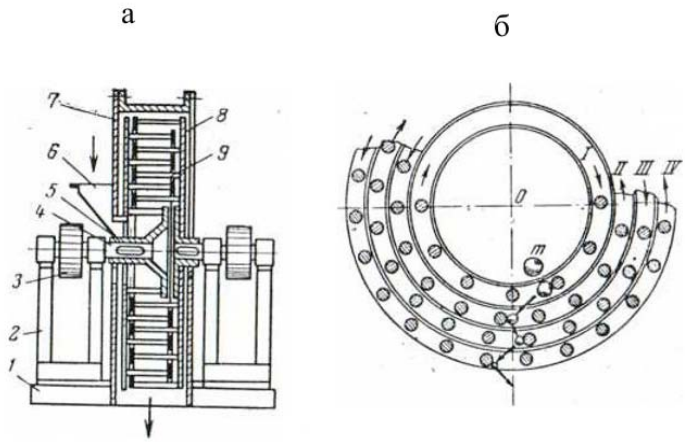


Рис. 2 — Схема дезинтегратора и движения материала между вальцами
а) 1 — станина; 2 — стойки с подшипниками; 3 — шкив; 4 — вал; 5 — ступица; 6 — приемная воронка; 7 — кожух; 8 — диск; 9 — вальцы; б) схема движения материала в дезинтеграторе

В результате свободного удара возникают напряжения и деформации кристаллической структуры, приводящие к возникновению межфазных трещин и обнажению контактирующих минералов.

Бедное техногенное сырье НОК с Sn 0,48 % после измельчения в щековой дробилке обрабатывали в ЦКИ (центробежный концентратор-измельчитель конструкции ИГМ) для разрушения агрегатов, образовавшихся при длительном нахождении в хвостохранилище.

После обесшламливания на концентрационном столе продукт подвергали прямой флотации (№ 5, 6), флотации после измельчения в барабанной мельнице (№ 9, 10) и разрушению в дезинтеграторе (№ 13, 14) (рис. 3). После прямой флотации получен концентрат (камерный продукт), в котором содержится 1,63 % Sn, но пенный продукт с выходом 81,0 % по содержанию Sn близок к исходному, т.е. в пену перешла лишь небольшая часть касситеритсодержащих образований.

После измельчения в барабанной мельнице картина даже несколько ухудшилась ввиду перехода в шламы нефлотируемой части касситерита, селективность разделения снизилась.

Флотационный концентрат после разрушения сростков в дезинтеграторе также отличается невысоким качеством 1,38 % Sn, но в пенную фракцию перешло 52,4 % пробы (расчет от операции) с содержанием 0,15 % олова, т.е. получены практически отвальные хвосты. В этом одно из важных технологических преимуществ ударного измельчения.

Низкое качество концентрата свидетельствует о резком падении флотационной способности касситерита, причины которого обстоятельно изложены в [7].

Основные факторы, приводящие к потере флотационной способности касситерита в результате длительного хранения, состоят в повышении дефектности структуры, появлению некомпенсированных поверхностных зарядов атомов Fe и Sn, результатом чего является образование гидратных форм олова $Sn(OH)^{3+}$, $Sn(OH)_2^{2+}$, $Sn(OH)_3^{1+}$, железа $Fe(OH)_3$ и $Fe(OH)^{2+}$, что резко снижает флотируемость [7].

Восстановление флотационной способности касситерита представляет собой исключительно сложную задачу и на повестку

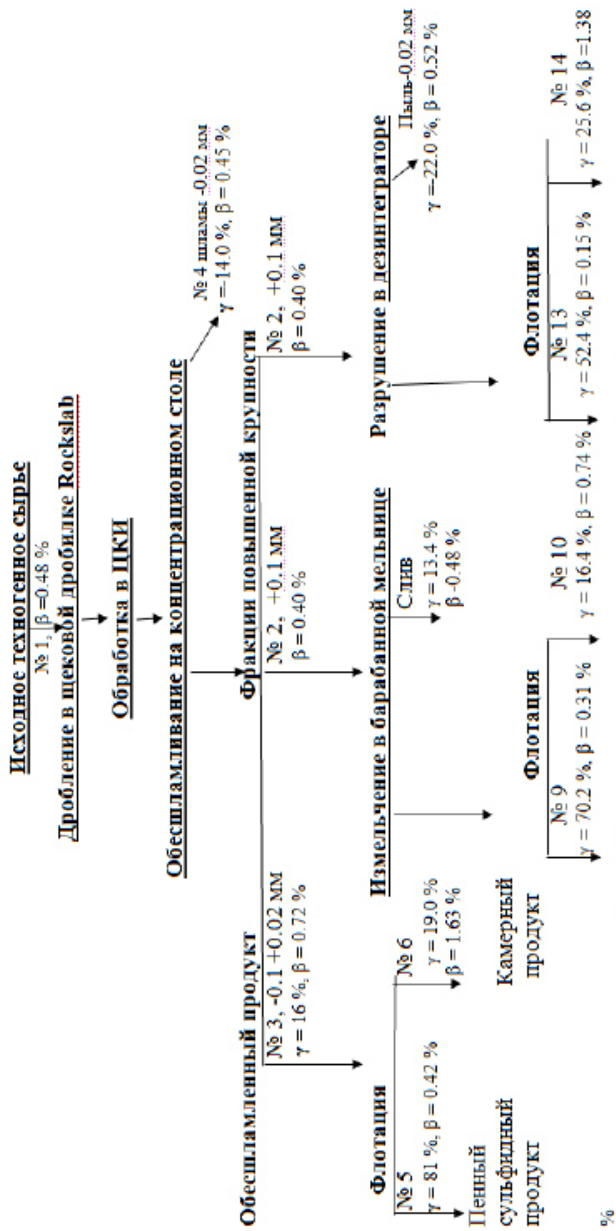


Рис. 3 — Схема обогащения при различных вариантах пробоподготовки
γ — выход продукта, %, β — содержание Sn, %

дня встает разработка специальных, чаще химических, методов переработки техногенного сырья.

Выводы

1. Эффективными методами раскрытия сростков касситерита с сопутствующими минералами техногенного сырья являются разрушение при ударно-раздавливающем воздействии в планетарной мельнице типа М-3 и чисто ударное разрушение при высокоэнергетических воздействиях в дезинтеграторе.

2. Качественные показатели флотационного касситеритового концентрата близки в исследованиях с использованием указанных видов разрушения, но чисто ударный процесс позволяет выделить отвальные хвосты с содержанием Sn 0,15 %, чего не достигнуто в первой серии экспериментов.

3. Повторное обогащение текущих хвостов показало достаточно высокую флотируемость касситерита, что позволило получить дополнительную оловосодержащую продукцию

4. Аналогичный процесс обогащения применительно к хвостам 2–3-летнего лежания приводит к существенно пониженным показателям, при этом целесообразно использовать обратную флотацию, подавляя флотируемость касситерита ионами фтора введением в процесс плавиковой кислоты.

5. Касситерит длительного 30–50-летнего нахождения в хвостохранилище полностью теряет флотируемость. Для подобных продуктов целесообразно разрабатывать специальные процессы химического обогащения сырья.

Список использованных источников

1. Луняшин П.Д. Восстановится ли в России добыча олова? // Промышленные ведомости. 2011. № 1–2.
2. Полькин С.И., Лаптев С.Ф. Обогащение оловянных руд и россыпей. М.: Недра, 1974.
3. Юсупов Т.С. Совершенствование процессов раскрытия минеральных сростков при освоении труднообогатимых объектов // ФТПРПИ, 2016. № 3.
4. Ларионов А.Н., Терентьева Е.А., Канарская А.В., Воробьев В.А. Сухие рудоподготовительные технологии — новые возможности // Мат. X Конгресса обогатителей стран СНГ. М. 2015.

5. Шадрунова И.В., Кутлубаев И.М., Колодежная Е.В. Анализ силового взаимодействия при разрушении породы в дробилках ударного действия // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2008. № 2.
6. Юсупов Т.С., Исупов В.П., Владимиров А.Г. Исследование вещественного состава и разделимости минералов техногенного сырья с целью оценки возможности получения литиевых концентратов // ФТПРПИ. 2014. № 6.
7. Юсупов Т.С., Кондратьев С.А., Бакшеева И.И. Структурно-химические и разделительные свойства минералов касситерит-сульфидного техногенного сырья длительного хранения // Обогащение руд. 2016. № 5.

ПАСТОВЫЕ ХВОСТЫ, РУДНИЧНЫЙ ШЛАМ, ТВЕРДЕЮЩАЯ ЗАКЛАДКА, МИКСЕРЫ, ТОРКРЕТ-УСТАНОВКИ

И.М. Осадчий, Putzmeister SolidPumps GmbH
Германия, e-mail: Ivan.Osadchiy@putzmeister.com

Расстояние перекачки поршневым насосом **PUTZMEISTER** может превышать 20 км (например, концентрат железной руды). Максимально допустимое содержание твёрдой фазы в перекачиваемом материале до 80 %. Перекачка высоковязких, пластичных, абразивных с включениями свыше 100 мм в поперечнике сред также не является проблемой.

Области применения поршневых насосов PUTZMEISTER:

- зачистка водосборников подземных рудников от шлама переменной плотности с посторонними включениями;
- транспортировка в отвал высокосгущённых и пастовых хвостов обогащения руд;
- перекачка твердеющей закладки в камеры и подэтажи подземных рудников;
- перекачка нефтешлама, отходов бурения;
- транспортировка в золоотвал летучей золы и шлака угольных ТЭЦ с минимальным добавлением воды;
- транспортировка в отвал или для дожигания в котельных кека, получаемого после обогащения угля;

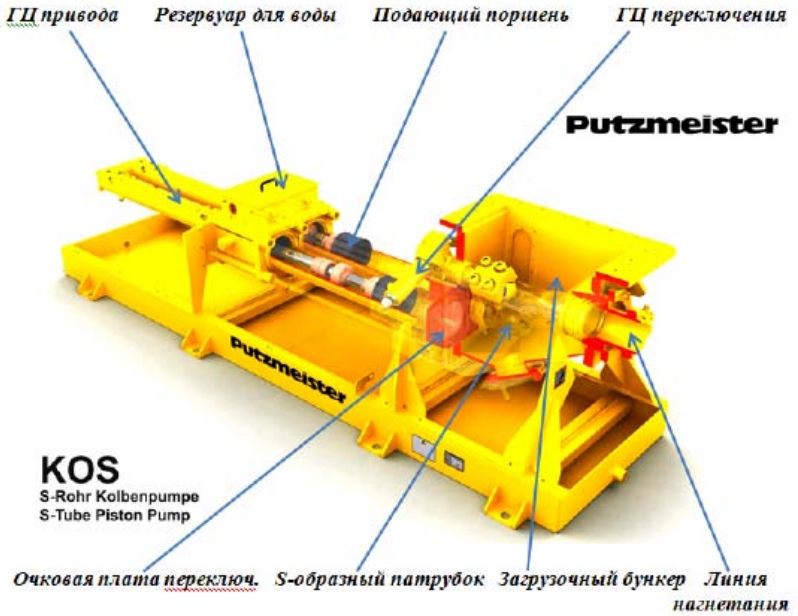
- рекультивация нефте-, угле-, шламоотстойников, расчистка водоёмов от густого ила;
- намыв искусственных островов, дамб;
- перекачка обезвоженного осадка сточных вод для сжигания в печах;
- перекачка торкрет-бетона для укрепления свода шахт.

Поршневой двухцилиндровый насос PUTZMEISTER типа KOS

Принцип работы и конструктивные особенности

S-образный патрубок поочерёдно подсоединяет каждый из подающих цилиндров к трубопроводу. Инородные включения в перекачиваемом продукте могут достигать размера до 70 % от его сечения. Благодаря большой открывающейся секции, способной перепустить включения из «линии всаса» в «линию нагнетания», они не вызывают проблем.

У насоса имеется открытый загрузочный бункер. Это предотвращает перекрытие «линии всаса», особенно в случае с транспор-

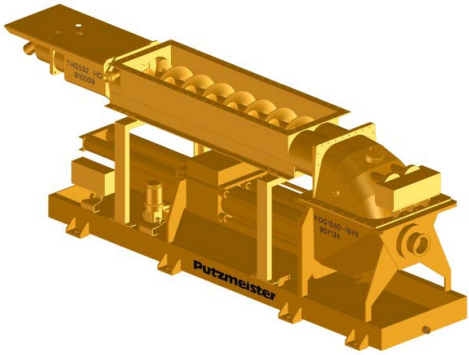


тируемыми шламами, которые зачастую достаточно пластичные. S-образный патрубок с незначительным искривлением — это коническая труба, двигающаяся в бункере в качестве соединительного элемента между двумя подающими цилиндрами и напорной линией. Два гидравлических поршневых цилиндра снаружи бункера перемещают S-образный патрубок, попеременно подключая его к каждому из двух подающих цилиндров. Во время толкающего движения материал выдавливается через S-образный патрубок в напорную магистраль. Во время всасывающего движения материал забирается напрямую из бункера, в то время как через S-образный патрубок выдавливается материал из второго цилиндра.

Насос типа KOS специально предназначен для высоковязких сред и постоянно перекачивает материал с высоким содержанием грубых частиц или инородных включений.

Зачистка водосборников от шлама насосом PUTZMEISTER

Рудничный шлам переменной плотности, в среднем 1,6 тонн/м³ (с вкл. камней, древесины и пр.), образующийся в процессе ведения буровых и проходческих работ, подлежит откачке в приёмный бункер или на шнек поршневого насоса PUTZMEISTER, откуда он одной ступенью перекачивается по горизонту на расстояние до 5 км либо с подъёмом одним шагом до 700 м в объёме до 200 м³/ч. При перекачке используется, например, трубопровод Dнар.=159 мм. Схему существующего главного водоотлива переделывать не требуется.



Перекачка твердеющей закладки насосами PUTZMEISTER

Полости, образующиеся при разработке подземных соляных и рудных месторождений, представляют большую потенциальную опасность, как на поверхности, так и под землёй. Если в прошлом спуск закладочного материала с поверхности в шахту часто производился самотёком через вспомогательные стволы и по скатам, после чего материал распределялся с помощью погрузочных приспособлений, то сегодня гидравлические поршневые насосы **PUTZMEISTER** в комплексе с системами трубопроводов закрытого типа играют важную роль при подаче и укладке закладочного материала в выработанное пространство. Благодаря наличию современной технологии гидравлической подачи материалов появилась возможность повышения эффективности эксплуатации подземных месторождений с применением специальных систем разработки, а также вторичного использования уже выведенных из эксплуатации шахтных полей для добычи руды.

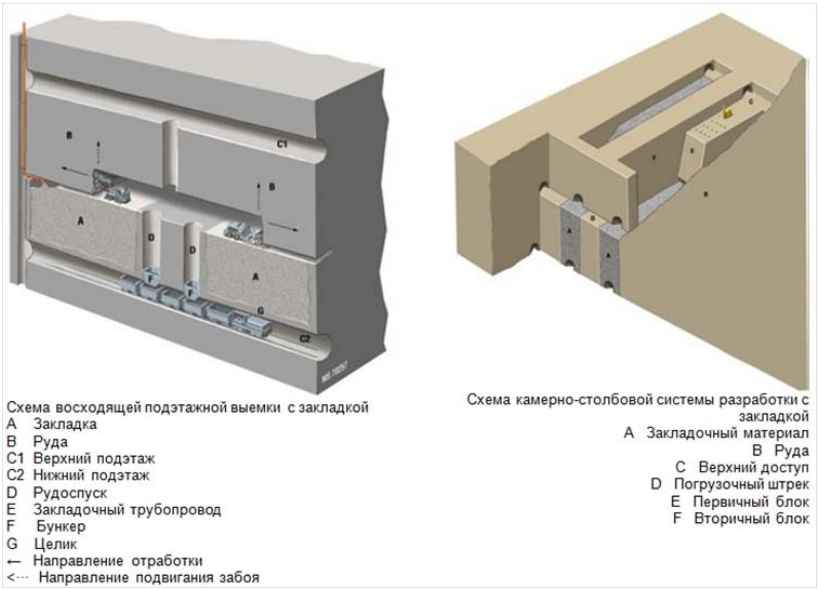


Схема камерно-столбовой системы разработки с закладкой

Использование поршневых насосов **PUTZMEISTER** позволяет осуществлять горизонтальную и вертикальную транспортировку на большие расстояния к месту закладки пастообразных материалов крупных фракций с малым содержанием воды по закрытым трубопроводам независимо от условий окружающей среды и без нарушения текущего процесса добычи.

При камерно-столбовой системе разработки с закладкой месторождение разделяется на первичные и вторичные выемочные блоки, как правило, одинаковых размеров, которые разрабатываются в определенной последовательности. По окончании разработки первичных блоков в образовавшиеся полости насосом подается закладочный материал, содержащий вяжущее, после чего осуществляется разработка оставшихся вторичных блоков. При этом вновь появляющиеся камеры после завершения работ также заполняются закладочным материалом с вяжущим.

Транспортировка в отвал пастовых хвостов на примере завода по производству первичного алюминия в Чжэнчжоу (Китай)

Общий вид завода по производству первичного алюминия в Чжэнчжоу (Китай)

Особый материал — паста с содержанием хвостов обогащения алюминия 42–45 %, летучей золы ТЭЦ 20–22 %, низкосортного цемента 1–3 %.

Преимущество использования данной схемы

Сниженное потребление воды на гидротранспорт. Паста быстро высыхает, не впитываясь в грунт, образует кракелюры и не пылит, хорошо распределяется по поверхности, занимает значительно меньшую площадь складирования.

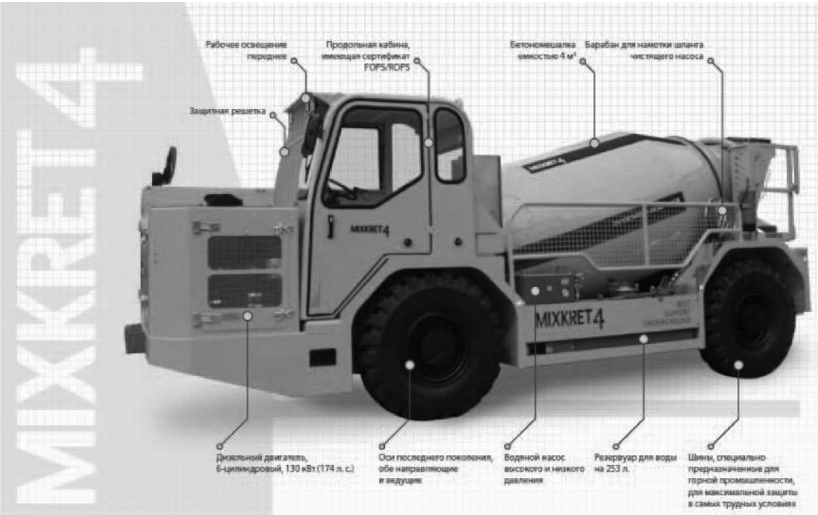
Шламохранилище высохших хвостов обогащения алюминия

Насос по перекачке сгущённой массы типа KOS 2180 производительностью 90 м^3/час, давлением 90 бар с маслостанцией мощностью 315 кВт и два насоса по перекачке сгущённой массы типа KOS 25100 производительностью 150 м^3/час, давлением 90 бар с маслостанцией мощностью 630 кВт

Износ труб снижен благодаря оптимизированной скорости потока и объёмной прокачке. Безопасная схема содержания хвостового хозяйства обусловлена стабильностью материала и отсутствием опасности прорывов дамб шламохранилища.

Замкнутый водооборот позволяет отказаться от насосной станции для перекачки осветлённой воды обратно на обогащение. Благодаря низкой влажности пасты отсутствуют потери в виде испарений воды с зеркала хвостохранилища.

Шахтный автобетоносмеситель MIXKRET объёмом 4 м^3 и 5 м^3



Габариты В/Д/Ш: 2,5/6,6/2,2 м. Радиус поворота (внутренний/внешний): 2,4/5,77 м. Контроль скорости на спуске. Четыре колеса ведущие и направляющие, крабовый ход.

Самоходная торкрет-установка SPM 4210

Габариты В/Д/Ш: 2,5/7,1/2 м. Радиус поворота (внутренний/внешний): 3,95/6,65 м. Производительность 20 м^3/час. Сочленённая рама. Централизованная система смазки.

О СОВЕРШЕНСТВОВАНИИ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД С УЧЕТОМ ОСОБЕННОСТЕЙ ИХ МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА[1]

УДК 622.7

В.И. Ростовцев, С.А. Кондратьев, И.И. Бакшеева,
Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН
г. Новосибирск, e-mail: kondr@misd.ru

Развитие минерально-сырьевой базы на современном этапе связано с вовлечением в разработку месторождений трудноообогатимых руд, а также с освоением техногенных минеральных образований. Эта тенденция, в свою очередь, обусловливает как значительные потери промышленно ценных компонентов на стадиях добычи и переработки минерального сырья, так и высо-

[1] Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 15–17–10017).

кие эксплуатационные и капитальные затраты на производство конечной продукции.

Актуальность проведения научных исследований в направлении интенсификации существующих и создания новых высокоэффективных методов и способов извлечения ценных компонентов из труднообогатимого минерального сырья природного и техногенного происхождения определяется необходимостью решения следующих основных проблем [1]: повышения полноты и комплексности использования месторождений твердых полезных ископаемых, обеспечения высокой рентабельности современного минерально-сырьевого комплекса страны и улучшения экологической ситуации в горнопромышленных регионах.

В [1, 2] отмечается, что до 35–40 % потерь ценных компонентов в процессах первичной переработки связано со сростками и 30–35 % — с тонкими частицами крупностью менее 10 мкм. Для снижения этих потерь необходимо осуществлять селективную дезинтеграцию. Дезинтеграция минерального сырья является основной технологической операцией в процессе рудоподготовки [3]. Энергозатраты при этом сравнительно низкие на стадиях дробления (до 1,2 кВт·ч/т) и высокие на стадиях измельчения (50 кВт·ч/т и выше).

Физический смысл перехода к селективной дезинтеграции заключается в организации процесса таким образом, чтобы разрушение происходило не по случайным направлениям, а преимущественно по границам срастания минеральных зерен.

В [4, 5] подчеркивается, что технологические свойства минералов зависят от их конституции и генезиса, обусловливающих определенную степень контрастности свойств срастающихся минералов, и возможности их изменения под влиянием различных воздействий. Максимально полную информацию о минеральном составе и структурных параметрах минералов в перерабатываемом минеральном сырье можно получить с использованием данных технологической минералогии. Характер взаимоотношения минералов и их гранулометрический состав определяют крупность дезинтеграции минерального сырья и возможность раскрытия минералов в технологических процессах.

В ряде работ [6–10] показано, что с целью уменьшения потерь и сокращения расхода электроэнергии при переработке труднообогатимого минерального сырья представляется перспективным использование энергетических воздействий, позволяющих преодолеть его физическую упорность и обеспечить селективную дезинтеграцию без излишнего переизмельчения.

Все вышеуказанное относится в полной мере и к медно-никелевому минеральному сырью.

Россия обладает значительной минерально-сырьевой базой никеля, основой которой являются месторождения сульфидных медно-никелевых руд. Особенностью руд этих месторождений является их комплексность. В них, кроме никеля в промышленных количествах, содержатся медь, платиноиды, кобальт и другие металлы. Иные типы месторождений, в том числе важный для сырьевой базы ряда зарубежных стран латеритный тип, в российской сырьевой базе никеля имеют подчиненное значение [11].

Следует отметить, что в разрабатываемых и осваиваемых месторождениях страны заключено более 13 % мировых промышленных запасов никеля. По этому показателю Россия занимает 4 место в мире, уступая Австралии, Бразилии и Новой Каледонии. Государственным балансом учтено 56 месторождений никеля, из которых 14 с забалансовыми запасами и 3 эксплуатируемых техногенных месторождения. Более 75 % запасов заключено в сульфидных медно-никелевых рудах месторождений Норильского рудного района, входящего в Норильско-Хараелахскую металлогеническую зону.

Мировое производство первичного никеля во всех видах в 2014 году по данным Международной группы по изучению никеля (International Nickel Study Group — INSG) составило 1994 тыс. т, в том числе 350 тыс. т никеля в ферроникеле и около 450 тыс. т никеля в никелистом чугуне. На долю 10 крупнейших производителей пришлось около 93 % мирового выпуска первичного никеля. Лидером является Китай, на который приходится более 1/3 мирового производства. Россия занимает второе место с долей в 12 % [11].

Области применения никеля по данным [11] приведены на рис. 1.

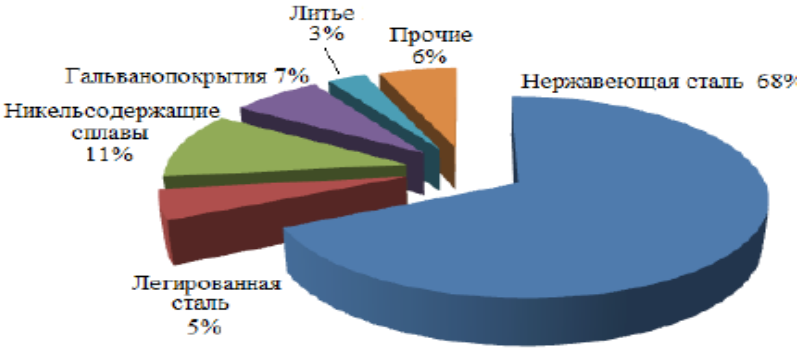


Рисунок 1.1 — Области потребления никеля в 2014 году (100 % = 1 863 тыс. т) ([7])

Рис. 1 — Области мирового потребления никеля в 2014 году (100 % = 1863 тыс. т) [11]

Характерной особенностью сульфидных месторождений, сосредоточенных преимущественно на территориях России и Канады, является сравнительно выдержанный минеральный состав руд. Главными минералами руд являются: пирротин, пентландит, халькопирит и магнетит. Основная часть никеля представлена пентландитом $(Ni, Fe)_9S_8$. В небольших количествах встречаются миллерит NiS, виоларит Ni_2FeS_4 и никельсодержащий пирротин $(Fe, Ni)_8S_9$. Пентландит всегда встречается с другими сульфидными минералами, чаще всего с пирротином Fe_8S_9 и халькопиритом $CuFeS_2$. Указанные минералы вмещает силикатная и алюмосиликатная порода.

Медистые руды представляют собой отдельную разновидность сульфидных медно-никелевых руд и имеют по сравнению с богатыми и вкрапленными рудами наиболее разнообразную тонкодисперсную минерализацию. Запасы медистых руд в Норильском районе составляют по оценкам геологов до 20 % от общего запаса всех руд, т.е. доля их значительна, следовательно, вопросы повышения показателей их обогащения являются весьма актуальными. По текстурно-структурным особенностям и вещественному составу медистые руды подразделяют на четыре основные группы, обладающие различной измельчаемостью в зависимости от со-

става вмещающих пород: 1 — серпентинитовая; 2 — скарновая; 3 — метосоматическая; 4 — роговично-мраморная.

Главными медьсодержащими минералами в медистых рудах являются халькопирит и валлериит. Валлериит имеет переменный состав, содержание меди в нем может изменяться от 6 до 27 %. Этот минерал является самым труднообогатимым среди всех других медных минералов, его извлечение в медный концентрат по традиционным схемам флотации может составлять не более 40–45 % по сравнению с извлечением халькопирита и кубанита на уровне 80–95 %. Характерной особенностью валлериитсодержащих медистых руд по сравнению с другими норильскими рудами является также то, что в них, кроме других сульфидных минералов меди, никеля и пирротина, присутствует также пирит.

Основными никельсодержащими минералами в медистых рудах являются: пентландит, миллерит и частично пирротин, содержащий никель в изоморфной форме. Содержание пирротина в медистых рудах может существенно колебаться в пределах от 3–5 % до 50 %. Такое разнообразие минералогического состава медистых руд по рудным минералам и вмещающим породам, вариации состава самих рудных минералов и их сложное взаимное прорастание оказывают значительное влияние на процесс флотации, резко усложняя проблему поиска оптимальных технологических параметров для достижения наиболее высоких конечных показателей по качеству концентратов и извлечения в них полезных компонентов.

Более подробная информация о развитии никелевой промышленности в нашей стране приведена в [12–14].

Цель настоящих исследований — экспериментальная проверка возможности совершенствования процесса обогащения медно-никелевых руд с использованием методов флотации и магнитной сепарации, в том числе с предварительной обработкой руды пучком ускоренных электронов.

Объекты исследования. Исследования проводились на примере пробы труднообогатимой медно-никелевой руды, содержащей 3,10÷3,16 % Ni; 2,94÷3,35 % Cu, а также кобальт, серу, платиноиды и другие металлы. Основная масса руды представлена на 60–70 % пирротином. Халькопирит — 15–18 % — находится в виде ксено-

морфных мелкозернистых выделений в пирротине. Пентландит — 5–7 % — равномерно распределен в пирротине и халькопирите тонкими выделениями размером до 0,1 мм. Магнетит — до 1 % — встречается в виде тонкозернистых включений в рудных минералах и породах. Породная масса представлена роговиком, измененными габбро-долеритами и биотит-плагиоклаз-пироксеновыми метасоматитами.

Методы исследования. Флотационные опыты проводились с использованием лабораторной флотационной машины типа ФМІМ с объемом камеры 0,5 литра. Измельчение исходной руды до крупности 85 % класса –0,071 мм производили в рольганговой мельнице при Т:Ж:Ш = 1:1:7. При флотации расход реагентов: ксантогената — Кх и вспенивателя — Т-86 — был постоянным. Обработка подготовленных образцов руды пучком ускоренных электронов осуществлялась на промышленном ускорителе ИЛУ-6 в Институте ядерной физики СО РАН в соответствии с заданными дозами при энергии электронов 2.4 МэВ (рис. 2). Ток пучка импульсный — 320 мА, ширина развертки пучка — 90 см, скорость транспортировки обрабатываемого материала под пучком — 2 см/сек, расстояние от выпускного окна до образца — 33 см. Технологическая схема исследований показана на рис. 3. Сухое магнитное разделение производилось на сепараторе 138СБЭ, обеспечивающим напряженность магнитного поля Н до $7{,}96\times10^5$ А/м. Определение химического состава исходной руды и продуктов

Рис. 2 — Обработка образцов руды пучком ускоренных электронов

Рис. 3 — Технологическая схема исследований медно-никелевой руды

обогащения осуществлялось с использованием атомно-эмиссионного спектрометра с индуктивно-связанной плазмой модели IRIS и объемным анализом с применением стандартных методик. Подготовка проб для химического анализа проводилась термоавтоклавным их разложением с использованием смеси хлороводородной, фтороводородной и азотной кислот в микроволновой печи MARS 5.

Исходную руду доводили до крупности –3 мм с использованием щековой дробилки. Измельчённую руду обогащали флотационным способом в соответствии с технологической схемой (рис. 3), получая основной коллективный и контрольный концентраты.

Результаты исследований. Результаты исследований показаны на рис. 4 и в таблицах 1–4. Анализ данных, приведенных в таблице 1, свидетельствует о том, что в исходной пробе готового к флотации класса –0,071 мм содержится 12 %. Учитывая требуемую для флотации крупность измельченной руды — 85 % указанного класса — были выполнены экспериментальные исследования по определению необходимого времени измельчения исходной руды. Из данных таблицы 1 и рис. 4 следует, что время измельчения составляет 25 минут.

Таблица 1 — Кинетика измельчения исходной медно-никелевой руды крупностью –3 мм

Класс, мм	Время измельчения, минут			
	0	20	30	40
+1	38,6	2,00	0,50	0,30
–1 + 0,5	20,8	0,75	0,30	0,20
–0,5 + 0,25	13,0	0,50	0,10	0,30
–0,25 + 0,125	9,3	2,50	0,30	0,30
–0,125 + 0,071	6,3	18,00	4,70	1,20
–0,071	12,0	76,25	94,10	97,70
ИТОГО:	100	100	100	100

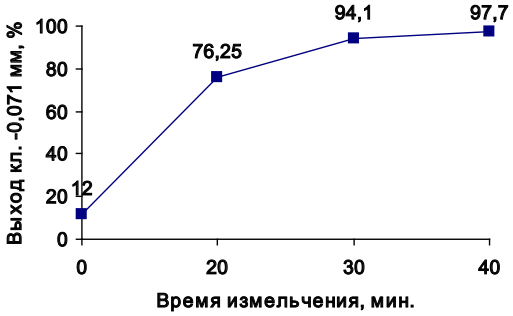


Рис. 4 — Кинетика измельчения исходной медно-никелевой руды крупностью -3 мм в лабораторной рольганговой мельнице при Т:Ж:Ш=1:1:7

В таблице 2 приведена гранулометрическая характеристика измельченной исходной и обработанной ускоренными электронами руды при найденном времени измельчения.

Таблица 2 — Гранулометрический состав измельченной при 25 минутах предварительно обработанной ускоренными электронами медно-никелевой руды крупностью –3 мм

Класс, мм	Доза обработки, кГр				
	0	2,5	5,0	7,5	10,0
+1	1,25	0,80	0,60	0,80	0,90
–1+0,071	13,57	11,20	11,40	12,30	12,00
–0,071	85,18	88,00	88,00	86,90	87,10
Итого	100	100	100	100	100

В таблице 3 приведены результаты флотационных исследований в соответствии с технологической схемой, показанной на рис. 3. Для сравнения показателей обогащения рассматривались как извлечения меди и никеля в концентраты, так и сумма извлечений меди и никеля в концентрат коллективной (основной) флотации $\Sigma\varepsilon_{осн}$ и суммарное извлечение полезных компонентов в концентрат основной и контрольной флотаций $\Sigma\varepsilon_{осн+контр}$.

Таблица 3 — Результаты флотации Cu–Ni руды с использованием предварительной ее обработки перед измельчением ускоренными электронами

Доза обработки, кГр	Продукты	Выход %	Содержание, %		Извлечение, %		$\Sigma\varepsilon_{осн}$	$\Sigma\varepsilon_{осн+контр}$
			Cu	Ni	Cu	Ni		
0	Кт осн	61,2	4,86	4,30	95,50	89,00	184,50	193,95
	Кт контр	10,4	0,83	1,90	2,77	6,68		
	Хвосты	28,4	0,19	0,45	1,73	4,32		
	Исходная	100	3,11	2,96	100	100		
2,5	Кт осн	57,0	5,35	4,40	98,76	83,32	182,08	194,22
	Кт контр	16,1	0,07	2,20	0,37	11,77		
	Хвосты	26,9	0,10	0,55	0,87	4,91		
	Исходная	100	3,09	3,01	100	100		
5,0	Кт осн	61,3	4,48	4,20	97,43	87,60	185,03	192,26
	Кт контр	10,6	0,10	1,90	0,38	6,85		
	Хвосты	28,1	0,22	0,58	2,19	5,55		
	Исходная	100	2,82	2,94	100	100		
7,5	Кт осн	47,2	5,93	5,37	97,51	88,44	185,95	194,92
	Кт контр	26,8	0,14	0,82	1,31	7,66		
	Хвосты	26,0	0,13	0,43	1,18	3,90		
	Исходная	100	2,87	2,87	100	100		
10,0	Кт осн	62,9	4,60	4,30	97,89	89,98	187,87	194,50
	Кт контр	10,1	0,27	1,90	0,92	5,71		
	Хвосты	27,0	0,13	0,45	1,19	4,31		
	Исходная	100	2,96	3,01	100	100		

Учитывая особенности минерального состава исследуемой медно-никелевой руды, связанные с наличием в ней магнитных минералов — пирротина и магнетита — были проведены эксперименты по сухой магнитной сепарации. Результаты показаны в таблице 4.

Таблица 4 — Результаты разделения Cu–Ni руды различной крупности сухой магнитной сепарацией при напряженности магнитного поля H = 1950 Э

Продукты	Выход, %		Содержание, %		Извлечение, %			
					от руды		от класса	
	от руды	от класса	Cu	Ni	Cu	Ni	Cu	Ni
Материал крупностью +1–3 мм								
Магнит.	31,30	81,10	2,35	3,50	35,38	36,83	87,35	95,55
Не магнит.	7,30	18,90	1,46	0,70	5,13	1,72	12,65	4,45
Итого	38,60	100,00	2,18	2,97	40,51	38,55	100,00	100,00
Материал крупностью +0,5–1 мм								
Магнит.	16,70	80,30	0,83	3,40	6,67	19,09	59,63	95,19
Не магнит.	4,10	19,70	2,29	0,70	4,52	0,97	40,37	4,81
Итого	20,80	100,00	1,12	2,88	11,19	20,06	100,00	100,00
Материал крупностью +0,25–0,5 мм								
Магнит.	9,75	75,00	0,57	3,20	2,67	10,49	26,68	88,07
Не магнит.	3,25	25,00	4,70	1,30	7,35	1,42	73,32	11,93
Итого	13,00	100,00	1,60	2,73	10,02	11,91	100,00	100,00
Материал крупностью +0,125–0,25 мм								
Магнит.	7,03	75,60	1,65	3,40	5,58	8,04	40,34	90,55
Не магнит.	2,27	24,40	7,56	1,10	8,25	0,84	59,66	9,45
Итого	9,30	100,00	3,09	2,84	13,83	8,98	100,00	100,00
Материал крупностью +0,071–0,125 мм								
Магнит.	4,31	68,40	0,76	3,40	1,57	4,93	18,92	77,80
Не магнит.	1,99	31,60	7,05	2,10	6,75	1,40	81,08	22,20
Итого	6,30	100,00	2,75	2,99	8,32	6,33	100,00	100,00
Материал крупностью –0,071 мм								
Магнит.	10,87	90,60	2,29	3,50	11,97	12,79	74,24	89,64
Не магнит.	1,13	9,40	7,66	3,90	4,16	1,48	25,76	10,36
Итого	12,00	100,00	2,79	3,54	16,13	14,27	100,00	100,00
Материал крупностью +0–3 мм								
Магнит.	79,96		1,66	3,43	63,84	92,17		
Не магнит.	20,04		3,75	1,16	36,16	7,83		
Итого	100,00		2,08	2,37	100,00	100,00		

Обсуждение. Анализ результатов, приведенных в таблице 2, показывает, что обработка исходной руды перед измельчением ускоренными электронами при дозах от 2,5 до 10 кГр позволяет

увеличить в измельченном продукте выход класса –0,071 мм при одном и том же времени измельчения. В ряде работ [6–9] установлено, что обработка различных руд высокоэнергетическими электронами интенсифицирует процесс их измельчения. Теоретический анализ возможного действия потока ускоренных электронов на известняк, роговик и песчаник приведен в [15]. Показано, что накопление дефектов облучения и развитие нарушений сплошности среды на многофазной границе раздела минералов, а также индуцированный излучением электрический пробой приводят к нарушениям структуры в горных породах и потери их механической прочности. Обнаруженный эффект может быть использован с целью снижения расхода электроэнергии при рудоподготовке и повышения ее селективности. В [15] экспериментально доказано, что прочность на сжатие для роговика, являющегося составной частью исследованной медно-никелевой руды, в результате его радиационной обработки снижается со 123,15 до 78,97 МПа. В [16] показано снижение прочности на сжатие для гранита — самой распространенной в земной коре горной породы — с 68,33 до 35,08 МПа. Необходимость исследования прочности горных пород подчеркивается в [17] и других работах.

Подтверждением лучшего раскрытия сростков являются данные таблицы 3, из которой следует возможность повышения результатов флотационного извлечения сульфидов при использовании предварительной (перед измельчением) обработки руды потоком ускоренных электронов. Если без обработки сумма извлечений меди и никеля в концентрат основной флотации $\Sigma\varepsilon_{осн}$ составляет 184,50 %, то при обработке этот показатель повышается, достигая максимума — 187,87 % — при дозе 10 кГр. Следует отметить улучшение качества концентрата основной флотации и уменьшение потерь с хвостами. При флотации исходной руды получены концентрат с содержанием меди 4,86 % и никеля 4,30 % и хвосты, содержащие 0,19 % меди и 0,45 % никеля. В случае предварительной обработки руды перед измельчением при дозе 7,5 кГр концентрат содержит 5,93 % меди и 5,37 % никеля, а в хвостах определено 0,13 % меди и 0,43 % никеля. Сумма извлечений меди и никеля в концентрат основной флотации $\Sigma\varepsilon_{осн}$ составила 185,95 %, а сум-

марное извлечение полезных компонентов в концентрат основной и контрольной флотаций $\Sigma\varepsilon_{осн+контр}$ — 194,92 %.

В таблице 4 приведены результаты разделения Cu–Ni руды различной крупности сухой магнитной сепарацией (СМС). Как указывалось выше, использование этого метода при обогащении исследованной руды связано с наличием в ней магнитных минералов — пирротина и магнетита. Анализ данных таблицы 4 показывает, что технологические показатели разделения на магнитный и немагнитный продукты зависят от крупности исходного материала. Извлечение никеля в магнитный продукт для всех классов крупности выше, чем извлечение меди. Учитывая практику использования магнитной сепарации для ряда руд [11–14] и наличие отечественных разработок высокоградиентных магнитных сепараторов на постоянных магнитах [18], необходимо отметить перспективность реализации СМС при обогащении медно-никелевого минерального сырья.

Выводы

Изучены особенности минерального состава исследованной пробы медно-никелевой руды и установлено, что в ней, кроме медных и никелевых, содержатся магнитные минералы — пирротин и магнетит. Породная масса представлена роговиком, измененными габбро-долеритами и биотит-плагиоклаз-пироксеновыми метасоматитами.

Показано, что обработка исходной руды перед измельчением ускоренными электронами позволяет увеличить в измельченном продукте выход класса –0,071 мм с 85,18 до 88,00 % при одном и том же времени измельчения.

Установлена возможность повышения результатов флотационного извлечения сульфидов при использовании радиационной обработки руды перед измельчением. Если без обработки сумма извлечений меди и никеля в концентрат основной флотации $\Sigma\varepsilon_{ОСН}$ составляет 184,50 %, то при обработке этот показатель повышается, достигая максимума — 187,87 % — при дозе 10 кГр. Содержание меди в концентрате основной флотации повышается с 4,86 % до

5,93 %, а никеля — с 4,30 % до 5,37 %. Содержание меди в хвостах снижается с 0,19 % до 0,13 %, а никеля — с 0,45 % до 0,43 %.

С учетом результатов экспериментальных исследований отмечена перспективность использования при обогащении Cu–Ni руды сухой магнитной сепарации.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Козлов А.П. Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья / Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения — 2017): материалы Междунар. науч. конф., Красноярск, 12–15 сентября 2017 г. Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2017. С. 3–6.
2. Газалеева Г.И., Левченко Е.Н., Братыгин Е.В. Выбор специальных методов рудоподготовки при обогащении тонковкрапленных труднообогатимых руд, содержащих редкие металлы / Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения — 2017): материалы Междунар. науч. конф., Красноярск, 12–15 сентября 2017 г. Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2017. С. 34–37.
3. Чантурия В.А., Маляров П.В. Обзор мировых достижений и перспективы развития техники и технологии дезинтеграции минерального сырья при обогащении полезных ископаемых / Современные методы технологической минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки минерального сырья. Материалы Международного совещания «Плаксинские чтения — 2012», г. Петрозаводск, 10–14 сентября 2012 г. — Петрозаводск: Карельский научный центр РАН, 2012. С. 3–10.
4. Котова О.Б., Ожогина Е.Г., Рогожин А.А. Интервенция минералогии в технологии переработки труднообогатимых полезных ископаемых / Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения — 2017): материалы Междунар. науч. конф., Красноярск, 12–15 сентября 2017 г. Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2017. С. 10–13.
5. Пирогов Б.И. Природа и эволюция технологических свойств минералов / Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения

— 2017): материалы Междунар. науч. конф., Красноярск, 12–15 сентября 2017 г. Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2017. С. 28 – 31.
6. Чантурия В.А., Бунин И.Ж. Нетрадиционные высокоэнергетические методы дезинтеграции и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2007. № 3, с. 107–128.
7. Bochkarev G. R., Chanturija V. A., Vigdergaus V. E., Lunin V. D., Viigelt Yu. P., Rostovtsev V. I., Voronin A. P., Auslender V. L., and Polyakov V. A. Prospects of electron accelerators used for realizing effective low-cost technologies of mineral processing, Proceedinds of the XX International Mineral Processing Congress: 21–26 September 1997, Aachen, Germany, Clausthal-Zellerfeld, GDMB, 1997, Vol. 1. P. 231–243.
8. Ростовцев В.И. О технологической и экономической эффективности использования немеханических энергетических воздействий при переработке труднообогатимого минерального сырья / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2013. № . С. 145–155.
9. Кондратьев С.А., Ростовцев В.И., Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И., Коваленко К.А. Научное обоснование и разработка инновационных технологий комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2014. № 5, с. 187–202.
10. Ростовцев В.И., Бакшеева И.И., Бурдакова Е.А. Оценка раскрытия минералов при рудоподготовке труднообогатимого сульфидного сырья с использованием энергетических воздействий / Материалы 11-й Международной научно-практической конференции «Оборудование для обогащения рудных и нерудных материалов. Технологии обогащения». Новосибирск: Сибпринт, 2016. С. 40–57.
11. Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 12–2016 «Производство никеля и кобальта». Москва. Бюро НДТ. 2016. 194 с.
12. Никель: в 3-х томах. Т. 1. Развитие никелевой промышленности в СССР. Подготовка руд и концентратов к металлургическому переделу. Обогащение окисленных никелевых руд. / И. Д. Резник, Г. П. Ермаков, Я. М. Шнеерсон. М.: Машиностроение. 2004. 384 с.

13. Никель: в 3-х томах. Т. 2. Окисленные никелевые руды. Характеристика руд. Пирометаллургия и гидрометаллургия окисленных никелевых / И. Д. Резник, Г. П. Ермаков, Я. М. Шнеерсон. М.: ООО «Наука и технологии». 2004. 468 с.
14. Никель: в 3-х томах. Т. 3. Сульфидные медно-никелевые руды. Характеристика руд и месторождений. Пирометаллургия и гидрометаллургия сульфидного медно-никелевого сырья, получение электролитного и карбонильного никеля, поведение благородных металлов. Производство и потребление никеля в мире / И. Д. Резник, Г. П. Ермаков, Я. М. Шнеерсон. М.: ООО «Наука и технологии». 2004. 608 с.
15. Кондратьев С.А., Ростовцев В.И., Бакшеева И.И. Исследования прочностных свойств керновых образцов горных пород с применением их обработки пучком высокоэнергетических электронов / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2016. № 4. С. 168–176.
16. Кондратьев С.А., Ростовцев В.И., Кулагин О.Р., Сиволап Б.Б. Исследование деформационно-прочностных свойств керновых образцов гранита, обработанных потоком ускоренных электронов / Интерэкспо ГЕО-Сибирь — 2017. XIII Междунар. науч. конгр., Новосибирск: Междунар. науч. конф. «Недропользование. Горное дело. Направления и технологии поиска, разведки и разработки месторождений полезных ископаемых. Геоэкология» // сб. материалов в 4 т. Т. 3. Новосибирск: СГУГиТ, 2017. С. 142–146.
17. Вайсберг Л.А., Каменева Е.Е. Изменение прочностных свойств горных пород в процессе дезинтеграции. Материалы международной конференции «Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья»(Плаксинские чтения — 2016), Санкт-Петербург, 26–30 сентября 2016 г. С. 27–30.
18. Бочкарев Г.Р., Ростовцев В.И., Воблый П.Д. и др. Высокоградиентный магнитный сепаратор для обогащения слабомагнитных руд / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2004. № 2. С. 94–99.

КОМПЛЕКСЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ ПРОБ

С.И. Афанасенко, ЗАО «ИТОМАК»
г. Новосибирск

Геологоразведочные комплексы ГРОМ, ПМГОУ, МОК-5, МГИ-3

Геологоразведка является основополагающим и ключевым звеном при добыче полезных ископаемых. От того, насколько достоверны геологоразведочные данные, зависит дальнейшая судьба участка, где предполагается производить разработку и добычу ценных полезных ископаемых.

Существуют отработанные десятилетиями методики и технологии, позволяющие получать эти данные, но все они сопряжены с крупными финансовыми затратами и требуют больших трудовых ресурсов: измельчение твердых и мерзлых керновых проб, классификация, обогащение тонких классов.

Использование современных технологий рудоподготовки, разработанных в компании «ИТОМАК», а также применение гравитационной центробежной и магнитной сепарации позволяют существенно повысить достоверность данных и качество геологоразведки.

Геолого-разведочный обогатительный модуль (ГРОМ)

ГРОМ разработан для механизированной обработки золотосодержащих геологоразведочных проб. Он позволяет, в том числе в полевых условиях, оперативно, качественно и с высоким извлечением мелкого и тонкого золота обрабатывать геологические пробы ударно-канатного, колонкового и других способов бурения, а также среднеобъемные пробы песков различной степени промывистости, отобранные из борозд траншей, шурфов и копушей.

Мобильный геологоразведочный модуль может эксплуатироваться в составе буровой бригады на опробовании руд и россыпей разнообразных видов. Модуль обеспечивает обработку периодически поступающих проб объемом до 30 л за 5–20 мин.

Состав установки наглядно представлен на рисунке 1.

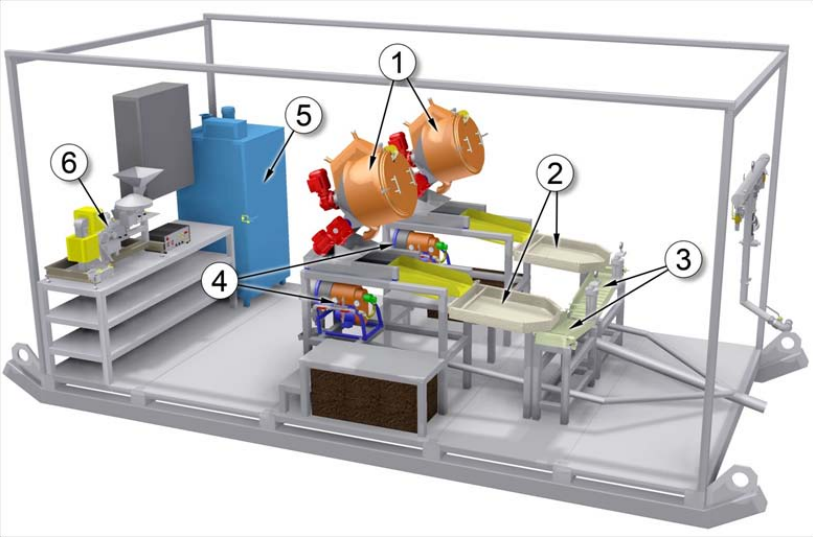


Рис. 1 — Состав установки ГРОМ
1 — Дезинтегратор с системой высокого давления «ИТОМАК-ДВД-0,1»; 2 — Стол вашгерд; 3 — Лоток-шлюз мелкого наполнения; 4 — Центробежный концентратор «ИТОМАК-КГ-0,3»; 5 — Сушильный шкаф «ИТОМАК ШСП-0,25-500»; 6 — Сухой магнитный сепаратор СМС-20БМП

Дезинтегратор с системой высокого давления «ИТОМАК-ДВД-0,1»

Предназначен для быстрой промывки, механической дезинтеграции, классификации в водной среде песков или руд с целью их последующего обогащения на обогатительных аппаратах. Принцип действия дезинтегратора заключается в размывании проб струёй воды высокого давления до 160 атмосфер во вращающемся барабане.

Центробежный концентратор «ИТОМАК-КГ-0,3»

Компактный, малогабаритный и практически бесшумный центробежный концентратор горизонтального типа с псевдоожиженным слоем предназначен для обогащения пробы крупностью менее 2 мм, поступающей после грохочения в дезинтегратор.

Горизонтальное расположение оси вращения ротора за счет комплексного действия сил тяжести и динамического напора воды с частотой вращения ротора позволяет создать колебания минерального слоя в радиальном и осевом направлениях, что обеспечивает высокие показатели извлечения мелкого, тонкого и плавучего золота.

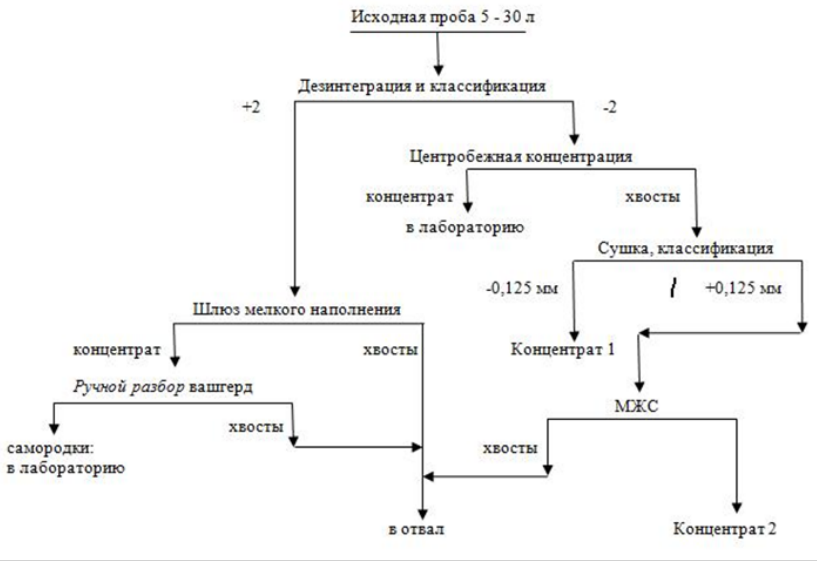
Сухой магнитный сепаратор «СМС-20БМП»

Двухстадийный сухой магнитный сепаратор валкового типа для разделения частиц по магнитным свойствам. За один цикл сепарации исходный материал разделяется на три продукта — ферромагнитный, парамагнитный и немагнитный. Изменяемая величина зазора в магнитопроводе магнитной системы второй ступени сепарации. Величина магнитного поля на зубцах ролика достигает 2,3 Тл!

Сушильный шкаф ШСП-0,25-500

Предназначен для сушки полученных концентратов (шлихов). Процедура необходима для дальнейшей доводки с применением магнитной сепарации сухой и магнитожидкостной.

Принципиальная технологическая схема обработки проб



На входе — пробы песков широкой фракции. Крупность материала пробы ограничена диаметром 200 мм. На выходе — шлиховой металл для контрольного взвешивания и определения ситового состава шлихового металла. Концентрат 1 и Концентрат 2 взвешиваются и направляются на доводку и анализ в минералогическую лабораторию.

Технические характеристики ГРОМ

Номинальный объем пробы	30 л
Производительность обработки одной пробы	5–20 мин/шт.
Количество технологических линий	2 шт.
Максимальная крупность материала пробы	200 мм
Потребляемая мощность	не более 20 кВт
Расход воды*	не более 8 $м^3$/час

* — Возможность работы на оборотной воде.

Модуль позволяет, в том числе в полевых условиях, оперативно, качественно и с высоким извлечением мелкого и тонкого золота обрабатывать геологические пробы ударно-канатного, колонкового и других способов бурения, а также среднеобъемные пробы песков различной степени промывистости, отобранные из борозд траншей, шурфов и копушей.

Использование ГРОМ позволяет:

1) механизировать обработку проб при проведении геологоразведочных работ, как в полевых, так и в стационарных условиях;
2) существенно повысить производительность обработки проб;
3) исключить или уменьшить влияние субъективных факторов на точность определения содержания золота в песках, которая при промывке проб лотком зависит от квалификации пробщика-промывальщика;
4) осуществить полную дезинтеграцию труднопромывистых песков;
5) обеспечить высокую степень сокращения перерабатываемых проб (до 1000 и более) — определяется типом применяемого обогатительного оборудования) и максимальное извлечение мелкого (крупностью –0,25+0,1 мм)

и особо мелкого (крупностью –0,1 мм) золота (МТЗ) в гравиоконцентрат;

6) применять различное обогатительное оборудование для извлечения золота из проб песков (концентрационный стол, центробежные концентраторы, шлюзы и др.);
7) моделировать промышленные технологии извлечения золота, в том числе МТЗ, из песков и определять технологические показатели их обогащения;
8) определять содержание всех форм нахождения золота в песках при обработке конечных гравиоконцентратов и других продуктов обогащения в лабораторных условиях;
9) выявлять дополнительные запасы золота в месторождениях за счет более полного извлечения МТЗ и золота гидравлической крупности менее 10 мкм, разрабатывать и применять технологии обогащения, соответствующие вещественному составу песков и ситовой характеристике содержащегося в них золота, что обеспечит максимальное извлечение золота из россыпей при их промышленной отработке;
10) сократить расход технологической воды по сравнению с другими установками для обработки проб.

Полевая мобильная геологическая обогатительная установка (ПМГОУ)

Полевая мобильная геологическая обогатительная установка предназначена для обогащения и изучения поисковых геологических проб для освоения поиска и разведки новых месторождений алмазов.

Геологоразведочные мобильные комплексы: промприбор МОК-5

Данные решения предназначены для обогащения и изучения поисковых геологических проб для разведки новых месторождений и используют современные системы гравитационной и магнитной сепарации.

Разведочный промприбор «ИТОМАК МОК-5» — это мобильный обогатительный комплекс, востребованный для геологоразведки на многих предприятиях.

Геологоразведочные мобильные комплексы: шлюз-грохот «МГИ-0,3»

Предназначен для добычи, геологической разведки, отладки технологий промывки, обучения и в качестве дополнительного обогащения концентратов, полученных на шлюзах больших драг и промприборов. Прибор работает от давления воды, создаваемого отдельной мотопомпой (центробежным водяным насосом).

Таким образом, компания «ИТОМАК» предлагает целый набор современных установок и комплексов для эффективного обогащения геологоразведочных проб.

Оборудование ЗАО «ИТОМАК» за многие годы эксплуатации доказало свою экономическую эффективность и техническую надежность.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИСПЫТАНИЙ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО ОБРАЗЦА И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ ОТСАДОЧНОЙ МАШИНЫ В ОБОГАЩЕНИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Н.А. Крупина, ЗАО «ТИГОМ»
г. Новосибирск, e-mail: tigom@tigom.ru

К разработке центробежной отсадочной машины НТЦ ГОМ (ЗАО «ТИГОМ») приступил в конце 90-х годов. Были запатентованы разработки и изготовлены опытные образцы центробежных отсадочных машин модели ЦЗМ-1, ЦОМ-0,05, ЦОМ-1. Лабораторный образец центробежно-отсадочной машины ЦОМ-0,05 был закуплен ОАО «Иргиредмет» для проведения исследований по обогащению минерального сырья.

В 1998 г. испытания ЦОМ-1 проведены в промышленных условиях на Новосибирском оловянном комбинате. В процессе испытаний сравнивалась работа обогатительного оборудования по переработке шламовых хвостов — одной центробежно-отсадочной машины и семи концентрационных столов СКО-7,5. Операционное извлечение олова на центробежной отсадочной машине превысило суммарное извлечение его с семи столов СКО-7,5 на 1,5 %.

На рисунке 1 представлены модели центробежных отсадочных машин ЦОМ-1 и ЦОМ-0,05.

НТЦ ГОМ, завод «Труд» совместно с институтом «Иргиредмет» в 2000 г. на усовершенствованной модели центробежной отсадочной машины ЦОМ-1 производительностью 20 т/час провели промышленные испытания на одном из золотодобывающих предприятий Иркутской области. Промышленные испытания продемонстрировали лучшие показатели по сравнению с показателями, полученными ранее на НОК. В новой машине расход подрешетной воды снизился в 2,4 раза, общий удельный расход электроэнергии уменьшился на 45 %. При этом технологическое извлечение золота из крупных классов –2+0,125 мм составило 97–99,5 %. Извлечение золота из класса –0,125 мм составило 91 %. По результатам

Рис. 1 — Центробежные отсадочные машины ЦОМ-1 и ЦОМ-0,05

промышленных испытаний центробежной отсадочной машины ЦОМ-1 были выданы рекомендации к ее серийному производству.

В 2003–2004 гг. проведены испытания центробежной отсадочной машины ЦОМ-1 на отходах углеобогащения на Анжерской обогатительной фабрике. Испытания проводились на шламах и хвостах флотации; зольность этих продуктов составляла 25–35 %, содержание твердого в пульпе питания составило 9–15 %, крупность исходного продукта — менее 0,5 мм. В процессе обогащения на центробежной отсадочной машине ЦОМ-1 зольность продукта обогащения снизилась до 10–11 %.

Преимуществами центробежной отсадочной машины по сравнению с другим оборудованием для гравитационного обогащения является высокое извлечение тонких минералов, их эффективное разделение с незначительной разницей в плотностях и в широком спектре плотности пульпы. Для стабильной работы центробежной отсадки не требуются подготовительные операции, например, обесшламливание, в процессе обогащения не выделяются промпродук-

ты — только концентрат и хвосты, удельный расход электроэнергии существенно ниже. Центробежная отсадочная машина является аппаратом непрерывного действия и проводится в одну стадию.

К разработке центробежной отсадочной машины Келси (ЦОМК) австралийская компания «Geologics Pty. Ltd.» приступила в 1982 г. Первая лабораторная машина J125 была продана в 1989 г., в этом же году была продана первая промышленная машина J470.

С появлением центробежных отсадочных машин сразу возникает вопрос — какое место они будут занимать в технологии гравитационного обогащения, как соизмеряются показатели работы центробежной отсадочной машины и центробежных концентраторов типа Итомак, Knelson, Falcon. Сравнение работы центробежной отсадочной машины Kelsey J200 и центробежных концентраторов Итомак КН-0,1, FalkonL40 с определением границы разделения материала по крупности были исследованы в Федеральном университете в г. Красноярске в 2015 г. На рисунке 2 представлена лабораторная центробежная отсадочная машина Kelsey J200.

По совокупности сепарационных характеристик центробежных гравитационных аппаратов, т.е. зависимости извлечения от

Рис. 2 — Лабораторная центробежная отсадочная машина Kelsey J200

крупности зерен ценного компонента, устанавливалась граница разделения — крупность зерен ценного компонента, извлечение которых составляет 50 %. Исследования проведены для минералов, соответствующих по плотности шлиховым — ферросилиций и вольфрамит, в качестве минерала пустой породы использовался кварц. Сепарационная характеристика по вольфрамиту и ферросилицию для центробежных концентраторов оценивалась при изменении давления разрыхляющей воды от 0,1 до 0,4 атм., центробежной отсадки — по изменению частоты вращения ротора с 900 мин$^{-1}$ до 1200 мин$^{-1}$. По результатам испытаний была проведена математическая обработка и составлены регулировочные модели. Границы разделения для машин Итомак КН-0,1, FalkonL40 близкие, соответственно 58–80 мкм и 55–78 мкм, для Kelsey J200 эта величина существенно ниже — 43–50 мкм. В целом, полученные границы разделения по шлиховым минералам для центробежных аппаратов лежат в пределах 43–80 мкм. Нижний предел обогащения центробежной отсадкой начинается с крупности 0,043 мм и крупностью 0,8 мм не ограничивается.

Промышленный опыт использования ЦОМ «Келси» (Kelsey) на золотоизвлекательной фабрике «Гранни Смит» (Granny Smith) в Австралии также интересен еще и тем, что по серии сравнительных испытаний на этой фабрике Kelsey J1800 с диаметром чаши 1,8 м и концентратора Falcon серии С (с непрерывной разгрузкой концентрата) предпочтение было отдано Kelsey.

На фабрике Granny Smith использовали конусные концентраторы Рейхерта, эксплуатация которых осложнялась образованием гипсовых и карбонатных наростов на поверхности конусов. Это приводило к ухудшению работы системы распределения металла, снижению технологических показателей и увеличению эксплуатационных затрат. Поэтому было принято решение о замене конусов на другие, более эффективные гравитационные аппараты.

По новой схеме пульпа хвостов цианирования обесшламливается в гидроциклонах, пески которых направляют в 3 машины Kelsey J1800 с суммарной производительностью по питанию 250–300 т/ч. На рисунке 3 представлена промышленная центробежная отсадочная машина Kelsey J1800.

Рис. 3 — Промышленная центробежная отсадочная машина Kelsey J1800

Концентрат, выделяемый на центробежных отсадочных машинах, подвергают дополнительной гравитационной доводке в концентраторах спирального типа; перечищенный концентрат доизмельчают в вертикальной мельнице до крупности 80 % класса минус 38 мкм и затем цианируют в аппаратах специальной конструкции с интенсивным перемешиванием пульпы. Хвосты интенсивного цианирования направляют в основной гидрометаллургический цикл. В результате замены конусов Рейхерта на машины Kelsey извлечение золота из хвостов CIP повысилось с 30 до 60 %, а общее извлечение на фабрике увеличилось на 4 %, что обеспечило предприятию значительный экономический эффект.

В последнее время интерес к центробежным отсадочным машинам возникает при рассмотрении оборудования и технологий для переработки отходов производства — лежалых хвостов. Известно, что на существующем оборудовании можно извлечь не более 15–40 % ценных компонентов из отходов производства.

Представляют интерес исследования хвостов обогащения, которые проводились в Сибирском федеральном университете и Институте цветных металлов и материаловедения. Объектом исследования являлись хвосты лежалые и текущие от переработки

вкрапленных медно-никелевых руд. На лабораторной центробежной отсадочной машине Kelsey J200, центробежных концентраторах Falkon L-40, Итомак КН-0,1 и винтовом шлюзе ШВ-350 были проведены сравнительные испытания с целью извлечения металлов платиновой группы. Полученные результаты испытаний на центробежных концентраторах были хуже, чем на центробежной отсадочной машине. На винтовом шлюзе при высоком извлечении и высоком выходе продукта обогащения определена низкая концентрация суммы платины и палладия. С применением центробежной отсадочной машины можно извлечь из текущих хвостов около 60 % металла платиновой группы с содержанием 17,8 г/т. Из лежалых хвостов получен продукт с выходом 1,5 % с содержанием суммы платины и палладия 26,0 г/т при извлечении 25 %.

ЗАО «ТИГОМ» разработал новую конструкцию лабораторной центробежной отсадочной машины ЦОМ-0,2, которая представлена на рисунке 4.

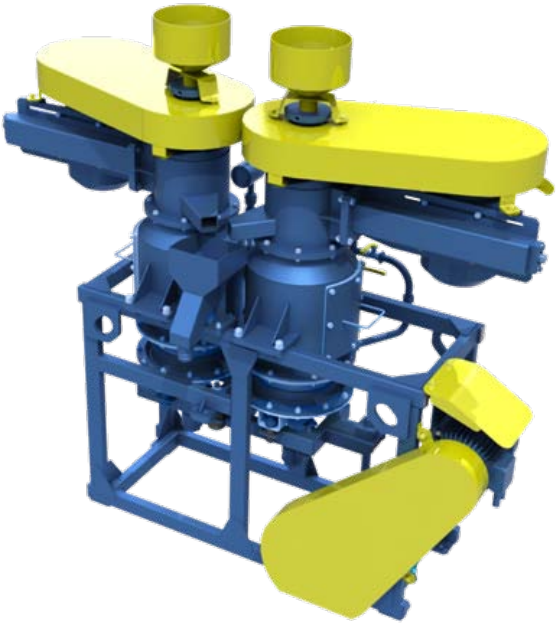


Рис. 4 — Лабораторная центробежная отсадочная машина ЦОМ-0,2

В соответствии с программой и методикой испытаний исследования будут проводиться как сравнительные с отсадочной машиной МОД-0,2. В ЦОМ-0,2 по сравнению с ЦЗМ-1 и ЦОМ-0,05, а также с ЦОМ-1 изменены отдельные узлы. Цель этих изменений — упростить как конструкцию, так и эксплуатацию машины, т.е. максимально приблизить ее к традиционной отсадочной технологии.

В программе работ определены характеристики питания, диапазон производительности, вид и параметры постели, скорость вращения роторов центробежных модулей, амплитуда и частота колебаний подрешетной воды, а также ее расход.

Центробежную отсадочную машину при обогащении золоторудного сырья можно использовать на исходном рудном материале, подготовленном по крупности, в перечистных и доводочных операциях, а также в схемах контрольной операции хвостов цианирования CIP (уголь в пульпе), в схемах выщелачивания с интенсивным цианированием концентрата отсадки ЦОМ.

При переработке оловосодержащего минерального сырья следует рассмотреть варианты дополнительного извлечения олова из хвостов, пересмотреть или уменьшить фронт касситеритовой флотации, предусмотреть вывод оловянных минералов из цикла измельчения для предотвращения их переизмельчения.

При обогащении кварцевых, редкометалльных песков на центробежной отсадочной машине можно отделять циркон от кианита и силлиманита, тяжелые минералы от кварца, рутил и циркон от немагнитной фракции, монацит от циркона.

При переработке марганцевых и железных руд в существующие технологические схемы с исходной крупностью обогащения –50 мм с применением диафрагмовых отсадочных машин ТРУД-6ПР предусматривается включить центробежные отсадочные машины для обогащения мелких классов с целью увеличения сквозного извлечения из руды на 5–7 %.

ОПЫТ РАЗРАБОТКИ В ЗАО «ТИГОМ» ПАСТОВОГО И СКОРОСТНОГО СГУСТИТЕЛЕЙ

А.Б. Прокофьева, ЗАО «ТИГОМ»
г. Новосибирск, e-mail: tigom@tigom.ru

При обогащении и переработке минерального сырья широко применяются процессы сгущения и осветления.

Наиболее перспективными аппаратами считаются пастовые сгустители.

Основные отличительные особенности:

- увеличенный слой осадка (зона накопления шлама);
- специальная конструкция граблин для получения и транспортирования пастообразного осадка;
- высокое значение отношения высоты к диаметру аппарата (1–6);
- крутой уклон днища (до 70°).

Технология пастового сгущения решает множество задач в горнодобывающей индустрии. Обратное заполнение горных выработок пастой — это экономичный метод захоронения хвостов. Если при этом требуется паста повышенной прочности, то ее перемешивают со связующим веществом (например, портландцементом) и водой, которая добавляется для регулирования вязкости при перекачке и транспортировке по трубопроводу.

Сгущение хвостов позволит уменьшить зависимость от существующих прудов-отстойников и обеспечивает чистый слив для повторного использования на фабрике. Пасту можно складировать в уже имеющиеся пруды — она уляжется на дно и будет сохранять плотность, не поддаваясь влиянию воды в верхней части пруда даже при ее активном отборе.

На рис. 1 представлен пастовый сгуститель СЦ-5П, спроектированный и изготовленный для Красноярского химико-металлургического завода (КХМЗ) для разделения исходного материала на жидкое (раствор гидроокиси лития) и твердое (мел). На КХМЗ применяется известковая технология переработки литиевого сырья.

Помимо этого метода вскрытия литиевого сырья и получения конечной химической продукции существуют еще два.

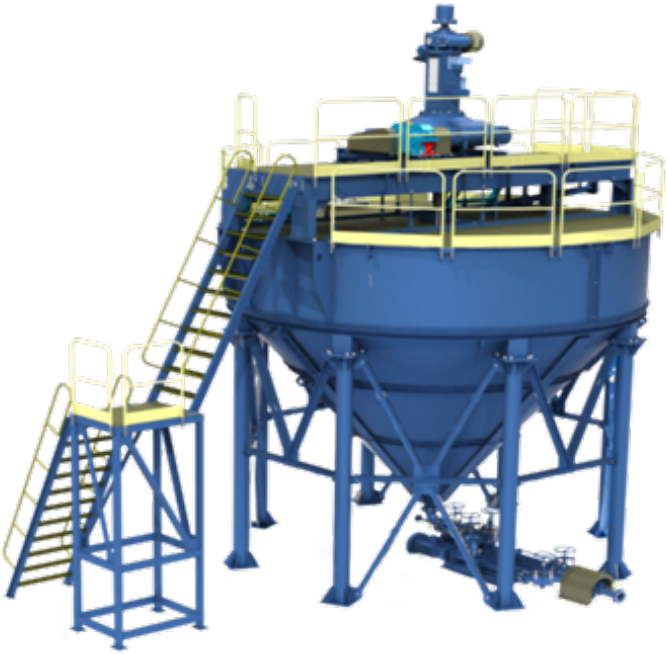
Рис. 1 — Пастовый сгуститель СЦ-5П на КХМЗ

1. Сульфатный метод — спекание литиевого сырья (руд и концентратов) с сернокислым калием KSO_4.

2. Сернокислотный метод, при котором промпродукт обрабатывается серной кислотой. Применение этого метода требует значительного расхода H_2S0_4.

Разработка 5-ти метрового пастового сгустителя подтолкнула нас к разработке типоразмерного ряда пастовых сгустителей. На данный момент разработана конструкторская документация на пастовый сгуститель СЦ-9 с диаметром чана 9 м (рис. 3).

Исходя из опыта разработки и эксплуатации пастового сгустителя, при сгущении хвостов литиевого производства можно сделать вывод: пастовое сгущение — это технология будущего для различных отраслей горной промышленности. Она исключает необходимость возведения дамб хвостохранилищ, повышает извлечение воды из хвостов. Полученный продукт может использоваться для обратной закладки горных выработок. Уменьшение объема отходов сокращает затраты на их утилизацию и делает их более безопасными для окружающей среды.



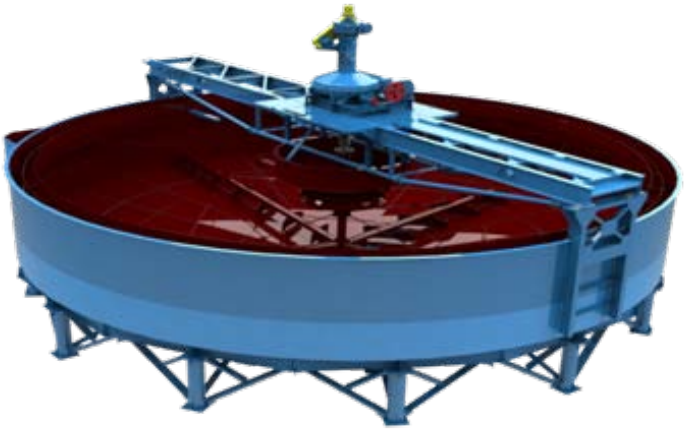
Параметры	Значение
Производительность, т/ч	3…5
Мощность привода, кВт	3
Частота вращения гребкового устройства, об/мин	0,22…0,44
Диаметр чана, м	5
Высота чана, м	4,265
Габариты, мм длина; ширина; высота	 7835 5745 8195
Масса сгустителя, кг	13225

Рис. 2 — Пастовый сгуститель СЦ-5П.

Параметры	Значение
Производительность, м^3/ч	100
Частота вращения гребкового устройства, об/мин	0,28…0,15
Мощность привода, кВт	3
Диаметр чана, м	9
Габариты, мм длина; ширина; высота	 9190 9565 15800

Рис. 3 — Пастовый сгуститель СЦ-9

Нашим институтом разработана конструкция скоростного сгустителя СЦ-12С с диаметром чана 12 м (рис. 4).



Параметры	Значение
Производительность, т/ч	3…5
Мощность привода, кВт	3
Частота вращения гребкового устройства, об/мин	0,2…0,4
Диаметр чана, м	12
Высота чана, м	4,5
Угол наклона днища, градус	8
Габариты, м длина; ширина; высота	 12,600 12,200 10,050
Масса сгустителя, кг	60445

Рис. 4 — Скоростной сгуститель СЦ-12С

В высокопроизводительных (скоростных) сгустителях время осаждения значительно сокращается, сгущение пульпы протекает в 3–10 раз быстрее традиционных.

Отличительной особенностью сгустителей данного типа является:

- более высокое значение отношения высоты к диаметру аппарата (0,5–0,7);

- увеличенный угол наклона днища (до 30° питающий колодец, заглубленный ниже фильтрующего слоя).

В спроектированном нами скоростном сгустителе СЦ-12С (рис. 4) флокулянт непрерывно и равномерно подается в питающую трубу, где уже начинается перемешивание с пульпой. Далее подача производится в питающий колодец по касательной, что способствует дальнейшему плавному перемешиванию пульпы с флокулянтом и успокоению потока. Сфлокулированная пульпа через питающий зазор между колодцем и отражательным конусом подается в зону шлама. Во взвешенном слое шлама (постели), который работает как фильтр для поступающей пульпы, уже находятся сфлокулированные частицы, которые задерживают частицы твердого и позволяют проходить вверх только чистой жидкости. Тонкие частицы твердого, которые не были сфлокулированы в питающем колодце, или небольшие флокулы имеют больше контактов с другими сфлокулированными частицами в постели, формируют флокулы большого размера и осаждаются из взвешенного слоя шлама в зону сгущения. Уровень постели постоянно поддерживается выше точки подачи питания и восходящий поток жидкости фильтруется ею. Такой фильтрационный эффект приводит к получению очень чистого слива и, соответственно, к экономии флокулянта, более высокому содержанию твердого в разгружаемом продукте, следовательно, получаем более высокую производительность.

Регулирование частоты вращения гребкового устройства производится преобразователем частоты в зависимости от характеристики сгущаемой пульпы и крупности твердой фракции, чтобы обеспечить отсутствие взмучивания осадка граблинами и повышение чистоты слива. Регулирование плотности сгущенного продукта при разгрузке может производиться изменением производительности насоса или изменением проходного сечения шлангового затвора, а также периодической откачкой. Разгрузка сгущенного продукта может производиться непрерывно или периодически.

Проведем сравнительную характеристику скоростного сгустителя СЦ-12С и сгустителей типовой конструкции СЦ-12А2 и СЦ-15 в таблице 1.

Таблица 1 — Сравнительная характеристика сгустителей.

Наименование основного параметра	Нормы по исполнениям		
	СЦ-12С	СЦ-12А2	СЦ-15
1. Диаметр сгустителя (диаметр чана внутренний), м	12,0	12,0	15
2. Глубина чана в центре, м	4,5	3,8	4,0
3. Площадь осаждения, $м^2$	110	110	175
4. Частота вращения вала гребкового устройства, $мин^{-1}$, в пределах	0,2…04	0,1…0,175	0,125…0,22
5. Высота подъема гребкового устройства, (ход) мм	400	400	400
6. Мощность двигателя: механизма вращения, кВт; механизма подъема, кВт	 3,0 2,2	 3,0 2,2	 4,0 2,2
7. Удельная поверхностная нагрузка по питанию, $м^3\backslash м^2 \cdot ч$,	6,0–8,0	3,0–5,0	4,0–6,0
8. Габаритные размеры, м ширина; длина; высота	 12,200 12,600 10,005	 12,200 12,600 10,850	 15,600 15,200 11,015
9. Масса, кг, - с металлическим чаном	 60400	 57270	 78000

Как видно из таблицы, применение скоростного сгустителя дает большую производительность, сокращает производственные площади, экономит затраты энергии. Диаметр высокопроизводительного сгустителя обычно в 2–3 раза меньше обычного сгустителя при одинаковой производительности.

Наши сгустители комплектуются шкафами управления и автоматики. По требованию заказчика автоматизируем различные процессы и все управление интегрируется в АСУТП фабрики.

ИЗ ЧЕГО СКЛАДЫВАЮТСЯ ПРЕИМУЩЕСТВА РОССИЙСКИХ КОНЦЕНТРАТОРОВ «ИТОМАК»

С.И. Афанасенко, ЗАО «ИТОМАК», г. Новосибирск

Центробежные концентраторы «ИТОМАК» выпускаются с 1994 года. Сегодня концентраторы «ИТОМАК» можно встретить в 45 странах мира (каждый 4 аппарат идет на экспорт).

Концентраторы изготавливаются на производственных площадках предприятий и заводов высокого технологического уровня авиационной и космической отрасли.

Предприятие имеет конструкторское бюро, технологический отдел, собственную исследовательскую лабораторию с современным уникальным оборудованием.

Концентраторы используют:

- для извлечения свободного золота из циркулирующих продуктов ОФ;
- как первичный прибор для обогащения россыпей с мелким и пылевидным золотом;
- для перечистки концентратов больших концентраторов, шлюзов и отсадочных машин, хвостов концентрационных столов.

В концентраторах «ИТОМАК» для разрыхления обогащаемого материала, прижатого к стенке в центробежном поле, используется флюидизационная вода. Отличием концентраторов «ИТОМАК» от других устройств подобного типа является **горизонтальное** или **наклонное** расположение ротора центрифуги (патент на изобретение № 2196004). Это дает существенное преимущество, где, помимо разрыхления водой, при таком положении оси происходят дополнительные колебания материала, которые улучшают сегрегацию частиц по плотности.

Модельный ряд включает 11 типоразмеров производительностью от 100 кг до 300 т/час по твердому (см. таблицу 1). По рабочим характеристикам концентраторы «ИТОМАК» не отличаются от западных конкурентов, а по цене и стоимости обслуживания намного доступнее своих конкурентов.

Рис. 1 — Общий вид горизонтального центробежного концентратора «ИТОМАК»

Таблица 1

Тип концентратора	Производительность, не более		Масса, кг	Максимальная крупность подаваемого материала, мм	
	по твердому, т/ч	по пульпе, $м^3/ч$		для руды	для песков
ИТОМАК КН-0,1	0,1	0,5	40	0,5	2,0
ИТОМАК КГ-0,3	0,3	1,5	65	0,5	2,0
ИТОМАК КГ-1,0	1,0	6,0	75	0,5	2,0
ИТОМАК КН-1,0	1,0	6,0	96	1,0	3,0
ИТОМАК КГ-2,0	2,0	6,0	150	1,0	3,0
ИТОМАК КГ-5,0	5,0	9,0	400	1,0	3,0
ИТОМАК КГ-10, 0	10,0	20,0	700	1,0	3,0
ИТОМАК КГ М-20,0	20,0	45,0	800	1,0	3,0
ИТОМАК КГ М-30,0	30,0	60,0	900	1,0	3,0
ИТОМАК КГ-40,0	40,0	80,0	1600	1,0	3,0
ИТОМАК КВ-170,0	200,0	400,0	3500	1,0	4,0

Концентраторы «ИТОМАК» выпускаются двух типов — с ручным или автоматическим управлением:

- Полностью исключены ручные манипуляции. Разгрузка концентратов даже в моделях с ручным (кнопочным) управлением механизирована и полностью исключает доступ операторов к концентрату;
- Очевидным преимуществом является автоматическое управление процессами обогащения и разгрузки с применением частотных преобразователей, позволяющих регулировать фактор разделения $Fr = w^2R$ (интенсивность центробежного поля) от **10** до **400** g! Это делается уже с 2006 года;
- Динамическая балансировка роторов применяется более 10 лет;
- Автоматическая система управления сделана на качественных электронных компонентах таких производителей как Mitsubishi, Siemens, Omron;

Рис. 2 — Экран-монитор Системы Автоматического Управления

- Для обеспечения работы аппаратов в непрерывном режиме питания созданы мультироторные комплексы «ИТОМАК» до 500 т/час по твердому.

В производстве концентраторов применяются современные устройства и материалы, ротационные уплотнения, полиуретан, капролон, биметаллы, лазерная и гидроабразивная резка.

О надежности аппаратов «ИТОМАК» можно судить по следующим фактам:

1) На обогатительных фабриках концентраторы работают на узкоклассифицированных и мелких продуктах. Так, в ЮАР в г. Велком и г. Крюгерсдорп на шахтах Мегамор и МОГАЛИ ГОЛД работают четыре концентратора «ИТОМАК-КГ-20». Два из них с января 2001 года работают по сегодняшний день! А два других с ноября 2002 года. С 2003 года в ЮАР налажено изготовление концентраторов «ИТОМАК-КГ-40ДК»;
2) В РФ на Зареченской обогатительной фабрике, Алтайский край, «Уралэлектромедь» с июля 2007 года эксплуатируются два концентратора производительностью по 30 т/час **с автоматическим контролем** для извлечения золота перед селективной флотацией на полиметаллической фабрике;
3) На Коммунаровском руднике в Хакассии концентраторы «ИТОМАК» начали использоваться с 1997 года! В 2008 и 2011 годах последовательно были заказаны две пары **концентраторов-автоматов** для доводочного отделения «ИТОМАК-КГ-5А». Аппараты работают по сегодняшний день в круглосуточном режиме.

Новинкой являются мультироторные комплексы «ИТОМАК», созданные на базе нескольких концентраторов с комплексом автоматического управления, что исключает необходимость периодического перекрывания питания на время разгрузки концентраторов, обеспечивая тем самым непрерывность работы технологической линии. Объединённые в один большой комплекс такой системой, концентраторы обеспечивают большую производительность и надежность работы.

Преимущества мультироторных комплексов заключаются в простоте конструкции, возможности создания комплексов переменной производительности.

Рис. 3 — Мультироторный комплекс «ИТОМАК-МК-120»

Концентраторы «ИТОМАК» успешно используют для извлечения ртути. Так, для Госкорпорации «Росатом» разработана система очистки грунтов от ртути. Сдана в эксплуатацию опытная установка по отработке технологии демеркуризации техногенных отходов и грунтов, относящихся к первому классу опасности. Полученные результаты подтвердили возможность дезактивации ртутьсодержащих отходов и грунтов.

Разрабатываемая технология позволит извлекать металлическую ртуть и получать химически обезвреженные техногенные отходы/грунты 4 класса опасности.

Специально разработанный специалистами ЗАО «ИТОМАК» для этой установки центробежный концентратор показал высокую эффективность извлечения металлической ртути из техногенных отходов и грунтов

Данная технология особенно востребована в странах, которые сильно пострадали от варварской добычи золота с использованием ртути (Перу, Танзания, Судан).

Мало в мире найдется компаний, где сразу осуществляются разработка и изготовление аппаратов, где есть опытные технологи с богатым опытом работы по настройке центробежных концентраторов, собственная лаборатория, в которой можно предварительно отработать режимы обогащения и дать рекомендации по выбору оптимальной технологической цепочки. Это решает многие проблемы, возникающие при запуске центробежных концентраторов, которые зачастую обусловлены либо отсутствием, либо недостаточной квалификацией технологов заказчиков.

Наша компания осуществляет технологические консультации, шеф-монтаж, настройку концентраторов под конкретное сырье на местах. При этом технологи выбирают оптимальный фактор разделения, степень сокращения, особенности автоматического контроля и форму конуса с учетом характеристик сырья.

Количество выездов и человеко-дней в командировках по запуску **концентраторов** и **обогатительных комплексов** наглядно показывают необходимость тесной связи с заказчиком:

год	выездов	дней	Страны
2011	16	290	Кипр, Гана, РФ
2012	17	308	Танзания, Перу, Гана, Уганда, Турция, Казахстан, РФ
2013	19	296	США, Танзания, Казахстан, РФ
2014	14	300	Армения, Бурунди, РФ
2015	13	266	Вьетнам, Лаос, Казахстан, Монголия, РФ
2016	16	272	Киргизия, Узбекистан, Монголия, Судан, РФ
Всего	95	1732	17 стран

ИЗУЧЕНИЕ ДВИЖЕНИЯ ПЛОСКИХ ЧАСТИЦ В ПОТОКЕ ЖИДКОСТИ ПО ИЗОГНУТОЙ ПОВЕРХНОСТИ

УДК 622.7 (001)

Н.С. Шеин, И.А. Матвеев, Н.Г. Еремеева*,*
Северо-Восточный федеральный университет
*им. М.К. Аммосова, *Институт горного дела Севера*
им. Н.В. Черского СО РАН, г. Якутск

В ИГДС СО РАН при изучении поведения плоских частиц в потоке жидкости в изогнутой трубке было установлено, что при достижении определенного положения в изогнутой части частицы разворачивались поперек потока и уносились за пределы трубы. В данной работе приводятся результаты дальнейшего теоретического и экспериментального исследований такого явления. Анализируется математическая модель изучаемого явления.

На рисунке 1 представлена схема экспериментальной установки, разработанная в лаборатории обогащения полезных ископаемых. Испытуемая частица подается через трубку 1 в изогнутую трубу. Через патрубок 3 подается вода, поток которой смещает частицу на некоторое расстояние. С целью снятия воздействия силы трения установка установлена на вибратор. В точке зависания частицы замеряются скорость потока и угол смещения образца. Скорость потока постепенно увеличивается, периодически проводятся замеры до тех пор, пока частица не покинет трубу.

Для проведения эксперимента были изготовлены пластины (алюминий, сталь, медь) различных параметров (толщина, ширина, длина). Пластина опускается в искривленную трубу через вертикальную трубку. Затем через шланг, прикрепленный к трубе, подается поток воды. Под влиянием потока воды начинается движение испытуемого образца в трубе.

При определенной скорости потока воды пластина, двигаясь по дну изогнутой трубы, при достижении определенного места резко отрывается от дна и, существенно увеличив свою скорость, вылетает из трубы.

В ходе эксперимента мы определяем точки отрыва пластин в водном потоке по искривленной поверхности.

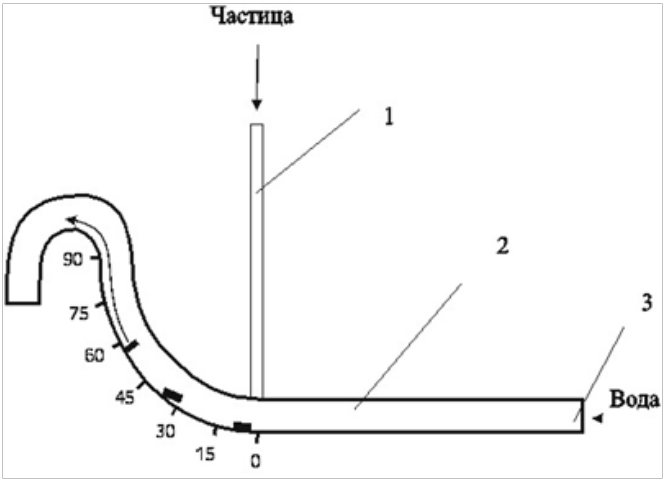


Рис. 1 — Схема установки

Предварительный анализ полученных данных показывает, что имеются некоторые расхождения с предсказанием математической модели [2].

Расчеты колебаний пластины проводились для испытуемых образцов пластинчатой формы (алюминий, медь, сталь) с различными параметрами (толщина, ширина, длина). Вычислим удлинение пластинки, в аэродинамике для прямоугольной пластинки под удлинением понимается отношение ее длины к ширине [3]:

$$\lambda = \frac{l}{b}$$

где l — длина пластинки;

b — ширина пластинки.

Относительной толщиной профиля называют отношение его толщины к ширине, выраженное в процентах:

$$\bar{C}\% = \frac{d}{b}100$$

где $\bar{C}\%$ — относительная толщина пластинки;

d — толщина пластинки;

b — ширина пластинки.

Момент инерции пластинки

$$J = \frac{ml^2}{3} + \frac{mb^2}{12}$$

Для малых углов для полной аэродинамической силы имеем

$$R = k\varphi,$$

где k — некоторый коэффициент пропорциональности, зависящий от C_x и C_y, параметров пластинки и скорости потока k, находится из:

$$k = \frac{\rho v^2 S}{2}\sqrt{{k_1}^2 + {k_2}^2}$$

где ρ — плотность пластинки;

v — скорость потока воды;

S — площадь пластинки.

$$k_1 = tg\delta_1$$

$$k_2 = tg\delta_2$$

Угол δ_1 находится из графика (рис. 2).

Угол δ_2 находится из графика (рис. 3).

Вычисляем колебания частицы по формуле:

$$\frac{1}{J}\left[mg\frac{l}{2}\sin\alpha - k(l - x_1)\right] = \omega^2$$

здесь J — момент инерции пластинки;

α — угол отрыва пластинки;

g — ускорение свободного падения (ускорение силы тяжести);

l — длина пластинки;

x_1 — параметр центра давления (расстояние от незакрепленной кромки пластинки);

m — масса пластинки.

Расчеты приведены в таблицах 1–3.

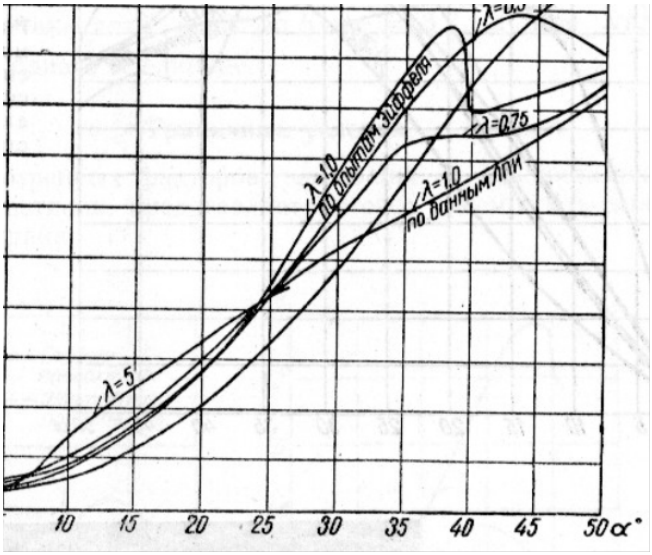


Рис. 2 — Зависимость коэффициента лобового сопротивления C_x от угла атаки α для пластинок с различным удлинением λ

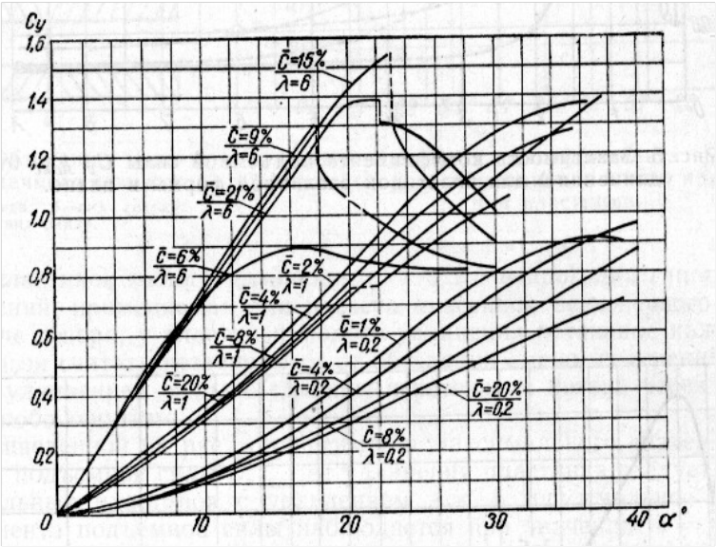


Рис. 3 — Зависимость коэффициента подъемной силы C_y от угла атаки α для одной серии профилей с различной относительной толщиной $\bar{C}\%$ и удлинением λ

Таблица 1 — Расчеты колебания пластины алюминия

λ	$\bar{C}\%$	x_1	J	k	ω
5	7	0,5	$2{,}54*10^{-10}$	0,0024	–217
4	7	0,4	$1{,}31*10^{-10}$	0,0014	–203
3	7	0,3	$5{,}59*10^{-11}$	0,00066	–185
2	7	0,2	$1{,}71*10^{-11}$	0,00041	–216
1	7	0,1	$2{,}52*10^{-12}$	0,00014	–231

Таблица 2 — Расчеты колебания пластины меди

λ	$\bar{C}\%$	x_1	J	k	ω
5	7	0,5	$8{,}39*10^{-10}$	0,023	–367
4	7	0,4	$4{,}32*10^{-10}$	0,018	–411
3	7	0,3	$1{,}84*10^{-10}$	0,0079	–357
2	7	0,2	$5{,}65*10^{-11}$	0,0042	–386
1	7	0,1	$8{,}31*10^{-12}$	0,0012	–383

Таблица 3 — Расчеты колебания пластины стали

λ	$\bar{C}\%$	x_1	J	k	ω
5	7	0,5	$7{,}35*10^{-10}$	0,02	–368
4	7	0,4	$3{,}79*10^{-10}$	0,013	–366
3	7	0,3	$1{,}62*10^{-10}$	0,0069	–358
2	7	0,2	$4{,}95*10^{-11}$	0,0052	–459
1	7	0,1	$7{,}28*10^{-12}$	0,0026	–521

Вычисления показали отрицательное значение частоты колебаний частицы, следовательно, для данных испытуемых образцов пластинчатой формы колебания не наблюдаются.

Работа выполнена при поддержке гранта РФФИ № 15–45–05078/17.

Список использованных источников

1. Филиппов В.Е. Экспериментальные исследования характера поведения минеральных частиц в гидроакустической среде / В.Е. Филиппов, И.Ф. Лебедев, Н.Г. Еремеева, Д.М. Гаврильев. Новосибирск: Издательство «ГЕО», 2013. 86 с.
2. Григорьев Ю.М. Моделирование поведения уплощенных частиц золота в потоке гидросмеси в изогнутой трубке / Ю.М. Григорьев, Н.С. Шеин, И.А. Матвеев // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. № 30. С. 265–271.

3. Яковлев А.И. Основы гидродинамического расчета траловых плоских распорных досок / А.И. Яковлев. М.: Труды ВНИРО. Том XXX. 1955. С. 61–76.

ФЛОТОМАШИНЫ КОНСТРУКЦИИ ЗАО «ТИГОМ» ДЛЯ ФЛОКУЛЯРНОЙ ФЛОТАЦИИ

Д.А. Понитков, ЗАО «ТИГОМ»
г. Новосибирск, e-mail: tigom@tigom.ru

Флотация является одним из основных способов обогащения руд минерального сырья. Для процесса флотации используются различные конструкции машин: механические, пневмомеханические и пневматические. ЗАО «ТИГОМ» на протяжении многих лет занимается разработкой и модернизацией ранее разработанных флотомашин, находящихся в эксплуатации на российских и зарубежных предприятиях.

Известны десятки фирм-изготовителей флотационного оборудования. Лидерами среди них являются фирмы Финляндии и США. В России имеются три завода, которые могут изготовить флотационные машины: ЗАО «НПО РИВС» в Санкт-Петербурге, ПО «Усольмаш» в г. Усолье-Сибирское Иркутской области и ОАО «Завод ТРУД» в Новосибирске. К сожалению, флотомашины этих изготовителей пользуются ограниченным спросом на российском рынке, странах СНГ и имеют минимальный спрос в дальнем зарубежье. Поэтому для завоевания рынков необходимо создание принципиально новых конструкций флотационного оборудования.

СКТ ГОМ (предшественник ЗАО «ТИГОМ») ещё в конце прошлого века была произведена реализация и внедрение флотомашин для флокулярной флотации в полупромышленных и промышленных условиях при обогащении руд и углей. Способ флокулярной флотации находит применение в исследовательских работах научных учреждений и лабораторий, а также в практике обогащения руд.

Процесс флокулярной флотации характеризуется высокой селективностью и повышенным извлечением флотируемого компонента. Имея многие преимущества, этот метод не нашёл широкого применения из-за отсутствия специального оборудования (особен-

но флотационных машин), обеспечивающих гидроаэродинамические условия для реализации флокулярной флотации, а именно:

- спокойное течение пульпы;
- тонкая диспергация относительно небольшого количества воздуха (содержание воздуха более 35 % в объёме камеры уже играет отрицательную роль);
- спокойные зоны отстаивания и съёма пены.

Из-за отсутствия специального оборудования иногда технология флокулярной флотации осуществляется на имеющемся стандартном оборудовании после некоторых конструктивных его изменений (в условиях фабрик или лабораторий) или изменения некоторых паспортных характеристик: снижения числа оборотов импеллера, снижение циркуляционных потоков пульпы и количества всасываемого воздуха и т. д. Однако эти меры не позволяют достаточно полно реализовать все достоинства флокулярной флотации.

Первая экспериментальная флотационная машина с относительно большим углублением в камере и с эжектирующим импеллером (рис. 1) принципиально новой конструкции была испытана на одной из угледобывающих фабрик Казахстана.

Испытания такой модели флотомашины показали высокую эффективность её работы. Но увеличение ёмкости флотокамеры даже до 1 м^3 оказалось невозможным из-за значительного расслое-

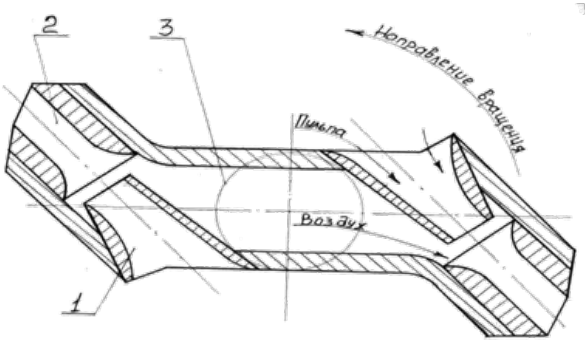


Рис. 1 — Эжектирующий импеллер
1 — нагнетающее сопло центробежного инжектора;
2 — смесительная камера эжектора; 3 — контуры полого вала

ния пульпы по высоте флотокамеры, в результате которого условия работы импеллера резко ухудшались.

Поэтому при разработке модели флотомашины для флокулярной флотации промышленных размеров было применено техническое решение, заключающееся в разделении флотокамеры на зону аэрации и зону флотации пульпы. В дальнейшем была испытана лабораторная флотокамера с односторонним съёмом пены, ставшая геометрической моделью опытного образца флотомашины промышленных размеров (рис. 2).

Пульпа поступает из шпицкастена сверху через надимпеллерный колпак 5, соединённый со шпицкастеном каналом 6 и снизу в пространство между наклонной передней стенкой ванны 1 и выступом 10 стенки 2. Поток пульпы, поступающий сверху и снизу в зону аэрации при вращении импеллера 3, срывается с его лопаток уже

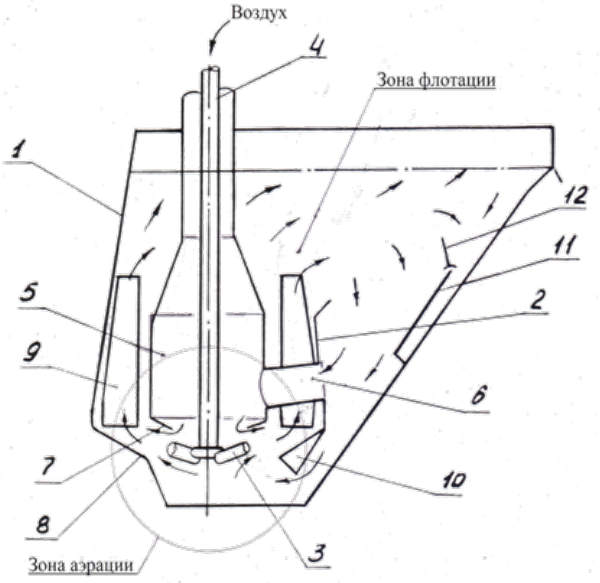


Рис. 2 — Система экранов внутри камеры флотомашины ФМФ-1
1 — ванна; 2 — стенка; 3 — импеллер; 4 — полый вал;
5 — надимпеллерный колпак; 6 — канал; 7 — кольцо; 8 — наклонная стенка; 9 — успокоитель; 10 — выступ

аэрированный воздухом, поступающим по полому валу 4. Далее поток пульпы попадает на наклонную стенку 8 ванны 1 и стенку 2, отражается и поднимается вверх, направляясь в зону флотации.

Причём в зоне аэрации устанавливаются успокоители 9 для предотвращения раскручивания потока пульпы в зоне аэрации. Нижние концы успокоителей 9 плавно загнуты в сторону, противоположную вращению импеллера.

Подача пульпы на импеллер сверху и снизу из шпицкастена сводит к минимуму циркуляцию аэрированной пульпы в зоне 6 импеллера и быструю передачу к зоне флотации.

Как показано на рисунке 2, особенностью этой флотомашины является то, что циркуляция аэрированной пульпы в зоне импеллера сведена к минимуму, то есть осуществляется принцип циркуляции пульпы на импеллер через шпицкастен (зону флотации), при которой основная масса минерализованных пузырьков направляется к зоне флотации и должна перейти в пену. Непосредственно импеллером перемешивается незначительная часть пульпы, находящейся во флотокамере, то есть только та часть пульпы, которая находится в нижней части зоны аэрации. При этом пульпа через эту зону проходит достаточно быстро, а в качестве аэратора выбран ранее разработанный эжектирующий импеллер (рис. 1), который обеспечивает аэрирование пульпы тонкодиспергированным воздухом при относительно слабом её перемешивании.

Таким образом в разработанной камере были созданы гидроаэродинамические условия, удовлетворяющие требованиям флокулярной флотации.

Перечисленные технические решения легли в основу флотомашины флокулярной флотации ФМФ-0,5 ёмкостью камеры 0,5 м^3, которая была испытана на угольной фабрике «Карагандауголь». Испытания установили высокую эффективность данной флотомашины.

Учитывая положительные результаты испытаний, ФМФ-0,5 была взята за базу для проектирования и изготовления флотомашины ФМФ-1 с ёмкостью камеры 1 м^3 с односторонним съёмом пены.

Совместно с КазИМСом в НТЦ ГОМ была разработана документация и изготовлен опытный образец ФМФ-1. Объектом

испытания флотомашины был определён Зыряновский свинцовый комбинат (Казахстан).

Схема флотомашины ФМФ-1 аналогична ФМФ-0,5. С учётом результатов испытаний ФМФ-1, в дальнейшем был спроектирован новый эжектирующий импеллер с диффузорными полыми лопастями (рис. 3), закреплёнными на диске, соединённом с полым валом.

При срыве потока пульпы с диффузоров импеллера 3 создаётся разрежение, благодаря которому происходит всасывание воздуха из атмосферы через воздушные каналы 2, соединённые с полым валом через центральный диск 1. При изучении эксплуатационных особенностей флотомашин ФМФ флокулярной флотации в срав-

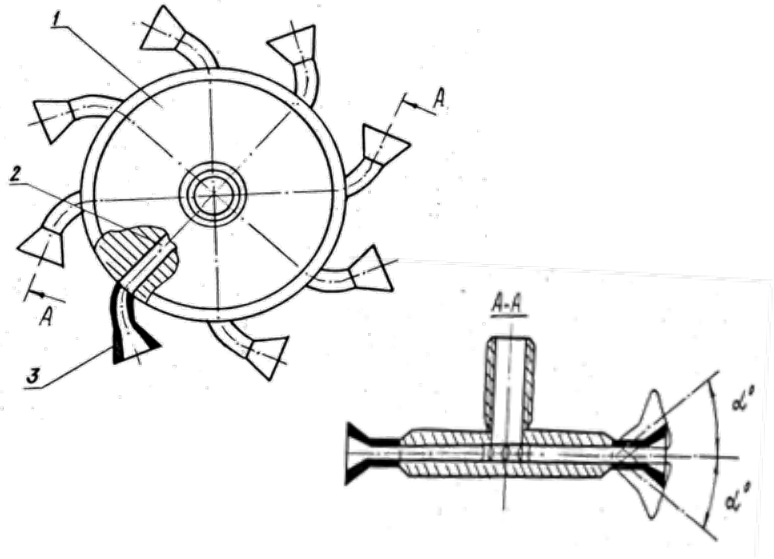


Рис. 3 — Импеллер флотомашины типа ФМФ
1 — диск; 2 — канал; 3 — диффузор

нении с механическими (стандартными) флотомашинами было установлено следующее:

- лёгкость её запуска в работу после длительной остановки (4…6 часов) с плотностью пульпы 40…42 % твёрдого;
- лёгкость запуска в работу после длительной остановки (18 часов) одной из средних флотокамер в нитке при

непрерывной работе остальных с плотностью пульпы 40…42 % твёрдого;

- возможность регулирования степени аэрации пульпы без остановки работы флотомашины (установлен регулятор подачи воздуха);
- отсутствие заиливания полости вала при остановке работы флотомашины за счёт самозапирающего шарового клапана, установленного на стыке эжектирующего импеллера с полым валом;
- возможность регулирования циркуляционных потоков внутри флотокамеры.

На основании положительных результатов эксплуатации опытного образца флотомашины ФМФ-1 на Зыряновском свинцовом комбинате заводом «ТРУД» был освоен серийный выпуск флотомашин ФМФ-1 (рис. 4), многие партии флотомашин были направлены на обогатительные фабрики Казахстана, Армении и России.

НТЦ ГОМ в дальнейшем была разработана и изготовлена опытная машина Зыряновского свинцового комбината для флокулярной флотации ФМФ-8,5 с ёмкостью флотокамеры 8,5 м^3 и проектной производительностью до 25 м^3/мин.

Рис. 4 — Флотомашина ФМФ-1

В конце 2014 года на комбинате ОАО «Кучуксульфат» (р. п. Степное Озеро, Алтайский край) была поставлена флокулярная флотомашина ФМФ-3,2КС1 в нержавеющем исполнении, которая работает по настоящее время. С её помощью очищается от твёрдых включений сульфат натрия. Эксплуатационники отмечают эффективную и надёжную работу машины.

В настоящее время объединением завода «ТРУД» по документации «ТИГОМ» изготовлены флотомашины флокулярной флотации ФМФ-1V с двусторонним съёмом пены и направлены на предприятия Кузбасса и Алтая для использования их в схемах очистки сточных вод. Считаем, что в будущем флокулярные машины получат широкое распространение при обогащении золотосодержащих руд, угля и очистки сточных и оборотных вод.

ПОЛИМЕРНЫЕ КОМПОЗИТЫ С УЛУЧШЕННЫМИ СВОЙСТВАМИ

УДК 54.057+678+541.6

Ф.К. Горбунов[1,2], В.А. Полубояров[1,2], З.А. Коротаева[1], Л.К. Бердникова[1], А.А. Жданок[1]
[1]ФГБУН Институт химии твердого тела и механохимии Сибирского отделения Российской академии наук (ИХТТМ СО РАН), г. Новосибирск
[2]ФГБОУ ВПО «Новосибирский государственный технический университет» (НГТУ), г. Новосибирск

В настоящем исследовании было проведено сравнение структуры, прочностных и упруго-деформационных свойств полимерных материалов на основе литьевого полиуретана до и после модификации его нанодисперсными керамическими частицами. В качестве модификаторов были использованы нанопорошки корунда и карбида кремния, полученные разными методами.

Ключевые слова: корунд, карбид кремния, литьевой полиуретан, модифицирование, нанодисперсные частицы, размер зерна.

Введение

Важнейшей задачей современного материаловедения является повышение эксплуатационных характеристик материалов. Существенную по объему и значимости группу материалов составляют полиуретаны и композиты на их основе.

Производство полиуретанов является интенсивно развивающейся отраслью и в настоящее время составляет около 5 % мирового рынка современных полимерных материалов. На сегодняшний день полиуретаны являются конструкционным материалом, обладающим особыми физико-химическими и эксплуатационными свойствами. Это позволяет применять их во многих отраслях промышленности, где предъявляются высокие требования к свойствам материала, такие как стойкость к истиранию, повышенная прочность и эластичность, высокое сопротивление к раздиру, сочетание пластичности с твердостью. Наиболее широкое применение в промышленности получили литьевые полиуретановые эластомеры горячего отверждения благодаря тому, что они являются более легкими по сравнению с полиуретанами холодного отверждения. Однако применение полиуретанов горячего расплава ограничено более низкой механической прочностью [1]. В связи с этим повышение данного показателя полиуретанов является весьма актуальной задачей, которая осуществляется за счет его модификации.

Экономические преимущества модификации безусловны, но для квалифицированного выбора и применения эффективных добавок необходимы новые подходы к механизму их влияния на эксплуатационные параметры полиуретанов.

В настоящем исследовании было проведено сравнение эксплуатационных характеристик полимерных материалов на основе литьевого полиуретана до и после модификации. В качестве модификаторов были использованы нанопорошки корунда и карбида кремния, полученные разными методами.

Экспериментальная часть

Получение ультрадисперсных порошков

Нанодисперсные частицы корунда ($d_{ср}$ = 60 нм) получали механохимической обработкой исходных порошков с использованием центробежно-планетарной мельницы АГО-2.

Наночастицы карбида кремния были получены термическим разложением моносилана методом адиабатического сжатия газовой смеси: моносилан в аргоне (1:9), в состав которой вводили ацетилен в количестве 2,5–15 об. % [2]. В работе использовали наночастицы карбида кремния размером $d_{ср}$= 50 нм.

Получение полиуретановых композиционных материалов

В настоящей работе получали два вида литьевого полиуретана: ПУ1 на основе преполимера СКУ ПФЛ-100 и отвердителя УРЕЛИНК-107 и ПУ2 на основе преполимера СКУ ПФЛ-74 и того же отвердителя.

Исходные компоненты (преполимер и отвердитель), разогретые до рабочей температуры (60 ^{o}C и 25 ^{o}C соответственно), смешивают в определенном соотношении до гомогенного состояния с последующей дегазацией в вакуум-камере. Полученную смесь выливают в специальную форму открытого типа, в которой и происходит полимеризация полиуретана при температуре 100 ^{o}C. Технологическая схема синтеза композиционных материалов на основе полиуретанов представлена ранее в работе [3].

Модифицирование литьевого полиуретана проводили в процессе синтеза, когда исходные компоненты находились в жидком состоянии. Наполнители вводили в преполимер на стадии смешения исходных компонентов синтеза полимера, так как в его структуре содержится реакционно-способная изоцианатная (NCO) группа, по которой идет основная реакция синтеза полимера. ПУ1 модифицировали карбидом кремния, ПУ2 — корундом. Содержание модификатора составляло менее 1 масс. %.

Для исследования влияния наночастиц керамических модификаторов на свойства полиуретанов были изготовлены образцы

композиционных материалов в форме лопаток. Предел прочности при разрыве образцов определяли по ГОСТ 269–66 [4], относительное удлинение — по ГОСТ 270–75 [5]. Изменения, происходящие в структуре полимера при его модификации наночастицами, исследовали с помощью оптического микроскопа.

Результаты и их обсуждение

В ходе выполнения работы были получены образцы исходного и модифицированного керамическими частицами литьевого полиуретана. Физико-механические показатели исходных (немодифицированных) полимеров ПУ1 и ПУ2 представлены в таблице 1.

Таблица 1 — Технические характеристики немодифицированного полиуретана

	Плотность, г/см^3	Твердость, Шор А	Предел прочности при разрыве, МПа	Относительное удлинение, %
ПУ1	1,09±0,02	94,0±0,5	28,1±1,2	625,1±16,3
ПУ2	1,12±0,02	91,3±0,5	17,6±0,9	564,0±15,0

Введение в ПУ1 нанодисперсного карбида кремния в количестве менее 1 масс. % приводит к изменению эксплуатационных характеристик композиционных материалов, а именно — увеличению предела прочности при разрыве и относительного удлинения (таблица 2).

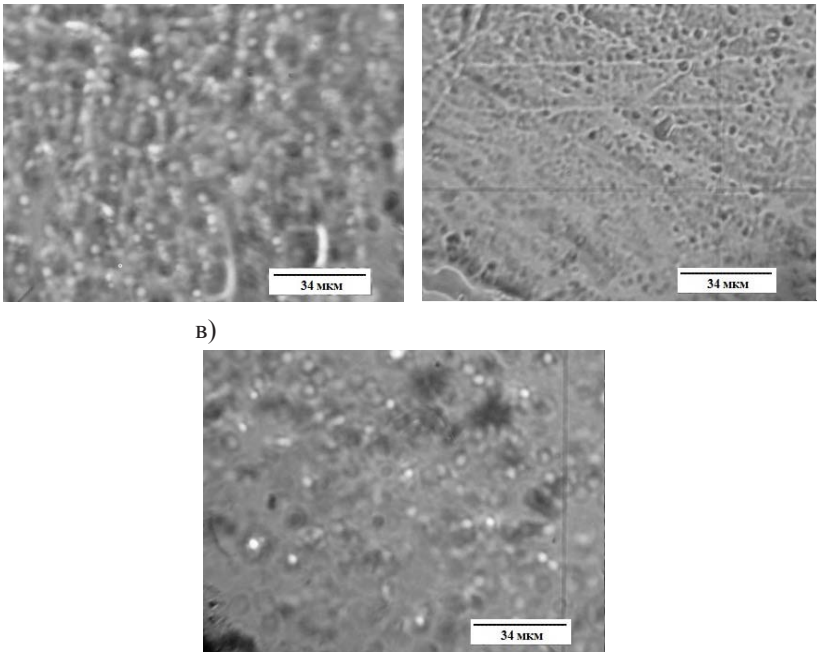
Таблица 2 — Характеристики полимерных композитов на основе ПУ1 и наночастиц карбида кремния

Полимер	Модификатор	Количество модификатора, масс. %	Предел прочности при разрыве, МПа	Относительное удлинение, %	Размер зерна полимера, мкм
ПУ1	SiC, dср=50 нм	0	28,1±1,2	625,1±16,3	5,2±0,7
		0,0015	37,4±0,4	695,6±13,2	2,4±0,4
		0,003	36,7±1,3	802,1±24,1	2,7±0,4
		0,005	36,2±0,5	787,3±10,0	4,1±0,9
		0,01	30,8±0,7	669,6±10,0	4,8±0,8
		0,03	30,5±0,5	792,2±15,9	4,9±0,9
		0,05	30,2±1,0	663,0±16,3	–

Наиболее высокой прочностью (37,4 МПа) и относительным удлинением при разрыве (802,1 %) обладают образцы ПУ1 с содержанием наночастиц карбида кремния в количестве 0,0015 масс. %.

Улучшение эксплуатационных характеристик ПУ1 обусловлено структурными изменениями полимера, происходящими в присутствии наночастиц. О характере этих изменений можно судить по микроскопическим снимкам образцов ПУ1 до и после модификации (рис. 1).

а) б)



в)

Рис. 1 — Микроскопические снимки ПУ1
а — немодифицированного и модифицированного;
б — 0,0015 масс. %; в — 0,01 масс. % карбидом кремния

Из рис. 1, а видно, что немодифицированный полимер имеет размер зерна более 5 мкм. Добавление нанодисперсного карбида кремния в количестве 0,0015 масс. % привело к измельчению зерна полимера практически до 2 мкм, что обеспечивает образование более однородной структуры композита и улучшает его служебные характеристики.

Ранее, в работах [2], [3] авторы уже объясняли образование более совершенной структуры полимеров тем, что высокодисперсные, нерастворимые в полимере вещества выступают в качестве искусственных зародышеобразователей, большая концентрация которых приводит к уменьшению размеров зерен полимера вследствие того, что они ограничивают рост друг друга.

При бóльшей степени наполнения (0,01 масс. % и выше) (рис. 1, в) снова наблюдается укрупнение зерен полимера. Соответственно, прочностные характеристики ПУ1 уменьшаются.

Изменения эксплуатационных и структурных характеристик ПУ2 после модификации его корундом ($d_{ср}$= 60 нм), полученным механохимической обработкой исходных порошков, представлены в таблице 3.

Таблица 3 — Характеристики полимерных композитов на основе ПУ2 и наночастиц корунда

Полимер	Модификатор	Количество модификатора, масс. %	Предел прочности при разрыве, МПа	Относительное удлинение, %	Размер зерна полимера, мкм
ПУ2	Корунд, dср=60 нм	0	17,6±0,3	564,0±8,3	16,7±2,2
		0,001	25,1±0,7	870,9±12,8	2,3±0,3
		0,01	23,2±1,4	649,8±32,5	3,8±0,7
		0,1	19,8±0,4	683,4±7,4	5,1±0,9

Введение в ПУ2 нанодисперсного корунда в количестве менее 1 масс. % приводит к увеличению эксплуатационных характеристик композиционных материалов: наиболее высокой прочностью (25,1 МПа) и наибольшим относительным удлинением при разрыве (870,9 %) обладают образцы с содержанием наполнителя 0,001 масс. %. Эти же образцы обладают самой мелкозернистой структурой (рис. 2, б): размер зерна уменьшается более чем в 7 раз по сравнению с исходным ПУ2. Дальнейшее увеличение количества модификатора приводит к укрупнению зерен полимера (рис. 2, в) и к уменьшению прочностных характеристик композитов (таблица 3).

Из вышесказанного можно выявить прямую зависимость физико-механических свойств композитов на основе литьевого полиуретана горячего отверждения (независимо от выбранного

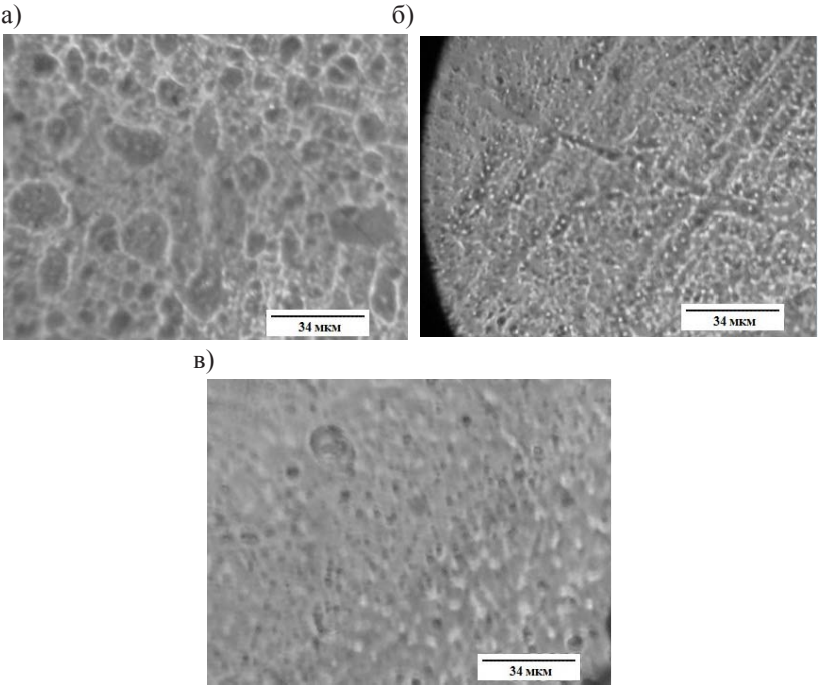


Рис. 2 — Микроскопические снимки ПУ2
а — немодифицированного и модифицированного;
б — 0,001 масс. %; в — 0,01 масс. % корундом

преполимера) от размера зерна: чем меньше средний размер зерна полимера, тем выше предел прочности при разрыве.

Зависимость предела прочности при разрыве ПУ1 от размера зерна полимера представлена на рисунке 3. Таким образом, прочностные свойства полученных композитов описываются законом Холла-Петча.

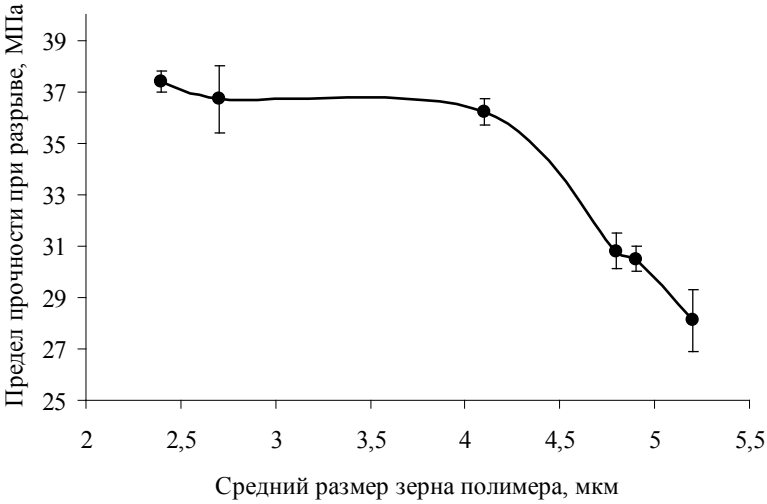


Рис. 3 — Изменение предела прочности при разрыве ПУ1 в зависимости от среднего размера зерна полимера

Вывод

1. Проведено модифицирование литьевого полиуретана горячего отверждения посредством введения наночастиц корунда и карбида кремния, полученных разными методами (механообработка и метод адиабатического сжатия, соответственно).

2. Получены композиционные материалы на основе ПУ1 и карбида кремния прочностью 37,4 МПа и относительным удлинением при разрыве 802,1 %; на основе ПУ2 и корунда — прочностью 25,1 МПа и относительным удлинением при разрыве 870,9 %.

3. Показано, что введение наночастиц корунда и карбида кремния в оптимальном количестве: 0,001 масс. %. и 0,0015 масс. %, соответственно, в литьевые полиуретаны горячего отверждения на основе различных преполимеров приводит к уменьшению среднего размера зерна полимеров и упрочнению материалов.

Список использованных источников

Плате П. Новые разработки в области полиуретановых эластомеров горячего отверждения. МДИ-преполимеры, сшиваемые аминами,

предлагают новые возможности. Полиуретановые технологии. 2008. № 1 (14). М.: Полипринт. С. 37.

Поздняков Г.А. Получение наноразмерных порошков карбида кремния методом адиабатического сжатия. / Г.А. Поздняков, В.Н. Яковлев, А.И. Сапрыкин //Доклады академии наук. 2017. Т. 476. № 3. С. 301–304.

Полубояров В.А. Модификация нанодисперсиями каучукообразных полимеров / В.А. Полубояров, Ф.К. Горбунов, Е.В. Волоскова // LAP Lambert Academic Publishing. 2014. 131 с.

ГОСТ 269–66. Резина. Общие требования к проведению физико-механических испытаний [Текст]. Введ. 1966–07–01. М.: ИПК Издательство стандартов, 2001. 15 с.

ГОСТ 270–75. Резина. Методы определения упругопрочностных свойств при растяжении [Текст]. Введ. 1978–01–01. М.: Издательство стандартов, 1975. 11 с.

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ФЛОТАЦИИ ФЛЮОРИТОВОЙ РУДЫ КАРБОНОВЫМИ КИСЛОТАМИ

УДК 622.7

Д.В. Семьянова,
Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН
г. Новосибирск

Актуальность исследования флотационного процесса флюоритовых руд объясняется растущей потребностью во флюоритовом концентрате различных отраслей промышленности: химической, атомно-энергетической, металлургической. В качестве реагентов-собирателей при флотации флюоритовых руд широко используются карбоновые кислоты. Имеющиеся литературные данные позволяют установить ряд закономерностей между параметрами и компонентами системы и результатами флотации. К таким закономерностям, например, можно отнести зависимость извлечения полезного компонента от pH флотационной системы, связь результатов флотации с длиной углеводородного фрагмента собирателя.

Согласно литературным данным [1–3] при использовании в качестве собирателя олеиновой кислоты или олеата натрия высокое извлечение ценного компонента достигается в области pH

7–8. Такие результаты были получены Полькиным [1] на примере флотации колумбита, циркона, танталита, ильменита, рутила, граната и турмалина, альбита и перовскита. Авторы [2] максимум извлечения кианита и силлиманита в указанной области pH связывают с присутствием собирателя в пульпе в форме ионно-молекулярных димеров. Такие соединения сорбируются на минеральной поверхности, способствуя её гидрофобизации. В работе [3] результаты флотации флюорита объясняют синергетическим эффектом, возникающим при адсорбции поверхностно-активных соединений, представленных различными формами на границе раздела «минерал-жидкость». Активность указанных выше соединения при pH 7–8, по мнению авторов, способствует повышению гидрофобизации минеральной поверхности, что и приводит к высоким показателям извлечения.

На рисунке 1 приведен график зависимости извлечения флюорита, фенакита, слюды от pH. Высокое извлечение фенакита и флюорита достигается при pH 6–7, затем в щелочной области pH извлечение фенакита падает, а флюорита — остается высоким. Приведенные данные не согласуются с результатами рассмотренных выше работ.

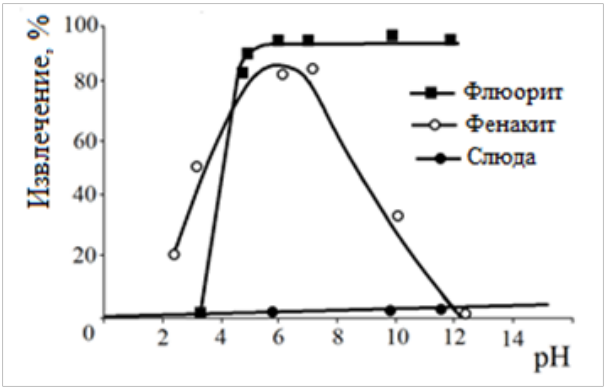


Рис. 1 — Флотируемость флюорита, фенакита и слюды в зависимости от pH. Расход олеиновой кислот 33 мг/л [1]

Многими исследователями отмечена связь извлечения полезного компонента с длиной углеводородного фрагмента использу-

емого реагента-собирателя. В работе [10] на примере катионных собирателей автор объясняет влияние длины углеводородного фрагмента на собирательную способность образованием двумерных ассоциатов — хемимицелл — на минеральной поверхности. Они способствуют надежному закреплению собирателя. В случае использования короткоцепочечных регентов (С8 и менее) хемимицеллы не формируются.

При использовании карбоновых кислот зависимость извлечения полезного компонента от длины углеводородного фрагмента носит экстремальный характер [4], максимум извлечения достигается с длиной углеводородного радикала 10–12. Такие результаты в рамках термодинамического подхода объясняют более прочным закреплением реагента на минеральной поверхности ввиду образования малорастворимых соединений иона кислоты и минерала, что способствует повышению гидрофобизации частицы. Снижение флотируемости при длине углеводородной цепи более 12 атомов углерода объясняют малой растворимостью собирателя; при длине менее 8 атомов углерода — уменьшением прочности связи с минералом.

В кратком обзоре литературных источников приведены примеры зависимости извлечения полезного компонента от pH флотационной системы, длины углеводородного фрагмента реагента-собирателя. Авторами даны различные объяснения установленным закономерностям, но все они, как правило, связаны с предположением о влиянии указанных параметров на гидрофобность минеральных частиц. При этом не учитывается кинетика образования флотационного комплекса.

Основная задача настоящей работы состояла в установлении связи между собирательной способностью реагента, длиной его углеводородного фрагмента и изменением активности физической формы сорбции на границе раздела «газ-жидкость».

Материалы и оборудование

Определение скорости растекания по поверхности воды карбоновых кислот осуществлялось на установке, представляющей собой кювету с водой (рис. 2). Съемка выполнялась камерой Casio EXILIM EX-F1 со скоростью 300 кадров в секунду. Скорость рас-

текания была определена для гексановой, октановой, декановой, додекановой, тетрадекановой, гексадекановой кислот; pH дистиллированной воды 7 и 10. Указанные кислоты на кончике иглы вносились на поверхность воды, находящейся в кювете.

Влияние физической формы сорбции реагента на осушение минерала (гематита) определялось на той же установке. Предварительно поверхность минерала очищалась от окислов. Затем минерал на 3 минуты помещался в раствор октановой кислоты концентрацией См=1*10^{-3}моль/л. Далее раствор вытеснялся из кюветы дистиллированной водой, контакт минерала с поверхностью воды при этом исключался. Уровень воды в кювете понижался до прорыва слоя жидкости над поверхностью минерала, после чего отвод воды прекращался. Момент прорыва прослойки воды, растекание производных форм октановой кислоты и расширение «сухого» пятна записывались в видеофайл.

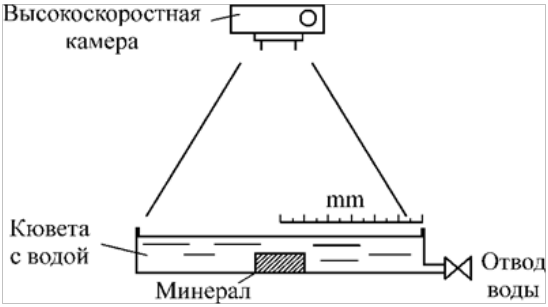


Рис. 2 — Установка по определению скорости: растекания по поверхности воды карбоновых кислот; осушения минеральной поверхности

Контрольный и экспериментальные флотационные опыты проводились на флюоритовой руде Ярославского ГОКа. Химический состав руды приведен в таблице 1. Флотация выполнялась в лабораторной флотационной машине ФМП-Л1 объемом 0,75 л. Крупность флотируемого материала: (–)44 мкм 88 %. Использовались следующие реагенты: собиратель — декановая кислота, депрессор кальцита — жидкое стекло (расход 1500 г/т), пенообразователь — Т-80. Флотация проводилась при pH 8,3. Эксперимент предполагал проведение дополнительной операции после агитации материала с

реагентом с целью удаления физической формы сорбции. Удаление физической формы сорбции кислоты с минеральной поверхности выполнялось химическим (с применением этилового спирта) и физическим (обработка ультразвуком) способами. Расход спирта составил 200 мл на 200 г руды. Для ультразвуковой обработки использовался диспергатор Sonopuls — HD 3200B. Мощность ультразвукового воздействия 80 Ватт, частота 20000 Гц. Время обработки — 1 мин.

Таблица 1 — Химический состав пробы руды Ярославского ГОКа

Состав	CaF_2	$CaCO_3$	SiO_2	Al_2O_3	MgO	Fe_2O_3	K_2O	Na_2O
Содержание, %	24,39	9,15	29,62	16,03	11,65	4,53	3,22	1,62

Результаты и обсуждение

Высокое извлечение полезного компонента в области pH 6–8 при флотации карбоновыми кислотами авторы, как правило, связывают с присутствием в пульпе ионно-молекулярных ассоциатов. Закрепление таких ассоциатов на минеральной поверхности способствует повышению ее гидрофобизации.

В работе [5] предложена гипотеза, в рамках которой рассмотренные выше литературные данные можно объяснить активностью физической формы сорбции. Физическая форма сорбции реагента-собирателя (ДС форма) легко десорбируется с минеральной поверхности и может быть представлена нейтральными молекулами, ионно-молекулярными комплексами. Она закрепляется на предварительно гидрофобизированной минеральной поверхности. После присоединения пузырька воздуха к минеральной частице ДС форма переходит на границу раздела «газ-жидкость» и растекается по ней с определенной скоростью, захватывая в свое движение воду, заключенную между объектами взаимодействия. Таким образом, активность физической формы сорбции реагента способствует удалению прослойки жидкости и более быстрому образованию флотационного комплекса. Химическая форма сорбции, избирательно гидрофобизируя минеральную поверхность,

способствует селективности флотационного процесса, физическая форма сорбции отвечает за собирательную активность реагента.

Высокое извлечение фенакита и флюорита при pH 6–8 (рис. 1) достигается благодаря активности физической формы сорбции собирателя на границе раздела «газ-жидкость», которая представлена ионно-молекулярными ассоциатами. Высокому извлечению флюорита в щелочной области pH может быть дано следующее объяснение. Флюорит и сопутствующий ему кальцит — хорошо растворимые минералы, вследствие чего в щелочной области pH в пульпе присутствуют ионы кальция. Ионы кальция, взаимодействуя с ионами олеиновой кислоты, образуют соли олеата кальция, которые, обладая активностью на границе раздела «газ-жидкость», выполняют функцию физической формы сорбции. Флотационная активность свежеобразованных солей отмечена в работе [6].

Были проведены эксперименты по определению скорости растекания олеиновой кислоты и олеата кальция по поверхности воды при pH 10 (рис. 3). Установлена высокая начальная скорость растекания указанных форм собирателя, что подтверждает их активность и способность к растеканию на границе раздела «газ-жидкость».

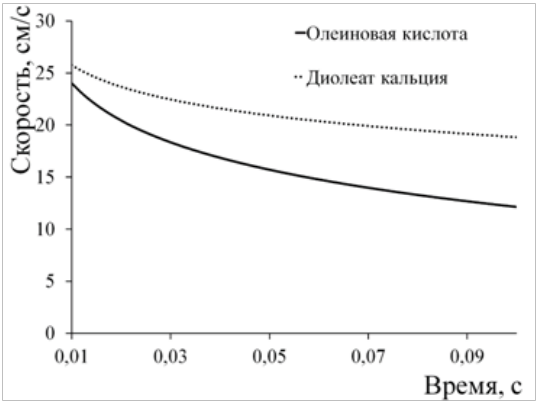


Рис. 3 — Скорость растекания олеиновой кислоты и олеата кальция по поверхности воды

Связь извлечения полезного компонента с длиной углеводородного фрагмента может быть объяснена изменением активности физической формы сорбции реагента.

В работе [7] был предложен такой критерий, как мощность поверхностного потока ДС форм реагента. Он позволяет численно оценить изменение собирательной способности при замене карбоновой кислоты с определенной длиной углеводородного фрагмента на другую кислоту с другой длиной углеводородной цепи. При определении мощности потока учитывается величина поверхностного давления, формируемая в плёнке, представленная ДС формами реагента, а также скорость ее растекания по поверхности воды.

Поверхностное давление формируется за счет разности поверхностного натяжения на границе раздела «газ-жидкость» и поверхностного натяжения раствора реагента. Таким образом, чем ближе величина поверхностного натяжения на границе «газ-жидкость» к поверхностному натяжению чистой воды (72 мН/м), тем выше величина поверхностного давления и выше собирательная способность реагента. Предположение согласуется с данными работы [11], согласно которой использование при флотации «свежих» пузырьков воздуха способствует получению лучших результатов флотации.

На рисунке 4 приводится график скорости движения фронта растекающейся пленки, сформированной карбоновыми кислотами, от времени; 4, а — pH дистиллированной воды 7; 4, б — pH дистиллированной воды 10.

Полученные результаты подтверждают активность производных форм карбоновых кислот на границе раздела «газ-жидкость». Скорость растекания карбоновых кислот уменьшается с ростом длины углеводородного фрагмента. Декановая и додекановая кислоты имеют высокие скорости растекания, что в сочетании с высоким поверхностным давлением (согласно данным Quast [8]) подтверждает активность физической формы сорбции и ее связь с показателями флотации.

Для экспериментального подтверждения способности физической формы сорбции участвовать в удалении жидкости были проведены опыты по осушению минеральной поверхности на установке, схема которой изображена на рис. 2.

Отвод воды из кюветы сопровождался падением ее уровня. В момент локального прорыва прослойки воды над минералом (рис. 5*а*) ДС формы реагента попадали на границу раздела «газ-жидкость».

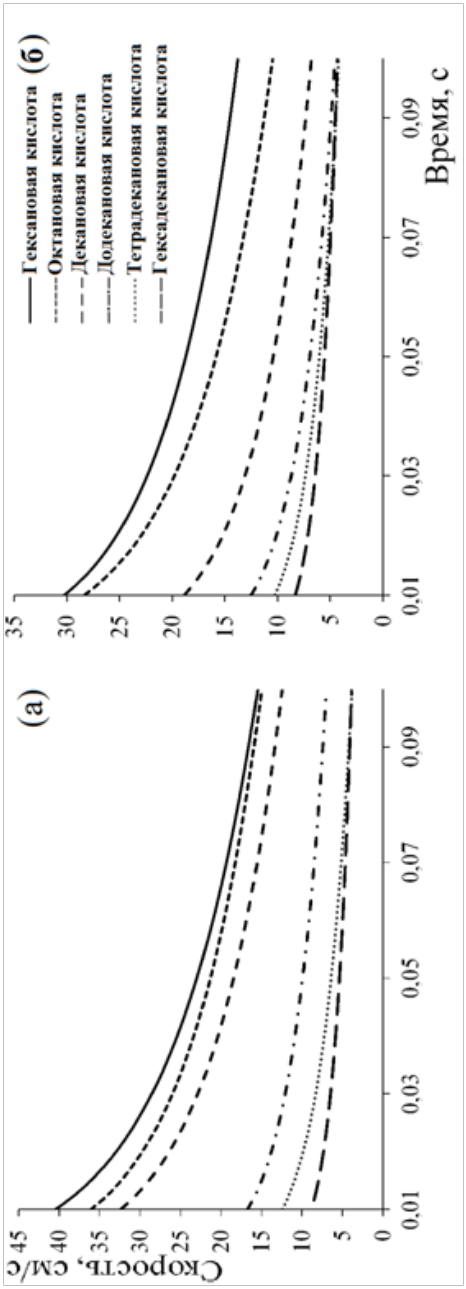


Рис. 4 — Скорость растекания карбоновых кислот по поверхности воды (а) pH=7 (б) pH=10

Растекание активных форм реагента и увлечение ими в свое движение воды, находящейся в прослойке над минералом, приводило к увеличению площади «сухого» пятна, образовавшегося в момент прорыва на минерале (рис. 5, б-в) (белые крапинки на поверхности воды — тальк).

Абрамовым [12] отмечено, что для эффективной флотации минералов, не обладающих природной гидрофобностью, необходимо присутствие химически и физически сорбированного собирателя.

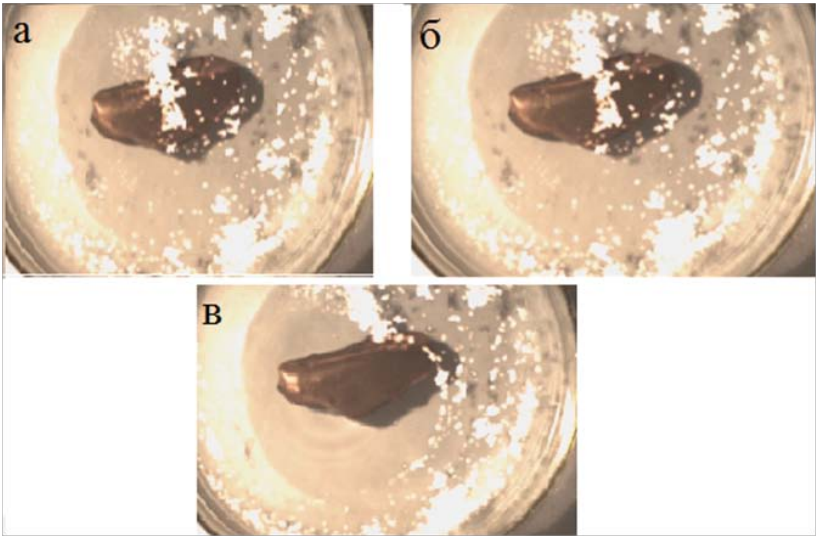


Рис. 5 — Стоп-кадры прорыва прослойки и растекания ДС форм октановой кислоты
а — прорыв прослойки воды над поверхностью минерала;
б, в — растекание ДС форм реагента и осушение минерала через 0,2 и 1,1 с соответственно

Влияние физической формы сорбции на результаты флотации было рассмотрено на примере флюоритовой руды. Были проведены контрольный и опытные эксперименты. Контрольный эксперимент предполагал наличие химической и физической форм сорбции, в опытных экспериментах физическая форма сорбции с минеральной поверхности была удалена с помощью обработки кека спиртом и ультразвуком. В работе [9] было показано, что после промывки спиртом на поверхности минерала оставалась только химическая форма сорбции. Результаты экспериментов представлены в таблице 2.

Таблица 2 — Показатели флотации флюорита декановой кислотой без промывки материала после агитации с реагентом, с промывкой спиртом после агитации и с обработкой ультразвуком

Наименование продукта	Выход γ, %	Содержание CaF_2, %	Извлечение CaF_2, %
Стандартная флотация			
Пенный пр-т	47,5	41,43	81,1
Камерный пр-т	52,5	8,75	18,9
Итого	100	24,27	100
Промывка материала спиртом после агитации с реагентом			
Пенный пр-т	31,6	35,16	42,5
Камерный пр-т	68,4	21,98	57,5
Итого	100	26,15	100
Обработка суспензии ультразвуком, декантация и промывка водой			
Пенный пр-т	28,4	39,4	43,2
Камерный пр-т	71,6	20,61	56,8
Итого	100	25,96	100

Удаление физической формы сорбции собирателя привело к уменьшению извлечения с 81,1 до 42,5–43,2 %. Результаты подтверждают влияние физической формы сорбции на собирательную способность реагента.

Выводы

Экспериментально показано, что диолеат кальция и олеиновая кислота обладают сопоставимой высокой скоростью растекания. Указанные соединения при флотации руд могут выполнять функцию удаления жидкости из прослойки между пузырьком и минеральной частицей.

Снижение флотационной активности насыщенных карбоновых кислот с ростом длины углеводородного фрагмента свыше 12 коррелирует с уменьшением скорости растекания их производных форм по поверхности воды.

Экспериментально доказано, что производные формы карбоновых кислот (или ДС формы) оказывают эффект удаления жидкости из прослойки, разделяющей объекты взаимодействия: минеральную частицу и пузырек газа.

На примере флотации флюорита декановой кислотой установлено, что высокое извлечение достигается при наличии на минеральной поверхности двух форм сорбции реагента — химической и физической, тогда как извлечение флюорита с одной формой сорбции собирателя (химической) уменьшается в ~2 раза.

Список использованных источников

Полькин С.И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов/ С.И.Полькин. М.: Недра, 1987. 428 с.

Junxun J., Huimin G., Zijie R. and Zhijie C. The Flotation of Kyanite and Sillimanite with Sodium Oleate as the Collector // Mining & Mineral Processing Journal. Vol. 6. № 3. 2016.

Pugh R., Stenius, P. Solution chemistry studies and flotation behaviour of apatite, calcite, and fluorite minerals with sodium oleate collector/ Robert Pugh, Per Stenius// International Journal of Mineral Processing. № 15. 1985. P. 192–218.

Митрофанов С.И. Селективная флотация / С.И. Митрофанов. М.: Недра, 1967. 583 с.

Кондратьев С.А. Реагенты-собиратели в элементарном акте флотации / С.А.Кондратьев. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2012. 241 с.

Богданов О.С., Поднек А.К., Хайнман В.Я., Янис Н.А. Вопросы теории и технологии флотации / Труды института «Механобр», 1959. Л.: «Механобр». Вып. 124. 392 с.

Kondratiev S.A., Semyanova D.V. A revisit of selection the efficiency criterion for flotation reagents of fatty acids class / S.A. Kondratiev, D.V. Semyanova // Eurazian Mining. № 1. P. 24–29.

Quast, K.B. Flotation of hematite using C6-C18 saturated fatty acids / K.B.Quast// Minerals Engineering. Vol. 19. 2006. P. 582–597.

Абрамов А.А. Теоретические основы оптимизации селективной флотации сульфидных руд / А.А. Абрамов. М.: Недра, 1978. 280 с.

Fuerstenau, D.W.Interfacial processes in mineral/water systems. — Pure and Applied Chemistry. 1970. P. 135–164.

Finch J.A., Smith G.W. Dynamic surface tension of alkaline dodecylamine solutions / Journal of Colloid and Interface Science. 1973. Vol. 45. No.1. P. 81–91.

Абрамов А.А. Собрание сочинений: Т. 7: Флотация. Реагенты-собиратели: Учебное пособие. М.: Горная книга. 2012. 656 с.

МОДИФИКАТОРЫ ДЛЯ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ РАСПЛАВОВ СЕРОГО ЧУГУНА И СТАЛИ 110Г13Л НА ОСНОВЕ НАНОДИСПЕРСНЫХ ПОРОШКОВ КАРБИДОВ ВОЛЬФРАМА И ТИТАНА

В.А. Полубояров, З.А. Коротаева, А.А. Жданок, Ф.К. Горбунов,
ФГБУН Институт химии твердого тела и механохимии
Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск

Сплавы на основе железа (чугуна и стали) в настоящее время являются основными конструкционными материалами, которые обеспечивают высокий уровень механических и технологических свойств наряду с относительно низкой стоимостью. Повысить качество отливок, не меняя технологию выплавки и заливки металла в формы, можно, если научиться управлять процессом кристаллизации.

В настоящее время большой интерес приобретает использование наноматериалов в металлургии для улучшения качества изделий. Влиять на процессы кристаллизации расплавов чугуна и стали (изменять размеры зерен металлов, менять форму, размер и распределение графитовых включений) можно введением малых добавок тугоплавких нанодисперсных веществ (модификаторов), химически не взаимодействующих с матрицей [1–8]. Нанодисперсные частицы таких модификаторов являются центрами зародышеобразования при кристаллизации расплавов. Экспериментально установлено, что чем больше зародышей в единице объема расплава, тем больше кристаллов образуется, тем они мельче, и тем выше механические свойства металла.

Методика эксперимента

Объекты для модифицирования: серые чугуны марок СЧ-15 — СЧ-30 и сталь 110Г13Л.

Модифицирование чугуна проводили в ковше и в форме (масса металла в форме — 19–40 кг). Модифицирование стали проводили в форме (масса металла — 125 кг). Физико-механические характеристики (прочность при растяжении, твердость, износо- и коррозионную стойкость, величину зерна), образцов, обработанных модификаторами, сравнивали с характеристиками немодифицированного образца одной и той же заливки.

Порошки состава WC : TiC = 40–80 : 60–20 масс. % получали методом самораспространяющегося высокотемпературного синтеза (СВС), комбинированным с механической активацией (МА) по методике, описанной в [9]. Для получения модификаторов полученную смесь карбидов вольфрама и титана подвергали МА в планетарно-центробежном активаторе в течение 40–60 секунд с одним или несколькими металлами-протекторами из следующего списка: железо, медь, никель, хром, цирконий. Средний размер частиц полученных таким образом модификаторов составлял 40–100 нм [10]. Выбор металлов-протекторов обусловлен предварительными экспериментами по модифицированию и условиями СВС (например, возможен синтез карбидов вольфрама и титана в присутствии кобальта или никеля в реакционной смеси). Концентрация плакирующего металла в составе модификатора 50–75 % позволяет хорошо перемешать карбидные частицы с металлом в активаторе и применять различные методы компактирования порошка. В данной работе модификаторы использовали в виде порошков.

Результаты и обсуждение

Сравнение эффективности модификаторов, полученных различными методами, было исследовано при внутриформенном модифицировании серого чугуна в работе [10, 11]. Установлено, что наиболее эффективным модификатором, улучшающим эксплуатационные характеристики (твердость по Бринеллю, прочность при растяжении, коррозионную и износостойкость), является модификатор на основе смеси карбидов вольфрама и титана. Структурными исследованиями установлено, что модификатор влияет на соотношение фаз перлит/феррит (объемная доля феррита уменьшается в модифицированном образце).

Дальнейшие эксперименты по модифицированию серого чугуна разных марок проводили модификаторами на основе карбидов вольфрама и титана с концентрацией активной фазы в пределах 0,03–0,2 % по массе относительно массы отливки. В таблице 1 представлены обобщенные результаты по внепечному модифицированию серых чугунов марок СЧ15 — СЧ30.

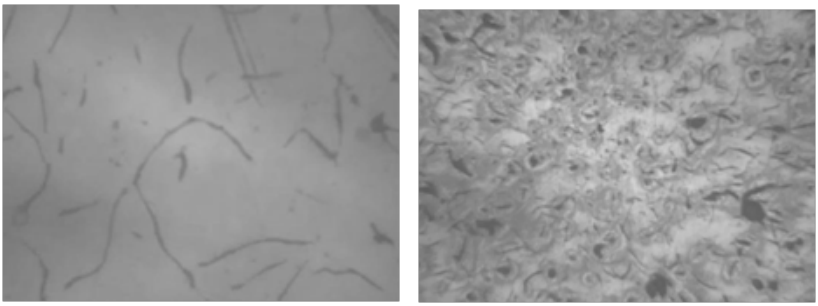
Согласно таблице 1 увеличение прочности при растяжении может составлять до 30 %, твердости — до 13 %, износостойкости — до 70 %, коррозионной стойкости — до 60 %.

Таблица 1 — Результаты внепечного модифицирования серого чугуна

Модифицируемый материал	Модификатор		Свойства образцов чугуна			
	Состав керамической фазы	Количество активной фазы, %	Увеличение твердости, %	Увеличение прочности при растяжении, %	Увеличение корр. стойкости, %	Увеличение износостойкости, %
Серый чугун СЧ15 — СЧ30	WC–TiC	От 0,03 до 0,2	до 13	до 30	до 60	до 70

Во всех модифицированных образцах меняется форма, длина и распределение графитовых включений по сравнению с контрольным образцом. На рисунке 1 приведены микрофотографии шлифов немодифицированного образца (а) и образца обработанного модификатором с концентрацией активной фазы (WC–TiC) 0,013 % (б).

В таблице 2 представлены результаты модифицирования стали 110Г13Л модификатором на основе смеси карбидов вольфрама и титана (концентрация активной фазы — 0,033 %). Увеличение вре-



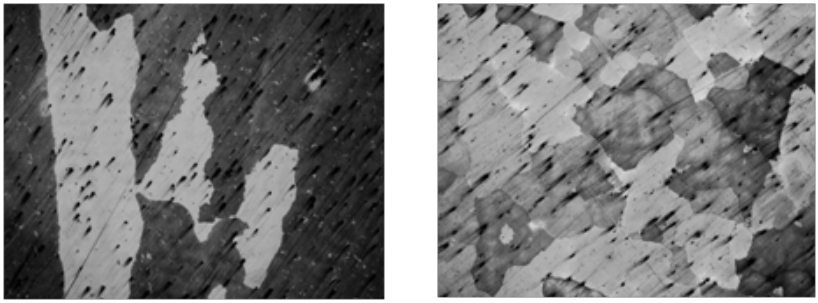
а) ×400 б)

Рис. 1 — Микрофотографии образцов чугуна:
а — немодифицированный; б — модифицированный (WC–TiC) 0,013 %

менного сопротивления разрыву составляет 20 %, относительного удлинения — 40 %.

Применение модификаторов способствует равномерному распределению карбидов, выделившихся внутри и по границам зерен (рисунок 2), значительному уменьшению размера зерна — в 7 раз (рисунок 2, б, таблица 2).

Таблица 2 — Результаты внепечного модифицирования стали 110Г13Л



а) ×200 б

Рис. 2 — Микрофотографии образцов стали:
а) немодифицированный; б) модифицированный (WC–TiC) 0,033 %

Модифицируемый материал	Модификатор		Свойства образцов стали		
	Состав керамической фазы	Количество активной фазы, %	Увеличение временного сопротивления разрыву s	Увеличение относительного удлинения s	Уменьшение размера зерна, раз
Сталь 110Г13Л	WC–TiC	0,033	20	40	7

Выводы

Разработаны модификаторы на основе нанодисперсных карбидов вольфрама и титана, полученных комбинированным методом (СВС в сочетании с МА) для внепечной обработки серого чугуна и стали. Проведенные эксперименты по модифицированию серого

чугуна СЧ-15 — СЧ-30 и стали 110Г13Л показали высокую эффективность полученных модификаторов.

Список использованных источников

1. Крушенко Г.Г., Ямских И.С., Бонченков А.А., Мишин А.С. Повышение качества чугунных отливок с помощью нанопорошков / Металлургия машиностроения. 2002, 2 (9). С. 20–21.
2. Жуков М.Ф., Черский И.Н. Упрочнение металлических, полимерных и эластомерных материалов ультрадисперсными порошками плазмохимического синтеза. Новосибирск: Наука. Сибирская издательская фирма РАН, 1999. 312 с.
3. Сабуров В.П., Черепанов А.Н., Жуков М.Ф. Плазмохимический синтез ультрадисперсных порошков и их применение для модифицирования металлов и сплавов. Новосибирск: Наука. Сибирская издательская фирма РАН, 1995. 344 с.
4. Хрычиков В.Е., Калинин В.Т., Кривошеев В. А., Доценко Ю. В., Селиверстов В. Ю. Ультрадисперсные модификаторы для повышения качества отливок // Литейное производство. 2007. № 7. С. 2–5.
5. Пинкин В.Ф., Каренгин А.Г., Осиненко С.А. Модифицирование высокохромистого чугуна ИСЦ ультрадисперсным порошком. Литейное производство, 1994, (3), 7.
6. Влас М.И., Калинин В.Т., Хрычиков В.Е., Кривошеев В.А., Меняйло Е.В., Кондрат А.А. Модифицирование износостойких чугунов ультра- и нанодисперсными материалами. Системные технологии, 2010, 1(66), 150-162.
7. Полубояров В.А., Черепанов А.Н., Коротаева З.А., Ушакова Е.П. Способ внепечного модифицирования чугунов и сталей. Пат. 2344180, Российская Федерация, опубл. 20.01.2009.
8. Полубояров В.А., Коротаева З.А., Жданок А.А., Кузнецов В.А., Степанова Н.В. Внутриформенное модифицирование чугунов. Исследование влияния модификаторов на основе карбида кремния на процессы кристаллизации серого чугуна. СООБЩЕНИЕ 1. Известия высших учебных заведений // Черная металлургия. 2014. № 6. С. 20–24.
9. Полубояров В.А., Мали В.И., Коротаева З.А., Жданок А.А., Паули И.А., Степанова Н.В. Патент РФ № 2508249 «Способ получения нанодисперсных порошков карбидов вольфрама и титана методом СВС». БИ № 6, 27.02.14.

10. Полубояров В.А., Коротаева З.А.,. Жданок А.А, Кузнецов В.А., Самохин А.В. Внутриформенное модифицирование чугунов. Исследование влияния модификаторов, полученных плазмохимическим и СВС методами, на эксплуатационные характеристики серого чугуна. СООБЩЕНИЕ 2. Известия высших учебных заведений // Черная металлургия. 2015. № 8. С. 561–566.
11. Полубояров В.А., Коротаева З.А., Жданок А.А., Кузнецов В.А., Самохин А.В. Внутриформенное модифицирование чугунов. Влияние состава и концентрации наноразмерных модификаторов на эксплуатационные характеристики серого чугуна. СООБЩЕНИЕ 3. // Известия Высших Учебных Заведений // Черная Металлургия. 2015. Т. 58. № 10. С. 728–734.

АКТИВАЦИЯ ФЛОТАЦИИ СФАЛЕРИТА ИОНАМИ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ (НИТРАТОМ СВИНЦА)[1]

УДК 622.765.061.28

С.А. Кондратьев, И.А. Коновалов,
ФГБУН Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН (ИГД СО РАН), г. Новосибирск

Рассмотрено влияние расхода реагента-собирателя на кинетику образования контакта минеральной частицы с поверхностью раздела «газ-жидкость» применительно к механизму активации флотации сфалерита ионами свинца. Исследовалось влияние массы производных форм ксантогенатов, продуктов нестехиометрического взаимодействия ксантогената с нитратом свинца, на скорость перемещения фронта пленки. Показано, что с увеличением массы производных форм ксантогенатов, помещенных на границу раздела «газ-жидкость», увеличивается скорость их растекания по поверхности воды. На основании предположения, что основным кинетическим ограничением образованию флотационного комплекса является прослойка воды между минеральной частицей и пузырьком газа, утверждается, что увеличение массы десорбируемых форм реагента приведет к сокращению времени образования флотационного контакта.

[1] Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект № 15–17–10017).

Ключевые слова: флотация, ксантогенат, физическая форма сорбции, прослойка жидкости.

Введение

Одной из первых работ по изучению активации сфалерита ионами меди является [1]. Авторами экспериментально показано, что добавление сульфата меди во флотационную пульпу приводит к замещению атома цинка на поверхности сфалерита атомом меди. В результате реакции аниона ксантогената с катионом меди образуется более труднорастворимое соединение — ксантогенат меди; как следствие, показатели флотации улучшаются.

В настоящее время основной рабочей гипотезой, объясняющей механизм активации сфалерита, является сравнение констант равновесия реакции собирателя с катионом исходного и активированного сфалерита. Согласно этой гипотезе на поверхности минерала образуются труднорастворимые соединения, повышающие прочность связи активированного минерала с анионом собирателя. Ионы меди закрепляются на сфалерите в результате обменной реакции:

$$2Cu(Kx)_2 \rightarrow 2Cu(Kx) + Kx_2 \quad (1)$$

Молекулы собирателя реагируют с ионами меди, формируя труднорастворимое соединение $Cu(Kx)_2$. Затем Cu^{2+} на минеральной поверхности восстанавливается до Cu^{+} по реакции:

$$2Cu(Kx)_2 \rightarrow 2Cu(Kx) + Kx_2 \quad (2)$$

с образованием ксатогената меди и диксантогенида.

Авторы [2] доказали, что ионы меди проникают в решетку сульфида цинка, тем самым повышая проводимость поверхностного слоя минерала сульфида. При уменьшении поверхностной концентрации ионов меди уменьшается адсорбция ксантогената и снижается флотируемость.

В [3] установлено, что гидрофобизации поверхности минерала сфалерита одной «химической» формой сорбции недостаточно для флотации. Показана возможность активации сфалерита осадками ксантогената цинка. Осадки цинка не повышают проводимость поверхностного слоя сульфида цинка и не гидрофобизируют его. Тем самым авторы доказали, что наличие физической формы сорбции

на минеральной поверхности позволяет извлечь минерал вне зависимости от его проводимости. Отмечено, что на углеводородных фрагментах химически сорбированного реагента закрепляются ассоциаты ксантогената цинка, стабилизированные ксантогенат ионом. Осадки ксантогената цинка придают минералу свойства, отвечающие за его флотационную активность. Полученные результаты не согласуются с ранее рассмотренной гипотезой механизма активации сфалерита.

В работе [4] показана значимая роль физической формы сорбции при флотации природного халькопирита одним пенообразователем (PPG-400). Маловероятно, что полипропилен гликоль (PPG-400), подаваемый в небольших количествах, может оказывать влияние на гидрофобность поверхности минерала; тем не менее, он оказывает выраженное влияние на флотируемость минерала. В рассмотренном примере функцию физической формы сорбции выполняет пенообразователь, позволяющий снять кинетическое ограничение, препятствующее образованию флотационного контакта. Под кинетическим ограничением подразумевается прослойка жидкости между минеральной частицей и пузырьком газа.

В работах [5, 6] предложен механизм работы физической формы сорбции реагента в образовании флотационного контакта. Показано, что в данном механизме существенное значение имеет скорость растекания производных форм ксантогенатов по поверхности воды. После локального прорыва прослойки, разделяющей минеральную частицу и пузырек газа, указанные продукты попадают на границу раздела «газ-жидкость» и растекаются по ней. От скорости их растекания зависит время индукции, скорость удаления прослойки.

Предполагается, что активация ионами тяжелых металлов сфалерита заключается в формировании на его поверхности физически сорбированного слоя. Этот слой представлен коллоидами, структурными единицами которого являются «ксантогенат металла — ион ксантогената». Коллоиды, стабилизированные анионами ксантогената, позволяют снять кинетическое ограничение, препятствующее образованию флотационного контакта. В [7] показано, что продукты нестехиометрического взаимодействия

ксантогената и нитрата свинца обладают высокой скоростью растекания по поверхности воды или, что равнозначно, по поверхности пузырька в случае пенной флотации. Их скорость зависит от массы сорбированного реагента на поверхности минерала. Известно, что увеличение расхода реагента-собирателя приводит к увеличению извлечения полезного компонента. Согласно [5, 6] рост флотируемости может быть обусловлен увеличением скорости удаления прослойки жидкости и, следовательно, скорости растекания собирателя.

В связи с этим целью настоящего исследования являлось определение скорости растекания активных по отношению к границе раздела «газ-жидкость» продуктов взаимодействия ксантогената с азотнокислым свинцом в зависимости от массы микрокапли, наносимой на поверхность воды.

Материалы и оборудование

Для экспериментального определения скорости растекания производных форм бутилового ксантогената (СТО 00204168–003–2009) с азотнокислым свинцом (ГОСТ 4236–77), эмульсия готовилась растворением азотнокислого свинца и ксантогената калия и подавалась на поверхность дистиллированной воды. Мольное соотношение свинца и ксантогената 1:50. Концентрация ксантогената $1\cdot10^{-1}$, $2\cdot10^{-1}$, $5\cdot10^{-1}$ и 1 моль/л, нитрата свинца $2\cdot10^{-3}$, $4\cdot10^{-3}$, $1\cdot10^{-2}$, $2\cdot10^{-2}$ моль/л. Съемка выполнялась скоростной камерой Evercam 4000-16-C. Видео записывалось в разрешении 1280x176 со скоростью 15000 кадров в секунду и 1280x720 с частотой 4000 к/с.

Экспериментальная часть

В первом эксперименте микрокапля эмульсии помещалась на поверхность дистиллированной воды в кювете. Масса переносимой на кончике иглы микрокапли составила ~$5{,}8\cdot10^{-4}$ г. Кювета устанавливалась под камерой, которая фиксировала момент растекания производных форм ксантогената по поверхности воды. Во второй серии опытов масса микрокапли была увеличена. С этой целью реагент подавался на утолщенном конце иглы. Масса микрокапли эмульсии составила ~ $2{,}4\cdot10^{-3}$ г.

На рис. 1 приведены фотографии фронта растекающейся пленки эмульсии, образованной при взаимодействии нитрата свинца с бутиловым ксантогенатом. Рис. 1, а с массой ~ $5{,}8 \cdot 10^{-4}$ г. и 1, б ~ $2{,}4 \cdot 10^{-3}$ г. соответственно, в момент времени $15 \cdot 10^{-2}$ секунды (белые крапинки на поверхности воды — тальк).

а) б)

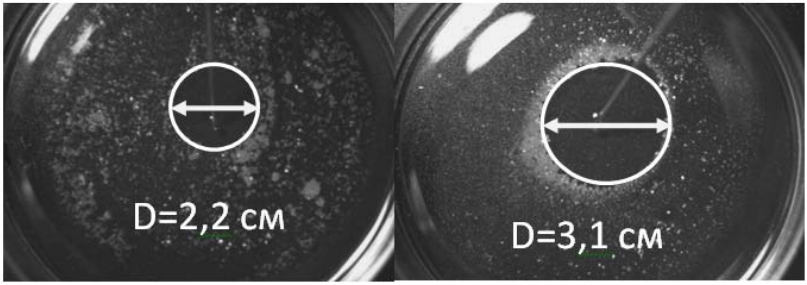


Рис. 1 — Стоп-кадры растекания продуктов взаимодействия бутилового ксантогената с азотнокислым свинцом
а — масса микрокапли эмульсии ~ $5{,}8 \cdot 10^{-4}$ г.;
б — масса микрокапли эмульсии ~ $2{,}4 \cdot 10^{-3}$ г.

Скорость растекания производных форм бутилового ксантогената на поверхности дистиллированной воды представлена на рис. 2 при указанных мольных соотношениях и концентрациях.

а) б)

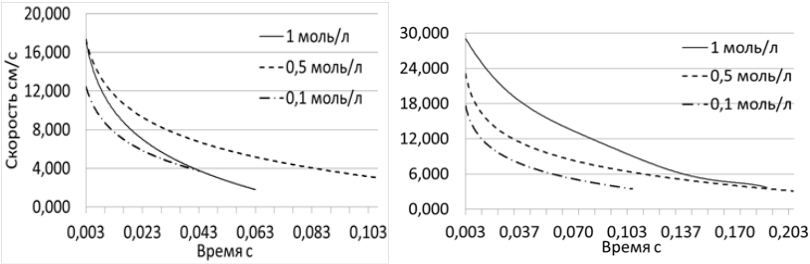


Рис. 2 — Скорость растекания продуктов взаимодействия азотнокислого свинца с бутиловым ксантогенатом (эмульсии) на поверхности воды в зависимости от времени. Концентрация ксантогената в эмульсии $1 \cdot 10^{-1}$, $5 \cdot 10^{-1}$ и 1 моль/л. Мольное соотношение 1:50. Съемка 15000 к/с.
а — масса микрокапли эмульсии ~$5{,}8 \cdot 10^{-4}$ г.;
б — масса микрокапли эмульсии ~ $2{,}4 \cdot 10^{-3}$ г.

Исследование скорости растекания эмульсии по поверхности дистиллированной воды с концентрациями 0,1 и 0,2 моль/л проводились отдельной серией опытов в аналогичных условиях (рис. 3).

а) б)

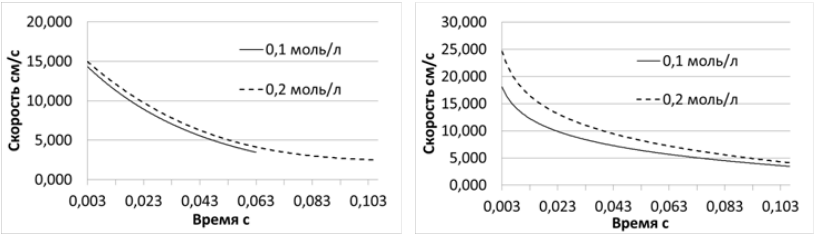


Рис. 3 — Скорость растекания продуктов взаимодействия нитрата свинца с бутиловым ксантогенатом (эмульсии) на поверхности воды в зависимости от времени. Концентрация ксатогената $1 \cdot 10^{-1}$ и $2 \cdot 10^{-1}$ моль/л. Мольное соотношение 1:50. Съемка 15000 к/с.
а — масса микрокапли эмульсии ~$5{,}8 \cdot 10^{-4}$ г.;
б — масса микрокапли эмульсии ~ $2{,}4 \cdot 10^{-3}$ г.

Обсуждение результатов

Экспериментально показано, что эмульсия бутилового ксантогената свинца обладает высокой скоростью растекания по поверхности дистиллированной воды. При массе микрокапли эмульсии ~$5{,}8 \cdot 10^{-4}$ г., подаваемой на поверхности воды, скорость составила 12–17 см/с, увеличение массы микрокапли эмульсии до ~ $2{,}4 \cdot 10^{-3}$ г. привело к увеличению скорости растекания до 18–29 см/с.

Из сравнения скоростей растекания производных форм, образовавшихся при нестехиометрическом взаимодействии азотнокислого свинца и бутилового ксантогената, следует, что увеличение массы эмульсии, наносимой на поверхность воды, приводит к увеличению скорости ее растекания (рис. 2 и 3). Следовательно, увеличение массы эмульсии приводит к сокращению периода формирования флотационного контакта и повышению извлечения, что находится в соответствии с практикой флотации.

Выводы

Продукты взаимодействия бутилового ксантогената с нитратом свинца имеют высокую скорость растекания по поверхности воды

и, следовательно, могут оказать влияние на кинетику образования флотационного контакта. Изменение массы эмульсии, подаваемой на поверхность воды, приводит к изменению скорости растекания и площади распространения ее пленки. В предположении, что основным кинетическим ограничением образованию флотационного комплекса является прослойка воды между минеральной частицей и пузырьком газа, можно ожидать сокращения времени образования флотационного контакта при увеличении массы физической формы сорбции реагента.

Список использованных источников

1. Митрофанова А.С., Митрофанов С.И. Осветление граней при селективной флотации / Минеральное сырье и его переработка. 1928. № 4. С. 246–255.
2. Prestidge C.A., Thiel A.G., Ralston J., Smart R. St. C. The interaction of ethyl xanthate with copper (II)-activated zinc sulphide: kinetic effects / Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects. 1994. Vol. 85. P. 51–68.
3. Fuerstenau M. C., Clifford K. L., Kuhn M. C. The role of zinc –xanthate precipitation in sphalerite flotation / Int. Journal of Mineral Processing, 1974, Vol. 1. P. 307–318.
4. Heyes G. W., Trahar W. J. The natural floatability of chalcopyrite. Int. Journal of Mineral Processing, 1977, Vol. 4. P. 317–344.
5. Кондратьев С.А., Бурдакова Е.А. , Коновалов И.А. О собирательной способности физически сорбируемых ассоциатов «ксантогенат ион-диксантогенид» // «ФТПРПИ». 2016. № 3. С. 123–133.
6. Кондратьев С.А. Оценка флотационной активности реагентов–собирателей // Обогащение руд. 2010. № 4. С. 24–30.
7. Кондратьев С.А., Мошкин Н.П., Коновалов И.А. Оценка собирательной способности легко десорбируемых форм ксантогенатов / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2015. № 4. С. 164–173.

СОДЕРЖАНИЕ

СПИСОК УЧАСТНИКОВ.....3

Е.Г. Мочкин. Новые разработки ЗАО «ТИГОМ» 5

М.С. Лучко. Особенности применения высокопроизводительных промывочных приборов и обогатительных аппаратов.....12

М.В. Цырендоржиева. Получение концентратов тяжелых минералов из алмазосодержащих геологоразведочных проб посредством концентрационных столов.....18

А.В. Кожевников. Разработки ЗАО «ТИГОМ» для решения экологических проблем 24

А.М. Никонов. Роль оценки технологических свойств минерального сырья при освоении техногенных месторождений на примере вольфрамодобывающих предприятий Узбекистана 31

М.Ю. Бабенков. Основные направления модернизации выпускаемого ОАО «Машзавод Труд» оборудования в современных условиях 39

С.Т. Шалгымбаев, А.А. Ниязов, Э.М. Ли, Д.Н. Агибаева, О.М. Тюгай, О.Г. Шегай, С.Л. Авдеев. Разработка флотационной технологии обогащения сульфидной медной руды месторождения Хаджиконган.....44

Г.Г. Лепезин. Перспективы создания на базе Кяхтинского месторождения (Республика Бурятия) промышленных производств силлиманитовых, рутиловых и кварцевых концентратов, глинозема, огнеупоров, силумина, алюминия, кремния и другой высокотехнологичной продукции 58

И.А. Матвеев, Н.Г. Еремеева, Б.В. Яковлев, В.Е. Филиппов. Исследование зависимости скорости падения минеральных частиц от их формы.....92

Л.А. Антипенко. Комплекс оборудованиядля флотации угля ...97

Н.Ю. Самсонов, Я.В. Крюков, В.А. Яценко, А.В. Толстов. Влияние разработки редкоземельного месторождения Томтор на экосистему арктической зоны Республики Саха (Якутия) с учетом социально-экономических эффектов.....108

Г.А. Жоленц. Конструкция передвижного промывочного прибора на базе барабанного грохота и шлюзов для обогащения золотосодержащих руд.....118

Т.С. Юсупов, Ф.Х. Уракаев, В.С. Шевченко, Е.А. Кириллова, Л.Г. Шумская. Исследование флотационного извлечения касситерита из техногенного сырья 123

И.М. Осадчий. Пастовые хвосты, рудничный шлам, твердеющая закладка, миксеры, торкрет-установки 132

В.И. Ростовцев, С.А. Кондратьев, И.И. Бакшеева. О совершенствовании обогащения медно-никелевых руд с учетом особенностей их минерального состава 139

С.И. Афанасенко. Комплексы для обогащения геологоразведочных проб.....154

Н.А. Крупина. Результаты испытаний экспериментального образца и перспективы применения центробежной отсадочной машины в обогащении минерального сырья.....161

А.Б. Прокофьева. Опыт разработки в ЗАО «ТИГОМ» пастового и скоростного сгустителей 168

С.И. Афанасенко. Из чего складываются преимущества российских концентраторов «ИТОМАК» 175

Н.С. Шеин, И.А. Матвеев, Н.Г. Еремеева. Изучение движения плоских частиц в потоке жидкости по изогнутой поверхности.....181

Д.А. Понитков. Флотомашины конструкции ЗАО «ТИГОМ» для флокулярной флотации.....186

Ф.К. Горбунов, В.А. Полубояров, З.А. Коротаева, Л.К. Бердникова, А.А. Жданок. Полимерные композиты с улучшенными свойствами.....192

Д.В. Семьянова. Закономерности флотации флюоритовой руды карбоновыми кислотами 200

В.А. Полубояров, З.А. Коротаева, А.А. Жданок, Ф.К. Горбунов. Модификаторы для внепечной обработки расплавов серого чугуна и стали 110Г13Л на основе нанодисперсионных порошков карбидов вольфрама и титана 211

С.А. Кондратьев, И.А. Коновалов. Активация флотации сфалерита ионами тяжелых металлов (нитратом свинца) 216

НАУЧНОЕ ИЗДАНИЕ

Оборудование для обогащения рудных и нерудных материалов. Технологии обогащения

Материалы XIII Международной научно-практической конференции

(г. Новосибирск, 8–10 ноября 2017)

Издание подготовлено к печати ООО Агентство «Сибпринт»
Подписано в печать 17.04.2018 г.
Формат 60×84/16. Тираж 100 экз.
Уч.-изд. л. 11,81 Печ. л. 13,13 Заказ № 0417/2018
Отпечатано в типографии ООО Издательство «Сибпринт»
630099, г. Новосибирск, ул. М. Горького, д. 39